ISSN 0536-1028 (Print) ISSN 2686-9853 (Online)

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ
ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

Научно-технический журнал. Издается с 1958 года

Выходит 8 раз в год **№ 6, 2020**

Учредитель и издатель

УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

Главный редактор

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

Заместитель главного редактора

Ю. И. ЛЕЛЬ, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

Редакционная коллегия

Валиев Н. Г. *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*
Гордеев В. А. *Кубанский государственный технологический университет, г. Краснодар*
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*
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

Битимбаев М. Ж. *Корпорация Казахмыс, г. Караганда, Республика Казахстан*
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 «Днепровская 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. Сташица, г. Краков, Польша*

© «Известия высших учебных заведений. Горный журнал», 2020

ISSN 0536-1028 (Print) ISSN 2686-9853 (Online)

IZVESTIYA VYSSHIKH UCHEBNYKH ZAVEDENII

GORNYI ZHURNAL

Scientific and technical journal. First published in 1958

8 issues a year **No. 6, 2020**

Founder and publisher

URAL STATE MINING UNIVERSITY

Editor-in-chief

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

Deputy editor-in-chief

Iu. I. LEL, Ural State Mining University, Ekaterinburg

Editorial board

Valiev N. G. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Gordeev V. A. *Kuban State Technological University, Krasnodar*
Dushin A. V. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Zelinskaya E. V. *National Research Irkutsk State Technical University, Irkutsk*
Ignatieva M. N. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Kalmykov V. N. *Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov, Magnitogorsk*
Kartoziia B. A. *National University of Science and Technology "MISIS", Moscow*
Kashnikov Iu. A. *Perm National Research Polytechnic University, Perm*
Kozin V. Z. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Kosarev N. P. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Kosolapov A. I. *Siberian Federal University, Krasnoiarsk*
Lapin E. S. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Litvinenko V. S. *St. Petersburg Mining University, St. Petersburg*
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

Bitimbaev M. Zh. *Kazakhmys Corporation LLC, Karaganda, Republic of Kazakhstan*
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

Викторов С. Д., Закалинский В. М., Шиповский И. Е., Мингазов Р. Я. **Новый аспект развития и применения взрывных работ в современных условиях разработки месторождений полезных ископаемых** 5

Кантемиров В. Д., Титов Р. С., Яковлев А. М., Козлова М. В. **Технологические особенности открытой разработки высокочистого кварца** 14

Потапчук М. И., Рассказов И. Ю., Ломов М. А., Рассказов М. И. **Изучение структуры рудного поля и свойств пород месторождения Делькен с целью обоснования оптимальной конструкции бортов карьера** 26

ГЕОМЕХАНИКА. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Жабко А. В. **Критерий прочности блочных сред и обратные геомеханические расчеты** ... 37

ФИЗИЧЕСКИЕ И ХИМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА. АЭРОГАЗОДИНАМИКА

Гайдин А. М. **Техногенный соляной карст** 48

ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ И НЕФТЕГАЗОВАЯ ГЕОЛОГИЯ, ГЕОФИЗИКА

Дьяков А. Ю. **Геофизические признаки нарушенности скальных пород (In English)** 58

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Цыпин Е. Ф., Ефремова Т. А., Овчинникова Т. Ю. **Экономическая эффективность предварительной концентрации с использованием рентгенофлуоресцентной сепарации** 66

ЭКОНОМИКА И УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ПРОИЗВОДСТВОМ

Мочалова Л. А., Соколова О. Г. **Управление экологичностью предприятий минерально-сырьевого комплекса при реализации концепции циркулярной экономики** 75

ГЕОЭКОЛОГИЯ, РАЦИОНАЛЬНОЕ ПРИРОДОПОЛЬЗОВАНИЕ

Антонинова Н. Ю., Солодухина А. А., Гревцев Н. В. **Комплексное экологическое разрешение: аспекты, вопросы и особенности оформления** 87

ГОРНАЯ МЕХАНИКА. ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ТРАНСПОРТ

Таугер В. М., Минин И. В., Адас В. Е. **Расчет оптимальных размеров пластинчатого рекуператора промышленного назначения (In English)** 95

Копачев В. Ф. **Обоснование срока службы вентиляторов главного проветривания в условиях переменной нагрузки** 102

ЭЛЕКТРИФИКАЦИЯ И АВТОМАТИЗАЦИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Шпрехер Д. М., Бабокин Г. И., Колесников Е. Б., Зеленков А. В. **Оценка быстродействия системы автоматического регулирования нагрузки электропривода очистного комбайна (In English)** 109

ИСТОРИЯ. ИНФОРМАЦИЯ. РЕЦЕНЗИИ

Гордеев В. А. **100 лет Уральской высшей маркшейдерской школе** 121

CONTENTS

GEOTECHNOLOGY: UNDERGROUND, OPEN, CONSTRUCTIONAL

Viktorov S. D., Zakalinskii V. M., Shipovskii I. E., Mingazov R. Ia. **New aspect of drilling development and application in modern conditions of mineral deposits exploitation..... 5**

Kantemirov V. D., Titov R. S., Iakovlev A. M., Kozlova M. V. **Production cycle characteristics of high-purity quartz opencasting..... 14**

Potapchuk M. I., Rasskazov I. Iu., Lomov M. A., Rasskazov M. I. **Studying ore field structure and rock properties of the Delken deposit to substantiate the optimal pit walls design..... 26**

GEOMECHANICS. DESTRUCTION OF ROCKS

Zhabko A. V. **The criterion of block media strength and geomechanical back-calculation..... 37**

PHYSICAL AND CHEMICAL PROCESSES OF MINING. AEROGAS DYNAMICS

Gaidin A. M. **Technogenic salt karst..... 48**

MINING AND OIL-AND-GAS GEOLOGY, GEOPHYSICS

Diakov A. Iu. **Geophysical signs of hard rock disturbance (In English)..... 58**

MINERAL PROCESSING

Tsypin E. F., Efremova T. A., Ovchinnikova T. Iu. **Economic efficiency of preconcentration with X-ray fluorescence separation..... 66**

ECONOMICS AND MINING PRODUCTION CONTROL

Mochalova L. A., Sokolova O. G. **Environmental management of mineral resource complex enterprises in the implementation of the circular economy concept..... 75**

GEOECOLOGY, RATIONAL NATURE MANAGEMENT

Antoninova N. Iu., Solodukhina A. A., Grevtsev N. V. **Integrated Environmental Permit: aspects, problems and registration..... 87**

MINING MECHANICAL ENGINEERING. MINING MACHINERY AND TRANSPORT

Tauger V. M., Minin I. V., Adas V. E. **Calculating the optimal physical size of an industrial plate recuperator (In English)..... 95**

Kopachev V. F. **Rationale for main fans service life in the conditions of changing load..... 102**

ELECTRIFICATION AND AUTOMATION OF MINING ENTERPRISES

Shprekher D. M., Babokin G. I., Kolesnikov E. B., Zelenkov A. V. **Rating the speed of the shearer's electric motor drive load automatic control (In English)..... 109**

HISTORY. INFORMATION. REVIEWS

Gordeev V. A. **The 100th anniversary of the Ural Higher School of Mine Surveying..... 121**

УДК 622.235:539.3 DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-5-13

Новый аспект развития и применения взрывных работ в современных условиях разработки месторождений полезных ископаемых

Викторов С. Д.[1], Закалинский В. М.[1]*, Шиповский И. Е.[1], Мингазов Р. Я.[1]
[1] Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук, г. Москва, Россия
e-mail: vmzakal@mail.ru

Реферат

Введение. *Метод использования фактора короткозамедленного инициирования при взрывной отбойке и его эффективность можно охарактеризовать направлением его технических возможностей применения от междурядных до современных внутрискважинных интервалов замедлений. В то время как современный уровень разработки техники и устройств для взрывных работ достиг возможности реализации технологии исполнения внутрискважинного замедления, исследование различных аспектов данного метода в натурных производственных условиях весьма актуально и представляет крайне сложную задачу.*

Методология. *В данной работе проводится анализ вариантов взрывной отбойки, а также конструкций скважинных зарядов на предмет изыскания новых, более эффективных способов их реализации в современных условиях. Был выбран один из известных способов, характеризующийся одновременным сочетанием собственно самого способа взрывной отбойки и нетрадиционной конструкции скважинного заряда. На его примере рассматривается возможность расширения практического диапазона выбранных схем размещения зарядов. В данной работе (впервые) представлена гипотеза, заключающаяся в возможности достижения одинакового эффекта в двух различных конструкциях скважинных зарядов, но «действующих» в практически одинаковом диапазоне использования короткозамедленного инициирования (КЗВ). Дело в том, что «вертикальные» расстояния между внутрискважинными короткозамедленными детонаторами в обычном скважинном заряде (в данном случае одинарном) и «горизонтальные» между параллельно сближенными скважинами пучка практически одинаковы. Это позволяет перенести исследование механизма КЗВ в зарядах с его «внутреннего» содержания на «внешнее» и для прояснения особенностей этих механизмов привлечь возможности компьютерного моделирования. Такой подход, ввиду известной специфики проведения и сложности экспериментальных исследований взрыва в производственных условиях, практически наиболее осуществим и единственно приемлем.*

Результаты. *Проверку различных способов взрывания (детонации) предлагается провести на основе реализации идеи замены (трансформации, переноса) действия взрыва детонаторов (одного или нескольких) в одинарном скважинном заряде (условно большого диаметра) на детонацию (одного или нескольких) рядов пучка сближенных скважинных зарядов соответствующего малого диаметра. С увеличением количества различных вариантов разнообразных форм конструкций пучковых зарядов существенно расширяется диапазон вариантов исследований, которые могут привести к результатам с повышенным качеством. Для достижения этой цели проведено исследование действия различных конфигураций компоновки зарядов с внутрирядным короткозамедленным взрыванием в пучке, что должно выявить рекомендации по управлению взрывом.*

Выводы. *Предлагаемые схемы взрывания, с одной стороны, характеризуют технологический отход от традиционной круговой формы взрывной волны, с другой – позволяют использовать найденный в процессе численного эксперимента эффект для различных целей, в частности, для*

влияния (взаимодействия) взрывных работ на конструктивные особенности различных способов и производственных систем разработки полезных ископаемых в условиях сложной геомеханической обстановки.

Ключевые слова: *взрывчатое вещество; скважинный заряд; форма взрывной волны; короткозамедленное взрывание; массив горной породы; метод сглаженных частиц; напряженно-деформированное состояние (НДС); конфигурация пучка скважинных зарядов; детонаторы.*

Работа выполнена при финансовой поддержке РФФИ в рамках проекта 18-05-00912.

Цель работы. Современные способы разработки месторождений полезных ископаемых характеризуются как новыми хозяйственно-экономическими условиями, так и обстоятельствами природно-технического характера, связанными с увеличением глубины разработки, проблемами обеспечения современным оборудованием и материалами, разобщенностью месторождений на больших территориях и т. д. В частности, на примере проблемы инициирования скважинных зарядов, непосредственно связанной с техническими возможностями и способами их разновременного взрывания, можно, как на новом аспекте, рассмотреть перспективу развития и применения взрывных работ в современных условиях разработки месторождений полезных ископаемых.

Каждый исторический период был ознаменован своими средствами и приемами, суть которых представляла одну и ту же идею: организовать некоторую последовательность взрывания зарядов различного предназначения для решения той или иной инженерно-технической задачи военного или гражданского предназначения [1]. В техническом плане обнаруживалась одна и та же тенденция: время условного замедления между подрывами зарядов постепенно сокращалось по мере развития соответствующих технических средств и достижения эффективности взрывных работ. Таким образом дело дошло до широкого использования в горных работах так называемого короткозамедленного взрывания, которое трактуется как взрывание серии зарядов с интервалами во времени, исчисляемыми тысячными долями секунды (миллисекундами). Взрывание каждого последующего заряда происходит в момент, когда часть горной массы уже частично нарушена взрывом предыдущего заряда, но действие напряжений в массиве еще продолжается. Короткозамедленное взрывание существенно влияет на грансостав горной массы и снижает сейсмическое действие взрывов, что по сути является его основными определяющими особенностями [2].

Методология проведения исследований. Метод использования фактора короткозамедленного инициирования при взрывной отбойке и его эффективность можно охарактеризовать областью реализации его технических возможностей как для традиционных междурядных, так и для современных внутрискважинных интервалов замедлений. Несмотря на то что современный уровень разработки техники и устройств для взрывания достиг возможности реализации технологии исполнения внутрискважинного замедления, исследование различных аспектов данного метода в условиях натурных производственных экспериментов весьма актуально, но организация экспериментов представляет крайне сложную задачу. В связи с этим проводится анализ новых способов взрывной отбойки и конструкций скважинных зарядов на предмет изыскания более эффективных конкретных возможностей и методик их исследований в современных условиях. В результате был выбран один из известных способов, характеризующийся одновременным сочетанием преимуществ собственно самого традиционного способа взрывной отбойки и возможностей использования нетрадиционных компоновок конструкций скважинного заряда. При этом прослеживается возможность расширения

диапазона его практического применения. Пучок сближенных скважинных зарядов, выбранный для целей исследования, обычно характеризуется одновременным взрыванием (детонацией) всего комплекта конфигурации его скважинных зарядов. Взрывная энергия этого пучка зарядов эквивалентна по энергии действию одиночного скважинного заряда соответствующего диаметра, что условно позволяет его назвать, в нашей интерпретации, общим термином «одинарный» заряд. В данном случае представляется возможность подтверждения гипотезы о достижении одинакового эффекта в двух различных конструкциях скважинных зарядов, но «действующих» в практически одинаковом диапазоне использования короткозамедленного инициирования. Смысл такой схемы в том, что «вертикальные» расстояния между внутрискважинными короткозамедленными детонаторами в обычном скважинном заряде (в данном случае одинарном) и «горизонтальные» между параллельно сближенными скважинами пучка практически одинаковы [3]. Этим достигается перенос исследования механизма КЗВ в зарядах с «внутреннего» содержания на «внешнее», что позволяет в качестве инструмента исследования привлечь компьютерное моделирование. Суть исследования – в проверке эффективности замены (трансформации, переноса) действия взрыва

Таблица 1. Выборочные данные компьютерного эксперимента. Характерное время измерения – 3,5 мс

Table 1. Selected data from the computer experiment. Characteristic time of measurement is 3.5 ms

Взрыв зарядов различной формы	Скорость смещения $V \cdot 10^{-3}$, м/мс, в периферийной точке				Давление в центре заряда, МПа	Давление в периферийной точке заряда, МПа			
	№ 2	№ 5	№ 3	№ 4	№ 1	№ 2	№ 5	№ 3	№ 4
Линейный и параболический ряды взрываются одновременно	–8,6	13,6	–12	10,6	1921,22	0	0,310	0,3	0,2
Одинарный эквивалентный скважинный заряд	–9	8	–7	8	3414,21	0,4	–0,36	–0,2	0,5

детонаторов (одного или более) короткозамедленного действия в одинарном скважинном заряде условно большого диаметра на детонацию одного или нескольких рядов пучка сближенных скважинных зарядов соответствующего малого диаметра. Осуществить такую проверку, ввиду известной специфики проведения взрывных экспериментальных исследований в производственных условиях, практически возможно только посредством компьютерного моделирования. Исходя из большого количества сочетаний различных форм конструкции пучковых зарядов существенно расширяется диапазон вариантов исследования с получением новых данных. Например, представляет интерес возможность управлять направленным действием взрыва путем подбора (задания) определенной конфигурации процесса внутрирядного короткозамедленного взрывания в пучке зарядов. Это, с одной стороны, характеризует технологический отход от традиционной круговой формы взрывной волны. С другой стороны, позволит использовать этот эффект для различных целей, в частности, для влияния (взаимодействия) взрывных работ на конструктивные особенности различных способов и систем разработки полезных ископаемых в условиях сложной геомеханической обстановки. При одинаковой энергоемкости одинарного заряда и «варианта пучка»

действие последнего должно принципиально отличаться характерными, присущими только ему дополнительными (новыми) возможностями. Для выявления таких отличий в работе используется компьютерное моделирование.

В настоящее время имеется целый арсенал средств автоматизированного воспроизводства различных интервалов времени замедления. Практически все научно-технические задачи горного производства сводятся к достижению максимального эффекта от оптимизации применения указанных средств.

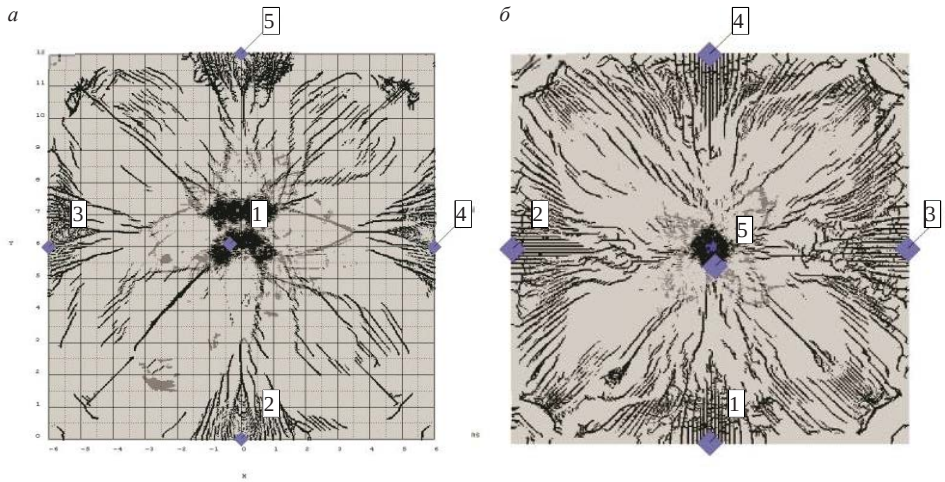

Рис. 1. Конфигурация двухрядного одинарного заряда – *а* и характер процесса его взрыва (сверху ряд линейных, снизу ряд параболической формы сближенных зарядов пучка) при их одновременном (в данном случае) инициировании; *б* – сравнительный одинарный заряд эквивалентной энергии

Fig. 1. Configuration of a two-line single charge – *a* and the character of the blasting procedure (a line of the linear ones on top and a line of parabolic converged charges in a beam at the bottom) under their simultaneous (in this instance) initiation; *б* – reference single blast of equivalent power

В данном исследовании речь идет о задаче другого свойства, а именно: рассмотреть различные варианты использования короткозамедленного взрывание с целями:

– выявить образование и распространение в определенных пределах различных некруговых в сечении (нецилиндрических) форм взрывных волн, формирующихся от взрыва обычных скважинных зарядов круговой (круглой) в сечении формы и имитирующих таким образом технологию получения в массовом порядке удлиненными зарядами ВВ взрывных волн практически любой формы [4];

– оценить корреляцию между неравномерностью некоторых форм взрывной волны и неравномерностью направленности ее энергии (перераспределение), например по принципу кумулятивного эффекта;

– выбрать наиболее оптимальные конструктивные элементы систем разработки с учетом эффективного использования направленного взрывания в условиях тектонических напряжений и динамических явлений в массивах горных пород [5, 6].

Результаты и обсуждение. Для решения поставленных задач и анализа результатов, с одной стороны, из всего разнообразия современных приемов и способов производства был выбран наиболее подходящий известный способ взрывных работ, с другой – использовалась методология компьютерного моделирования численного решения упругопластических задач механики сплошной среды на основе метода сглаженных частиц SPH (Smooth Particle Hydrodynamics) [7, 8].

Способ взрывных работ представлен конструкцией пучка сближенных скважинных зарядов, эквивалентных по массе одинарному скважинному заряду, что

при взрыве в обоих случаях воспринимается как взрыв одного заряда [9, 10]. В данном эксперименте был выбран двухрядный пучок параболической формы. По методике производились порядные и одновременные «взрывы» пучка в сравнении с одинарным эквивалентным «скважинным зарядом». Результаты в виде физических величин (параметров волны напряжения) – массовой скорости и давления на фронте волны – фиксировались в четырех противоположных точках контура «взрывания», что частично представлено в табл. 1, на рис. 1 и рис. 2.

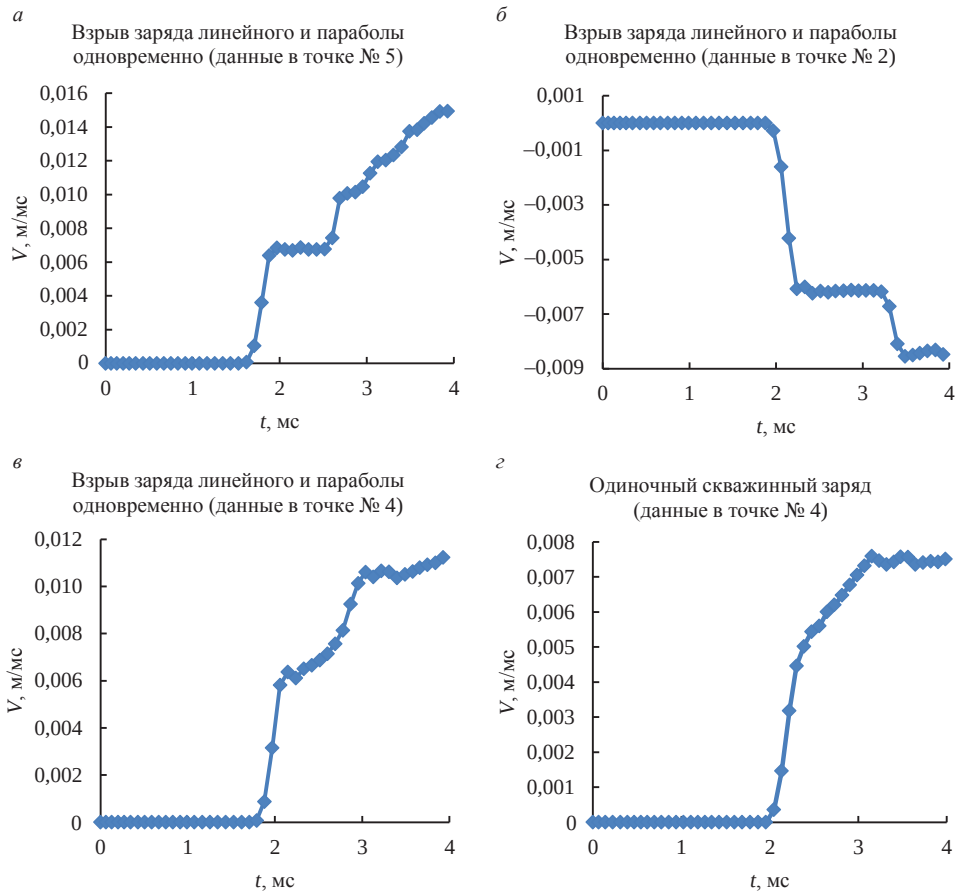

Рис. 2. График изменения скорости смещения в различных точках (*а*, *б*, *в* – соответственно верхняя, нижняя, боковая правая точки, *г* – симметричная точка одинарного заряда) среды вокруг исследуемых конструкций различных зарядов

Fig. 2. Graph of shift velocity behavior in different points (*а*, *б*, and *в* are the upper, middle, and lower points correspondingly, *г* is a symmetrical point of a single charge) of the medium around the structures of various charges under consideration

Согласно методологии применения метода сглаженных частиц SPH выбор граничных точек по сторонам действия взрыва обуславливает характер его действия, связанный с выходом распространяющейся по твердому телу взрывной волны (волны напряжений) на свободную поверхность [11, 12]. Известно, что при переходе через взрывную ударную волну должны выполняться общие законы сохранения массы, импульса и энергии. Законы сохранения массы и импульса связывают между собой четыре параметра фронта взрывной волны: скорость распространения волны по невозмущенному веществу D, скачок массовой скорости u, равный скорости движения сжатого вещества относительно невозмущенного,

давление p и удельный объем V (или плотность $\rho = 1/V$). Сжатое вещество расширяется (разгружается) практически до нулевого давления. При этом волна разгрузки (разрежения) распространяется назад по веществу со скоростью звука, соответствующей состоянию за фронтом взрывной волны, а само разгружающееся вещество приобретает дополнительную скорость в направлении первоначального движения взрывной волны. Вещество разгружается до своего минимального давления. Из анализа представленных графиков и других материалов исследования следует существенная разница измеряемых параметров фронта взрывной волны в противоположных граничных точках в сравниваемых модельных образцах конструкций зарядов [13, 14]. Это свидетельствует о реальной технической возможности управления действием взрыва (направленным его действием) методом инициирования различных рядов сближенных скважинных зарядов [15, 16].

Таким образом, экспериментальные данные, ограниченные рамками статьи, подтвердили наличие достижения эффекта направленного действия взрыва удлиненным одинарным скважинным зарядом, который получен при модельном исследовании из реального диапазона инициирования скважинных зарядов. От подобных известных попыток его отличает безусловная технологичность, когда его «исполнение» полностью базируется на применении имеющейся на горном предприятии буровой техники и практики буровзрывных работ [17, 18].

Следствие полученного результата (эффекта) может быть использовано при проектировании параметров систем и способов разработки месторождений полезных ископаемых в сложных условиях. Предварительно должны быть установлены параметры влияния (взаимодействия) взрывных работ на конструктивные особенности различных способов и систем разработки полезных ископаемых для конкретных горнотехнических условий с учетом особенностей геомеханической обстановки.

Выводы. На основании установления физического аспекта по результатам модельного исследования новых особенностей инициирования скважинных зарядов определена концептуальная возможность взаимодействия взрывных работ, способов и систем разработки полезных ископаемых в условиях сложной геомеханической обстановки. В рамках нового научно-технического направления это позволит повысить эффективность комплексной разработки месторождений полезных ископаемых через взаимодействие (управление, влияние) между процессами взрывных работ различного масштаба и назначения и напряженно-деформированными состояниями массивов горных пород.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Трубецкой К. Н., Захаров В. Н., Викторов С. Д., Жариков И. Ф., Закалинский В. М. Взрывное разрушение горных пород при освоении недр // Проблемы недропользования. 2014. № 3. С. 80–95.

2. Барон Л. И., Докучаев М. М., Васильев Г. А., Дороничева Л. А. Взрывные работы в горнорудной промышленности. М.: Госуд. науч.-техн. изд-во литер. по горн. делу, 1960. 182 с.

3. Совершенствование скважинной отбойки / А. В. Будько и [др.]. М.: Недра, 1981. 199 с.

4. Механика сдвижения и разрушения горных пород / С. Д. Викторов и [др.]. М.: РАН, 2019. 360 с.

5. Толстик А. М. Некоторые методические вопросы применения компьютерного эксперимента в физическом образовании // Физическое образование в вузах. 2006. Т. 12. № 2. С. 76–84.

6. Автоматизация физических исследований и эксперимента: компьютерные измерения и виртуальные приборы на основе LabVIEW 7 / П. А. Бутырин и [др.]. М.: ДМК Пресс, 2005. 264 с.

7. Глазова Е. Г., Кочетков А. В., Турыгина И. А. Численное моделирование пространственного взаимодействия ударной волны с проницаемой преградой // Вестник Нижегородского университета им. Н. И. Лобачевского. 2014. № 1(1). С. 180–185.

8. Шиповский И. Е. Расчет хрупкого разрушения горной породы с использованием бессеточного метода // Научный вестник НГУ. 2015. Вып. 1(145). С. 76–82.

9. Еременко А. А. Совершенствование технологии буровзрывных работ на железорудных месторождениях Западной Сибири. Новосибирск: Наука, 2013. 192 с.

10. Zharikov S., Kutuev V. About order of comprehensive solving the seismic and pre-splitting issues for drill-and-blastin open-pits. In: Kocharyan G., Lyakhov A. (eds). Trigger effects in geosystems. Springer

Proceedings in Earth and Environmental Sciences. Springer, Cham, 2019. P. 437–445. DOI: 10.1007/978-3-030-31970-0_46

11. Trofimov V. A., Malinnikova O. N., Wen-Jie Xu. Numerical approach to computer simulation of landslid events // AIP Conference Proceedings 2167, 020329 (2019); https://doi.org/10.1063/1.5132196. Published Online: 19 November 2019. Proceedings of the International Conference on Advanced Materials with Hierarchical Structure for New Technologies and Reliable Structures 2019. Conference date: 1–5 October 2019, Tomsk, Russia. P. 020329-1–020329-8. DOI:10.1063/1.5132196

12. Bai H. and Zhang Z. Test and application of the hole-bottom interval charging technology in Myanmar Kyisintaung mine // Engineering Blasting. 2017. No. 23(5). P. 63–66.

13. Lin Z. and Zhang S. Study on the blasting effect of water cushion charge in openpit mine // Chinese Journal of Mining Research and Development. 2017. No. 37(9). P. 40–43.

14. Liu C., Yang J. and Yu B. Rock-breaking mechanism and experimental analysis of confined blasting of borehole surrounding rock // International Journal of Mining Science and Technology. 2017. No. 27(5). P. 795–801.

15. Xin-Jian Li, Jun Yang, Xiao Zheng. Numerical simulation of radial decoupling charge with Ansys-Autodyn // Topics in Civil, Environmental & Building Engineering (TICEBE). 2017. No. 1(2). P. 78–81.

16. Woldemichael D. E., Abdul Rani A. M., Lemma T. A. and Altaf K. Numerical simulation of rock cutting using 2D Autodyn // 3rd International Conference of Mechanical Engineering Research (ICMER 2015). IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering. 2015. 100. 012052.

17. Лаврентьев М. А. Кумулятивный заряд и принцип его работы // Успехи математических наук. 1957. Т. 12. Вып. 4. С. 12–16.

18. Галченко Ю. П. Об эффекте кумуляции при разрушении горных пород деконцентрированными зарядами // Записки Горного института. 2007. Т. 171. С. 167–174.

Поступила в редакцию 25 июня 2020 года

Сведения об авторах:

Викторов Сергей Дмитриевич – доктор технических наук, профессор, заместитель директора по научной работе Института проблем комплексного освоения недр им. академика Н. В. Мельникова Российской академии наук. E-mail: victorov_s@mail.ru

Закалинский Владимир Матвеевич – доктор технических наук, ведущий научный сотрудник Института проблем комплексного освоения недр им. академика Н. В. Мельникова Российской академии наук. E-mail: vmzakal@mail.ru

Шиповский Иван Евгеньевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник Института проблем комплексного освоения недр им. академика Н. В. Мельникова Российской академии наук. E-mail: shipovskiy_i@ipkonran.ru

Мингазов Рафаэль Якубович – ведущий инженер Института проблем комплексного освоения недр им. академика Н. В. Мельникова Российской академии наук. E-mail: mingazov_r@ipkonran.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-5-13

New aspect of drilling development and application in today's mineral extraction

Sergei D. Viktorov [1], Vladimir M. Zakalinskii[1], Ivan E. Shipovskii[1], Rafael Ia. Mingazov[1]

[1] Research Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources of Russian Academy of Sciences, Moscow, Russia.

Abstract

Introduction. *The method of applying the factor of short period delay initiation in rock blasting and its effectiveness can be substantiated by the technical possibility of applying it for both conventional inter-row and current downhole delay intervals. The state of the art in blasting has made it possible to implement the technology of a short period delay. So it is rather relevant and extremely difficult to study of the technology's aspects in full-scale production conditions.*

Methodology. *This work analyzes the options for rock blasting and blasthole charges designs in order to find out how to implement them in a new and more effective way in modern conditions. A well-known method has been chosen, which combines the rock blasting method and the unconventional design of the blasthole charge. It is used as an example to demonstrate the possibility of expanding the practical range of the selected charge placement schemes. This work has been the first to introduce a hypothesis on the possibility of achieving the same effect in two different designs of blasthole charges, but "acting" in almost the same range of short period delay (SPD) use. The fact is that "vertical" distances between downhole short-delay detonators in a conventional blasthole charge (in this case, a single charge) and "horizontal" distances between parallel converged wells of a beam are almost the same. In this regard, it has become possible to focus not on its "internal" content on the "external" one and explain the features of these mechanisms by means of computer simulation. Due to the apparent specific character of conducting a blast in production conditions and intricate experimental observation, this approach is more realizable in practice and the only possible one.*

Results. *It is proposed to test various methods of blasting (detonation) based on the idea of replacing (transforming, transferring) the explosion action of detonators (≥ 1) in a single well charge (conventionally large diameter) with the detonation of (≥ 1) lines of a beam of converged borehole charges of the corresponding small diameter. As soon as the number of beam charge design options increases, the range of research options that can lead to the results with improved quality expands significantly. To achieve this goal, the action of various configurations of charges with in-line short period delay blasting in a beam was studied. It should make it possible to come up to some recommendations for blast control.*
Summary. *On the one hand, the proposed blast patterns show the technological departure from the traditional circular shape of the blast wave, on the other hand, they allow using the effect found in the course of numerical experiment for various purposes, in particular, to ensure blasting effect on (interaction with) design features of various mining methods and production systems in complex geomechanical environment.*

Key words: *explosive; blasthole charge; blast wave shape; short period delay blasting; rock mass; smoothed particle method; stress-strain state (SSS); configuration of blasthole charges beam; detonators.*

Acknowledgements. *The research has been financially supported by RFBR under project no. 18-05-00912.*

REFERENCES

1. Trubetskoi K. N., Zakharov V. N., Viktorov S. D., Zharikov I. F., Zakalinskii V. M. Explosive destruction of rocks during mining. *Problemy nedropolzovaniia = The Problems of Subsoil Use*. 2014; 3: 80–95. (In Russ.)

2. Baron L. I., Dokuchaev M. M., Vasiliev G. A., Doronicheva L. A. *Blasting operations in the mining industry*. Moscow: Gosud. nauch.-tekhn. izd-vo liter. po gorn. delu Publishing; 1960. (In Russ.)

3. Budko A. V. et al. *Improvement of borehole drilling*. Moscow: Nedra Publishing; 1981. (In Russ.)

4. Viktorov S. D. et al. *Mechanics of movement and destruction of rocks*. Moscow: RAS Publishing; 2019. (In Russ.)

5. Tolstik A. M. The methodical questing of employment of computer experiments in physical education. *Fizicheskoe obrazovanie v vuzakh = Physics in Higher Education*. 2006; 12(2); 76–84. (In Russ.)

6. Butyrin P. A. et al. *Automation of physical research and experiment: computer measurements and virtual devices based on LabVIEW 7*. Moscow: DMK press Publishing; 2005. (In Russ.)

7. Glazova E. G., Kochetkov A. V., Turygina I. A. Numerical simulation of the spatial interaction of a shock wave with a permeable barrier. *Vestnik Nizhegorodskogo universiteta im. N. I. Lobachevskogo = Vestnik of Lobachevsky University of Nizhni Novgorod*. 2014; 1(1): 180–185. (In Russ.)

8. Shipovskii I. E. Simulation for fracture by smooth particle hydrodynamics code. *Nauchnyi vestnik NGU = Scientific Bulletin of National Mining University.* 2015; 1 (145): 76–82. (In Russ.)

9. Eremenko A. A. *Improving the technology of drilling and blasting operations on iron ore deposits in Western Siberia*. Novosibirsk: Nauka Publishing; 2013. (In Russ.)

10. Zharikov S., Kutuev V. About order of comprehensive solving the seismic and pre-splitting issues for drill-and-blastin open-pits. In: Kocharyan G., Lyakhov A. (eds). *Trigger Effects in Geosystems. Springer Proceedings in Earth and Environmental Sciences*. Springer, Cham, 2019, pp. 437–445.

11. Trofimov V. A., Malinnikova O. N., Wen-Jie Xu. Numerical approach to computer simulation of landslide events. In: *AIP Conference Proceedings. 2167, 020329 (2019); https://doi.org/10.1063/1.5132196. Published Online: 19 November 2019. Proceedings of the International Conference on Advanced Materials with Hierarchical Structure for New Technologies and Reliable Structures 2019. Conference date: 1–5 October 2019, Tomsk, Russia*. P. 020329-1–020329-8.

12. Bai H. and Zhang Z. Test and application of the hole-bottom interval charging technology in Myanmar Kyisintaung mine. *Engineering Blasting*. 2017; 23(5): 63–66.

13. Lin Z. and Zhang S. Study on the blasting effect of water cushion charge in openpit mine. *Chinese Journal of Mining Research and Development*. 2017; 37(9): 40–43.

14. Liu C., Yang J. and Yu B. Rock-breaking mechanism and experimental analysis of confined blasting of borehole surrounding rock. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2017; 27(5): 795–801.

15. Xin-Jian Li, Jun Yang, Xiao Zheng. Numerical simulation of radial decoupling charge with Ansys-Autodyn. In: *Topics in Civil, Environmental & Building Engineering (TICEBE)*. 2017; 1(2): 78–81.

16. Woldemichael D. E., Abdul Rani A. M., Lemma T. A. and Altaf K. Numerical simulation of rock cutting using 2D Autodyn. In: *3rd International Conference of Mechanical Engineering Research (ICMER 2015). IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering*. 2015; 100: 012052.

17. Lavrentiev M. A. Cumulative charge and the principle of its operation. *Uspekhi matematicheskikh nauk = Russian Mathematical Surveys*. 1957; 12 (4): 12–16. (In Russ.)

18. Galchenko Iu. P. On the effect of cumulation in the destruction of rocks by deconcentrated charges. *Zapiski Gornogo instituta = Journal of Mining Institute*. 2007; 171: 167–174. (In Russ.)

Received 25 June 2020

Information about authors:

Sergei D. Viktorov – DSc (Engineering), Professor, Deputy Director for Science, N. V. Melnikov Research Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources, Russian Academy of Sciences. E-mail: victorov_s@mail.ru
Vladimir M. Zakalinskii – DSc (Engineering), leading researcher, N. V. Melnikov Research Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources, Russian Academy of Sciences. E-mail: vmzakal@mail.ru
Ivan E. Shipovskii – PhD (Engineering), senior researcher, N. V. Melnikov Research Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources, Russian Academy of Sciences. E-mail: shipovskiy_i@ipkonran.ru
Rafael Ia. Mingazov – lead engineer, N. V. Melnikov Research Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources, Russian Academy of Sciences. E-mail: mingazov_r@ipkonran.ru

Для цитирования: Викторов С. Д., Закалинский В. М., Шиповский И. Е., Мингазов Р. Я. Новый аспект развития и применения взрывных работ в современных условиях разработки месторождений полезных ископаемых // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 6. С. 5–13. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-5-13
For citation: Viktorov S. D., Zakalinskii V. M., Shipovskii I. E., Mingazov R. Ia. New aspect of drilling development and application in modern conditions of mineral deposits exploitation. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 6: 5–13 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-5-13

УДК 622.271.32:553.87 DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-14-25

Технологические особенности открытой разработки высокочистого кварца

Кантемиров В. Д.[1], Титов Р. С.[1]*, Яковлев А. М.[1], Козлова М. В.[1]
[1] Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия
e-mail: ukrigd15@mail.ru

Реферат

Введение. *В настоящее время основным сырьем для получения прозрачного кварцевого стекла, незаменимого компонента в производстве монокристаллического кремния, является высокочистый кварцевый концентрат. Концентрат представляет собой продукт измельчения природного «чистого» кварца, прошедшего цикл механической и глубокой химической очистки, с размером частиц 0,1–0,3 мм и совокупным содержанием примесей не более 20–30 ppm. Однако в природе месторождения чистого кварца встречаются достаточно редко, поэтому каждое из таких разведанных месторождений имеет особое значение и подлежит отработке с минимальными потерями кварцевого сырья.*

Цель работы. *Разработка технических решений по отработке небольших жил высокочистого гранулированного кварца.*

Методология. *Выполнен анализ физико-механических свойств и горнотехнических условий разработки отдельных кварцевых жил Кыштымского месторождения. Разработаны технологические решения по отработке кварцевых жил открытым способом, позволяющие снизить степень переизмельчения кварца.*

Результаты. *Гранулированный кварц вследствие своей структуры обладает свойством «лавинообразного» разрушения на мелкие зерна. Тем самым значительно снижается выход кондиционной фракции –400…+20 мм, что в условиях небольших запасов кварца в жилах, в среднем 0,1–2 тыс. т, ставит вопрос о целесообразности и эффективности их разработки. Для повышения выхода кондиционных фракций кварцевого сырья предложена безвзрывная технология отбойки кварца с использованием навешиваемого на гидравлический экскаватор гидромолота в сочетании с предварительным обнажением кварцевой жилы от вмещающих пород с применением специальной технологии взрывания пород в приконтактной зоне «кварц–порода».*

Выводы. *Предложенные технические решения позволят вовлечь в разработку небольшие кварцевые жилы гранулированного кварца высокой чистоты, обеспечат высокую производительность и эффективность горных работ без значительных потерь дефицитного сырья.*

Ключевые слова: *гранулированный кварц; кварцевое сырье; кварцевые жилы; технологии взрывания; отбойка кварца гидромолотом.*

Статья подготовлена по материалам НИР, выполняемой по программе ФНИ государственных академий наук. Тема 1. Методы учета переходных процессов технологического развития при освоении глубокозалегающих сложноструктурных месторождений полезных ископаемых (№ 0405-2019-0005).

Введение. Высокочистый кварцевый концентрат является сырьем для ряда высокотехнологичных отраслей инновационной экономики. Из него получают прозрачное кварцевое стекло, которое на сегодня является безальтернативным компонентом процесса производства монокристаллического кремния – базового материала для микроэлектронной индустрии и солнечной энергетики. Высокочистые кварцевые концентраты – продукт измельчения природного кварца, очищенный от минеральных и химических примесей, с размером частиц

100–300 микрон и совокупным содержанием примесей (массовая доля) не более 20–30 ppm (мг/кг).

Анализ и обсуждение. Месторождения чистого от примесей кварца встречаются в природе достаточно редко, поэтому каждое из разведанных месторождений имеет особое значение и подлежит отработке с минимальными потерями сырья. В России единственным предприятием, которое выпускает концентраты, близкие к международному стандарту IOTA, является АО «Кыштымский горно-обогатительный комбинат» который производит сорт SSQ-2-KC (аналог IOTA CG, IOTA std). Добыча кварцевого сырья в настоящее время ведется подземным способом с разработкой жилы № 175. Обогащение кварцевого сырья и реализацию продукции осуществляет дочерняя фирма ООО «Русский кварц». Кыштымское месторождение гранулированного кварца расположено в Кыштымском городском округе Челябинской области. Гранулированный кварц Кыштымского месторождения обладает незначительным количеством газово-жидких включений. Коэффициент светопропускания колеблется от 79 до 91 %, в среднем составляя 84 %, что является самым высоким показателем среди всех месторождений гранулированного кварца.

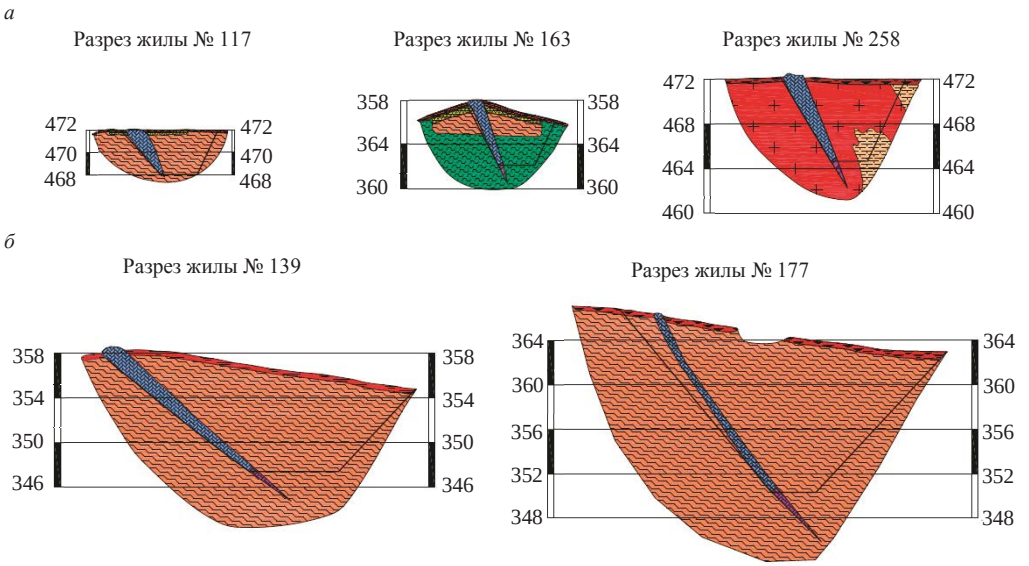

Рис. 1. Характерные геологические разрезы жил гранулированного кварца Кыштымского рудного поля, отрабатываемых выработками (траншеями):
а – до глубины 10 м; *б* – до глубины 30 м
Fig. 1. Typical geological profiles of granular quartz veins at Kyshtym deposit, mined by mine workings (trenches)
а – down to the depth of 10 m; *б* – down to the depth of 30 m

Помимо основной разрабатываемой жилы № 175, содержащей 88 % разведанных и утвержденных запасов гранулированного кварца, на территории Кыштымского рудного поля площадью 44,6 км^2 располагается еще 46 жил, большая часть которых пригодна для открытой разработки. Кварцевые жилы имеют линзовидную, веретенообразную и плитообразную формы неправильной конфигурации. Практически все жилы выходят на открытую поверхность (рис. 1). Размеры жил изменяются в широких пределах: по простиранию – от 12 до 380 м, по падению – от 12 до 60 м, мощность – от 0,5 до 7 м. Простирание кварцевых жил в целом отвечает общему юго-восточному простиранию структуры. Падение жил обычно восточное, углы падения изменяются от 20° до 70°–80°. Жильные тела залегают

согласно со сланцеватостью вмещающих пород или секут ее по падению и простиранию, азимутальное несогласие достигает 10°–20°, угловое 40°–50°. Склонение жил юго-восточное в интервале 10°–40°. Площадь месторождения покрыта рыхлыми четвертичными отложениями и породами коры выветривания. Мощность колеблется от 0 до 14 м, составляя в среднем 1,5–3,0 м. Запасы кварца в жилах колеблются от нескольких сотен до нескольких тысяч тонн, жилы могут быть отработаны неглубокими выработками (траншеями глубиной до 10 м или карьерами глубиной до 30–40 м) [1–11].

Таблица 1. Физико-технические характеристики пород Кыштымского месторождения
Table 1. Physical and technical characteristics rock at the Kyshtym deposit

Наименование породы	Коэффициент крепости по М. М. Протодьяконову	Категория крепости по ЕНВ	Коэффициент рыхления	Объемный вес, т/м^3
Слюдяно-кварцевые сланцы	7	10–14	1,3–1,5	2,0
Амфиболиты	9	11–15	1,6–1,7	2,7–3,0
Кварцевые жилы	10	14–17	1,5–1,7	2,5

Комплекс горных пород, слагающих месторождения гранулированного кварца, представляет собой разнообразную серию грунтов от суглинков, глин и продуктов выветривания, сланцев до крепких скальных пород ордовикского и протерозойского возраста. Зона выветривания обычно проявлена до глубины 3–6 м (редко до 15 м) и наблюдается чаще всего в слюдяно-кварцевых сланцах [1–11].

При выборе технологий разработки кварца необходимо учитывать его особые физико-механические свойства. Особенностью структурного строения гранулированного кварца является то, что он состоит из зерен (гранул) размером до 1–2 мм, скрепленных между собой в результате естественных геологических процессов. В результате слабой спайности зерен он подвержен «лавинообразному» разрушению на отдельности от сейсмического воздействия взрывной нагрузки при буровзрывных работах (БВР) [12–15], что способствует переизмельчению кварцевого сырья и значительному выходу некондиционных фракций. В соответствии с внутренним стандартом предприятия СТП КИ-01-08-09 кондиционным для последующей переработки является кварц фракции –400…+20 мм. Поэтому при добыче необходимо исключить производство БВР по кварцу и обеспечить структурную сохранность кварцевой жилы от воздействия деформационных нагрузок при подготовке вскрышных пород к выемке.

Вмещающими породами для жил гранулированного кварца Кыштымского месторождения являются преимущественно кристаллические сланцы слюдяно-кварцевого и гранат-слюдяно-кварцевого состава, амфиболиты, гранитогнейсы и биотит-амфиболовые гнейсы. Все другие разновидности (кварциты, серпентиниты и др.) распространены незначительно, и гранулированный кварц в них не наблюдается. В табл. 1 представлены физико-технические характеристики пород Кыштымского месторождения.

Результаты. С учетом изложенного предлагается отрабатывать жилы в основном неглубокими карьерами с четырехметровыми уступами, вскрытием траншеями внешнего заложения, с отработкой уступов продольными сквозными заходками, ширина рабочей площадки при этом нормируется в пределах 22 м (ширина транспортной бермы 8–12 м). На рис. 2 представлен план типового карьера для отработки кварцевой жилы с глубиной заложения до 30 м, всего может быть отработано 12–18 жил с общими запасами до 17 тыс. т и коэффициентом вскрыши 14,9–31,9 м^3/т (средний по 12 жилам – 24,8 м^3/т).

Разработку открытым способом отдельных жил Кыштымского месторождения гранулированного кварца предлагается вести с использованием следующих типов технологического горного оборудования производства РФ [16]:

– гусеничного экскаватора ЭО-5225 (обратная лопата, вместимость ковша 1,5 м^3) (ОАО «ВЭКС», Воронежский экскаваторный завод, г. Воронеж) для выемки и погрузки в автосамосвалы горной массы из забоя;

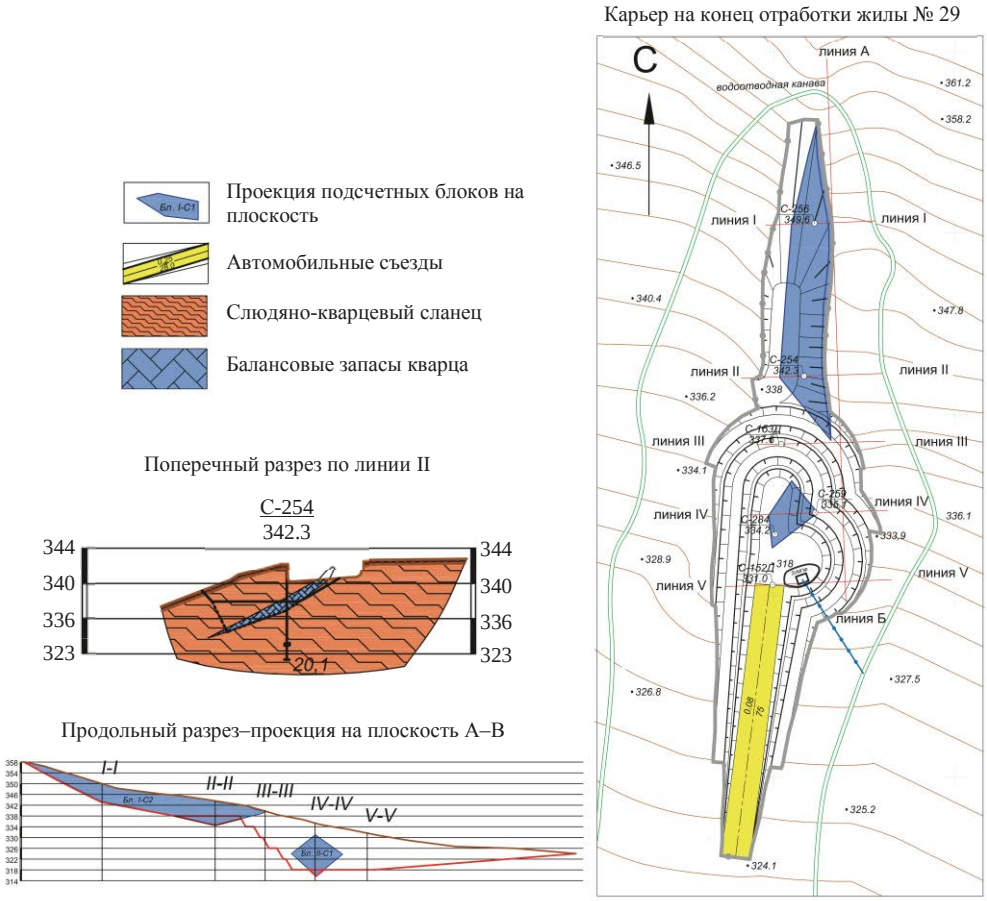

Рис. 2. План и разрезы типового карьера по разработке кварцевой жилы с глубиной заложения до 30 м

Fig. 2. Plan and sections of a typical open pit developing 30 m deep quartz vein

– фронтального колесного погрузчика ПК-46 (вместимость ковша 2,4 м^3) (Челябинский тракторный завод-УРАЛТРАК, г. Челябинск) для использования на вспомогательных работах, отгрузки из забоя, при сортировке кварца, погрузке кварца в автосамосвалы;

– бурового станка Буран-2А (ООО «Амурский металист», г. Благовещенск), с пневмоударником DHD 3,5 для бурения взрывных скважин D = 90–120 мм, диаметр буровых коронок –120 мм (марка KQ 120-120) для чистой вскрыши и 90 мм (марка CIR90) для вскрыши вблизи рудного тела в скальных вскрышных породах;

– автосамосвалов КАМАЗ-65115-48 (А5) грузоподъемностью 15 т для транспортирования горной массы;

– бульдозера ЧЕТРА Т-20 (отвал SU, емкость отвала 11,9 м^3) (ООО «ЧЕТРА», г. Чебоксары) для использования на вспомогательных работах в карьерах, на отвалах и складах.

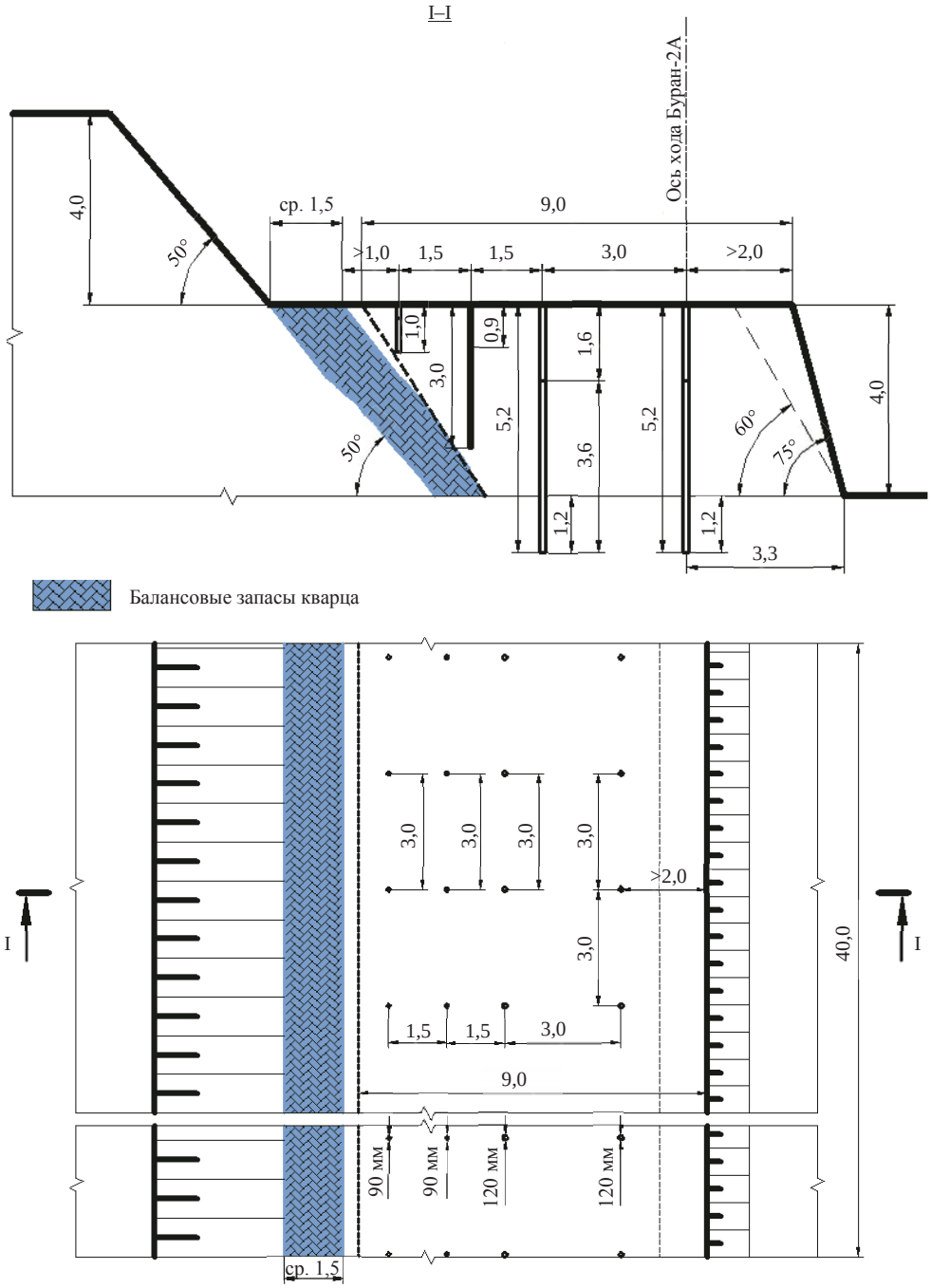

Рис. 3. Конструкция скважинных зарядов в зоне контакта кварцевой жилы с породой
Fig. 3. The structure of the downhole charges in the zone of quartz vein and rock contact

Для предотвращения переизмельчения кварца при БВР предлагается специальная технология, включая схему ведения взрывных работ в приконтактной зоне вскрышных пород с кварцем, основанная на применении плоской системы рассредоточенных вертикальных скважинных зарядов уменьшенного диаметра [17] и переменной длины (рис. 3). Таким образом, создается экранирующий слой породы, защищающий кварцевую жилу от воздействия основных зарядов рыхления увеличенного диаметра (d_c = 120 мм). Отбойка кварцевого сырья вскрытой жилы осуществляется безвзрывным способом, с помощью гидромолота, навешиваемого на экскаватор ЭО-5225 (рис. 4).

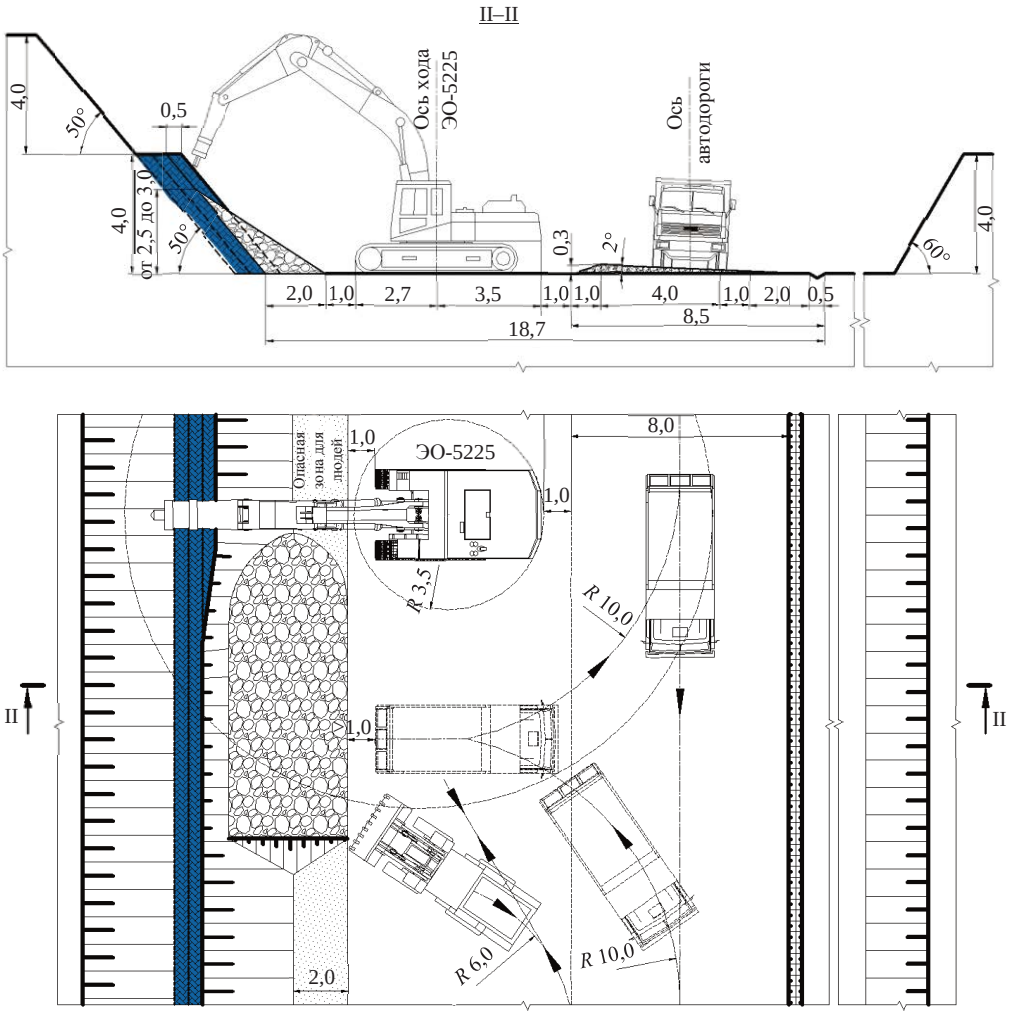

Рис. 4. Технологическая схема безвзрывной отбойки кварцевой жилы
Fig. 4. Flow sheet of quartz vein blastless breaking

Согласно требованиям к эксплуатации гидромолотов на базе гусеничных экскаваторов, допустимая масса навешиваемого оборудования не должна превышать 10 % массы экскаватора, что для ЭО-5225 составляет не более 3810 кг. В соответствии с этим требованием по ограничению эксплуатационной массы и необходимым параметрам работы гидросистемы экскаватора для разрушения скального материала большой твердости (кварца) принят гидромолот типа Delta F-45S с массой полного комплекта 3284 кг и энергией удара 9,97 кДж.

Технология ведения взрывных работ по вскрышным породам в приконтактной зоне с жилой кварца следующая:

– бурение скважин производится долотом D = 90 мм (типа CIR90);

– в зависимости от падения жилы 20°–70° в 1–3-м крайних рядах скважин бурятся укороченные скважины с недобуром до тела жилы в 20–40 см (рис. 3);

– в качестве ВВ используется граммонит 79/21, инициирование – прямое с помощью ЭД и детонирующего шнура ДШН-10 (АО «НМЗ Искра») с порядным замедлением с использованием пиротехнических реле РП-Д-80 с замедлением 80 мс.

Расстояние между скважинами, м, при взрывании пород в приконтактной зоне с кварцем является одним из определяющих сейсмическое воздействие на массив параметром, который можно вычислить с учетом физико-механических свойств пород (табл. 1) по следующим зависимостям [18–22]:

$$a = k_{от} d_с \left[1 + 2^{1/n}\right] \left[\frac{2vP_{дд}\left(\frac{Q_{ВВ}}{Q_с}\right)^{\chi}}{\{\sigma_р(1-\nu)(1-c)\}}\right]^{1/z};$$

$$z = \frac{2+\nu}{1-\nu}, \qquad n = \frac{2-\nu}{1-\nu};$$

$$P_{дд} = \frac{10\overline{\Delta}\vartheta_д}{4g};$$

$$c = \frac{\overline{\Delta}\vartheta_д}{\rho C_р},$$

где $k_{от}$ – коэффициент, учитывающий ориентацию естественной трещиноватости в массиве относительно плоскости оконтуривания (0,95–1,2); $d_с$ – диаметр скважины, мм; v – коэффициент Пуассона; $P_{дд}$ – детонационное давление в заряде ВВ, Па; $Q_{ВВ}$ – объем заряда ВВ в скважине, м^3; $Q_с$ – объем скважины, м^3; $P_{дд}$ – детонационное давление в заряде ВВ, Па; χ – показатель адиабаты (1,17–1,25); $\sigma_р$ – предел прочности на растяжение, Па; c – безразмерный коэффициент; z – степень затухания ударной волны в зоне разрушения; n – степень затухания в зоне образования трещины; Δ – средняя плотность заряда ВВ в скважине, кг/м^3; $\vartheta_д$ – скорость детонации, м/с; ρ – плотность горной породы, кг/м^3; $C_р$ – скорость продольной волны в породе.

Длина взрывных скважин в приконтактной зоне, где величина перебура $l_п = 0$, при известной величине преодолеваемого сопротивления $W_п$ может быть установлена из следующего выражения, м:

$$l_{ск} = l_{з.п} + l_{заб} = \left[\frac{W_п}{\sqrt{(W_р/W_п)^4}} - 1\right] + l_{заб},$$

где $l_{з.п}$ – длина заряда над подошвой уступа, м; $l_{заб}$ – длина забойки скважины, м; $W_р$ – расчетная величина сопротивления по подошве уступа, преодолеваемая вертикально одиночным скважинным зарядом, м.

Расчетная величина сопротивления по подошве уступа может быть установлена следующей зависимостью, м:

$$W_{\text{п}} = 53k_{\text{т}}d_{\text{с}}\sqrt{\frac{\Delta}{\rho k_{\text{ВВ}}}}(1,6-0,5m),$$

где $k_{\text{т}}$ – коэффициент, учитывающий трещиноватость массива (1,0–1,3); $k_{\text{ВВ}}$ – коэффициент, учитывающий относительную работоспособность ВВ (для граммонита 79/21 $k_{\text{ВВ}} = 1$); m – коэффициент сближения зарядов скважин.

С учетом того, что подготавливаемый участок в приконтактной зоне сложен однородными по трещиноватости и физико-механическим свойствам породами, а разрушение их происходит в результате воздействия волны напряжений, для отдельностей, пронизанных зарядом ВВ, на которые оказывает воздействие квазистатическое давление взрывных газов и соударение кусков, для основной части массива, расчет параметров взрывания на заданную степень дробления можно определить следующими зависимостями [18–22]:

– необходимое количество ВВ на единицу объема взорванной горной массы в пределах зоны регулируемого дробления, в которой размер крупных кусков после взрыва не превысит кондиционного размера, кг/м^3:

$$q = 0,9\frac{\sigma_{\text{р}}\delta}{EQ_{\text{вф}}d_{\text{д}}}\left(\frac{1-\nu}{\nu}\right)^2 + 0,2\cdot 10^{-7}\frac{El_{\text{ср.о}}}{\delta Q_{\text{вф}}}\left(\frac{d_{\text{с}}}{a}\right)^2,$$

где $\sigma_{\text{р}}$ – предел прочности образца горной породы на растяжение, Па; δ – величина раскрытия трещин в массиве (определяется средним размером отдельности и категорией пород по трещиноватости), м; E – модуль Юнга, Па; $Q_{\text{вф}}$ – теплота взрыва применяемого ВВ, кДж/кг; $d_{\text{д}}$ – размер допустимого (кондиционного) куска, м; $l_{\text{ср.о}}$ – средний размер естественной отдельности в массиве, м; $d_{\text{с}}$ – диаметр скважины, м;

– интервал замедления, обеспечивающий более полное использование энергии волн напряжения в результате уменьшения ширины трещин вблизи последующей группы зарядов, мс:

$$\tau = 57,5\frac{k_{\text{гр}}r^2}{d_{\text{с}}\vartheta_{\text{пв}}}\left(\frac{\delta}{l_{\text{ср.о}}}\right)^{3/2},$$

где $k_{\text{гр}}$ – коэффициент, учитывающий геометрическое расхождение энергии взрыва; для плоских зарядов $k_{\text{гр}} = 1$, для цилиндрических зарядов $k_{\text{гр}} = 2$; $\vartheta_{\text{пв}}$ – скорость продольной волны в образце горной породы, м/с; r – расстояние от первой группы зарядов до максимально удаленной границы зоны разрушения от взрыва последующей группы зарядов ($r = 1,5a_1$; a_1 – расстояние между двумя группами последовательно взрываемых зарядов, м), м.

Качество подготовки взорванной горной массы определяется величиной гранулометрического состава, которая в общем случае может быть представлена функцией распределения размеров кусков x:

$$P(X < x) = p_1(1-\exp(x/\sigma_1)) + p_2(1-\exp(x^2/2\sigma_2^2)),$$

где $\sigma_{1,2}$ – параметры распределения, величина которых зависит от удельного расхода ВВ; $p_{1,2}$ – доля в смеси мелких и крупных кусков, дол. ед.

После уборки вскрышной породы экскаватором ЭО-5225 и обнажения кварцевой жилы на рабочем горизонте производится его переоборудование с ковша на гидромолот типа Delta F-45S. Отбойка вскрытой («обнаженной») кварцевой жильной массы производится с помощью гидромолота, навешиваемого на экскаватор ЭО-5225 в комплектации гидрооборудования и переходных устройств (квик-каплер, переходная плита) с возможностью быстрого подключения гидромолота. Масса гидромолота составляет 0,1 массы экскаватора.

Горно-геометрическим анализом кварцевых жил установлено, что при реализации предлагаемых технических решений в пределах одного рабочего горизонта отрабатываемых карьеров может располагаться до 200 т кварцевого сырья (80 м^3). Из опыта разрушения крепких пород гидромолотом с энергией удара свыше 5 кДж известно, что производительность гидромолота с установкой его на экскаваторе может превышать 20 м^3/ч, с учетом ослабления кварцевого массива от сейсмического воздействия взрыва производительность отбойки может возрасти до 30 м^3/ч. Время переоборудования экскаватора и подключения гидромолота (и обратно) составляет в среднем 20 мин (в зависимости от квалификации машиниста). Таким образом, при производительности гидромолота 15–30 м^3/ч и времени, затрачиваемого на переоборудование экскаватора *ковш–гидромолот–ковш* 30–40 мин/см, он сможет за одну 8-часовую смену обеспечить отбойку вскрытого кварца на рабочем горизонте (уступе) карьера.

Погрузка отбитой кварцевой руды в автосамосвалы производится фронтальным колесным погрузчиком ПК-46 с ковшом вместимостью 2,4 м^3 (рис. 3). При необходимости, для соответствия внутреннему стандарту предприятия СТП КИ-01-08-09, можно предусмотреть внутрикарьерную предварительную сортировку кварца по крупности куска с выделением товарной фракции –400…+20 мм с помощью неподвижного колосникового грохота или полумобильной (с дизельным приводом) установки первичной сортировки типа КМ УЗС-41Т (ООО «КАНМАШ ДСО», г. Канаш Чувашской Республики).

Выводы. Востребованное на рынке высококачественное кварцевое сырье с минимальным содержанием вредных примесей достаточно редко встречается в природе. Значительный объем кварцевого сырья сосредоточен в небольших кварцевых жилах с запасами от 100 до 2 тыс. т и глубиной заложения 0–50 м от поверхности. Совершенствование технологий разработки небольших кварцевых жил с минимальными потерями сырья является актуальной научно-технической задачей.

Разработка кварцевых жил осложнена тем, что жилы располагаются в достаточно прочных вмещающих породах, которые необходимо убирать с помощью БВР. В то же время сейсмическое воздействие взрывных работ приводит к «лавинообразному» разрушению кварца на некондиционные фракции, непригодные для дальнейшей переработки и обогащения.

Для сокращения потерь сырья при добыче на примере разработки Кыштымского месторождения гранулированного кварца предлагаются следующие технические решения:

– разработку вести небольшими карьерами (траншеями) глубиной до 30 м с уступами высотой до 4 м, расположенными по направлению простирания жилы;

– взрывные работы по кварцу не производить, а ограничить их использование приконтактной зоной вскрышных пород;

– скважины в приконтактной зоне вскрышных пород (1–3 ряда) бурятся минимальным диаметром (до 90 мм), укороченными с учетом угла падения кварцевой жилы (20°–70°), не доходят до кварца на 20–40 см, что позволяет создать предохранительную прослойку породы, которая частично гасит сейсмическую энергию взрыва, при этом используется порядное замедление;

– отбойку обнаженного кварца производить с помощью гидромолота, навешиваемого на гидравлический экскаватор, при производительности стандартного гидромолота 15–30 м^3/ч он может за 8-часовую смену обеспечить к отгрузке до 200 т (80 м^3) кварцевого сырья, что соответствует объему кварца, залегающего в пределах 4-метрового рабочего горизонта при разработке типичной жилы.

Предлагаемые технические решения позволят вовлечь в разработку небольшие кварцевые жилы гранулированного кварца высокой чистоты, обеспечат высокую производительность и эффективность горных работ без значительных потерь дефицитного сырья.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Соколов Ю. М., Мельников Е. П., Маханек Е. К., Мельников Н. И. Минерагения метаморфогенных месторождений горного хрусталя и гранулированного кварца. Л.: Наука, 1977. 113 с.

2. Кузьмин В. Г., Кравец Б. Н. Минералургия жильного кварца. М.: Недра, 1990. 294 с.

3. Becker A. Quartz pressure solution: influence of crystallographic orientation // Journal of Structural Geology. 1995. Vol. 17. No. 10. P. 1395–1405.

4. Петруха Л. М. Строение геологических полей месторождений гранулированного кварца // Известия УГГУ. 1998. № 8. С. 108–112.

5. Исаев В. А. Структурные примеси в кварце. Часть I. Обзор и анализ традиционных способов очистки кварца от структурных примесей // ГИАБ. 2006. № 9. С. 11–23.

6. Исаев В. А. Структурные примеси в кварце. Часть II. Обоснование способа глубокой очистки кварца с использованием процессов его термомодификационной обработки // ГИАБ. 2007. № 9. С. 29–37.

7. Поленов Ю. А., Огородников В. Н., Сазонов В. Н. Онтогенические типы гранулированного кварца // Известия УГГУ. 2010. № 24. С. 21–28.

8. Современные проблемы изучения и использования минерально-сырьевой базы кварцевого сырья – 2011 // Материалы Всероссийского совещания (24–27 мая 2011): сб. науч. ст. Миасс–Екатеринбург: УрО РАН, 2011. 168 с.

9. Кузнецов С. К., Лютоев В. П., Шанина С. Н., Светова Е. Н., Сокерина Н. В. Особенности качества жильного кварца уральских месторождений // Известия Коми НЦ УрО РАН. 2011. № 4(8). С. 65–72.

10. Gotze J., Mockel R. Quartz: deposits mineralogy and analytics. Berlin, Heidelberg: Springer, 2012. 360 p. DOI: 10.1007/978-3-642-22161-3

11. Поленов Ю. А., Огородников В. Н., Савичев А. Н. Кварц жил выполнения Урала // Известия УГГУ. 2014. № 3(35). С. 5–11.

12. Ганопольский М. И., Барон В. Л., Белин В. А., Пупков В. В., Сивенков В. И. Методы ведения взрывных работ. Специальные взрывные работы. М.: МГГУ, 2007. 563 с.

13. Соколов И. В., Смирнов А. А., Рожков А. А. Обоснование оптимальных параметров буровзрывных работ при отбойке кварца // ГИАБ. 2016. № 7. С. 337–350.

14. Sokolov I. V., Rozhkov A. A. Investigating the parameters of disper-sion in the plane system of charges at granular quartz deep mining // Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal. 2019; 6: 5–13.

15. Кантемиров В. Д., Титов Р. С., Яковлев А. М., Козлова М. В. Исследование горных пород карьера ОАО «Уралсбест» на соответствие требованиям для производства из них строительных материалов // Маркшейдерия и недропользование. 2019. № 3(101). С. 42–47.

16. Кантемиров В. Д., Титов Р. С., Яковлев А. М. Анализ эксплуатационных показателей горнодобывающего оборудования ведущих железорудных карьеров России // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 2. С. 40–50.

17. Соколов И. В., Смирнов А. А., Рожков А. А. Повышение эффективности добычи кварца применением плоской системы рассредоточенных зарядов // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 1. С. 56–65.

18. Матвейчук В. В., Чурсалов В. П. Взрывные рботы. М.: Академический проект, 2002. 384 с.

19. Кутузов Б. Н., Белин В. А. Проектирование и организация взрывных работ. М.: Горная книга, 2012. 416 с.

20. Ефремов Э. И., Петренко В. Д., Рева Н. П., Кратковский И. Л. Механика взрывного разрушения пород различной структуры. Киев: Наукова думка, 1984. 192 с.

21. Ханукаев А. Н. Энергия волн напряжений при разрушении пород взрывом. М.: Госгортехиздат, 1962. 200 с.

22. Кутузов Б. Н. Методы ведения взрывных работ. Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом. М.: МГГУ, 2009. 471 с.

Поступила в редакцию 15 апреля 2020 года

Сведения об авторах:

Кантемиров Валерий Даниилович – кандидат технических наук, заведующий сектором управления качеством минерального сырья Института горного дела УрО РАН. E-mail: ukrkant@mail.ru
Титов Роман Сергеевич – старший научный сотрудник сектора управления качеством минерального сырья Института горного дела УрО РАН. E-mail: ukrigd15@mail.ru
Яковлев Андрей Михайлович – старший научный сотрудник сектора управления качеством минерального сырья Института горного дела УрО РАН. E-mail: krissy-puh@yandex.ru
Козлова Мария Владимировна – техник сектора управления качеством минерального сырья Института горного дела УрО РАН. E-mail: mkoz94@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-14-25

Production cycle characteristics of high-purity quartz opencasting

Valerii D. Kantemirov[1], Roman S. Titov[1], Andrei M. Iakovlev[1], Maria V. Kozlova[1]
[1] Institute of Mining UB RAS, Ekaterinburg, Russia.

Abstract
Introduction. *Currently, the main raw material for obtaining transparent quartz glass, an indispensable component in the production of single-crystal silicon, is high-purity quartz concentrate. The concentrate is a product of grinding natural "pure" quartz, which has undergone a cycle of mechanical and deep chemical refining, with a particle size of 0.1–0.3 mm and a total impurity content of no more than 20–30 ppm. However, in nature, deposits of pure quartz are quite rare, and it means that each explored site is of particular importance and is to be developed with minimal losses of quartz raw materials.*
Research aim *is to develop technical solutions for processing small veins of high-purity granulated quartz.*
Methodology. *Physical and mechanical properties and mining conditions for the individual quartz veins of the Kyshtym deposit are analyzed. Production cycle solutions for opencasting quartz veins have been developed allowing to reduce the degree of quartz over-grinding.*
Results. *Granulated quartz, due to its structure, has the property of "avalanche" destruction into small grains. This significantly reduces the yield of the conditioned fraction –400 +20 mm, and regarding small reserves of quartz in veins, on average 0.1–2 thousand tons, it raises the question as to whether the development is feasible and effective. To increase the yield of conditioned fractions of quartz raw materials, a non-explosive technology of quartz breaking is proposed with a hydraulic hammer on a hydraulic excavator in combination with quartz vein preliminary exposure from the host rocks using a special technology for blasting rocks in the contact zone of "quartz-rock".*
Conclusions. *The proposed technical solutions will allow to involve small quartz veins of high purity granulated quartz into the development and provide high productivity and efficiency of mining operations without significant losses of scarce raw materials.*

Key words: *granulated quartz; quartz raw material; quartz veins; blasting technologies; quartz breaking with a hydraulic hammer.*

Acknowledgements. *The article has been prepared based on the materials from the academic research fulfilled under the program of the Fundamental Scientific Research of RAS. Theme no. 1. The methods of recording transitional processes of technological development when developing deep complex mineral deposits (no. 0405-2019-0005).*

REFERENCES

1. Sokolov Iu. M., Melnikov E. P., Makhanek E. K., Melnikov N. I. *Mineralogeny of metamorphogene deposits of rock crystal and granular quartz*. Leningrad: Nauka Publishing; 1977. (In Russ.)
2. Kuzmin V. G., Kravets B. N. *Minerallurgy of gangue quartz*. Moscow: Nedra Publishing; 1990. (In Russ.)
3. Becker A. Quartz pressure solution: influence of crystallographic orientation. *Journal of Structural Geology*. 1995; 17(10): 1395–1405.
4. Petrukha L. M. Subsurface geometry of the granular quartz deposit. *Izvestiia UGGU = News of the Ural State Mining University*. 1998; 8: 108–112. (In Russ.)
5. Isaev V. A. Structural impurities in quartz. Part 1. Review and analysis of traditional ways of quartz refinement from structural impurities. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2006; 9: 11–23. (In Russ.)
6. Isaev V. A. Structural impurities in quartz. Part 2. Rationale for the technique of quartz deep refinement using thermal modification processing. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2007; 9: 29–37. (In Russ.)
7. Polenov Iu. A., Ogorodnikov V. N., Sazonov V. N. Onthogenic types of granulated quartz. *Izvestiia UGGU = News of the Ural State Mining University*. 2010; 24: 21–28.

8. Modern problems of studying and using mineral raw quartz stock–2011. In: *Collection of scientific articles. All-Russia Conference Proceedings (24–27 May 2011)*. Miass–Ekaterinburg: UB RAS Publishing; 2011. (In Russ.)

9. Kuznetsov S. K., Liutoev V. P., Shanina S. N., Svetova E. N., Sokerina N. V. Peculiarities of vein quartz quality, the Urals deposits. *Izvestiia Komi NTs UrO RAN = Proceedings of the Komi Science Centre of the Ural Division of the Russian Academy of Sciences*. 2011; 4(8): 65–72. (In Russ.)

10. Gotze J., Mockel R. *Quartz: deposits mineralogy and analytics*. Berlin, Heidelberg: Springer, 2012. 360 p. DOI: 10.1007/978-3-642-22161-3

11. Polenov Iu. A., Ogorodnikov V. N., Savichev A. N. Urals veins quartz. *Izvestiia UGGU = News of the Ural State Mining University*. 2014; 3(35): 5–11. (In Russ.)

12. Ganopolskii M. I., Baron V. L., Belin V. A., Pupkov V. V., Sivenkov V. I. *Methods of blasting. Special blasting operations*. Moscow: MSMU Publishing; 2007. (In Russ.)

13. Sokolov I. V., Smirnov A. A., Rozhkov A. A. Rationale for optimum parameters of blasting at quartz breaking. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2016; 7: 337–350. (In Russ.)

14. Sokolov I. V., Rozhkov A. A. Investigating the parameters of dispersion in the plane system of charges at granular quartz deep mining. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 6: 5–13. (In Russ.)

15. Kantemirov V. D., Titov R. S., Iakovlev A. M., Kozlova M. V. OAO Uralasbest rock test on compliance with the requirements for construction materials manufacture. *Marksheideriia i nedropolzovanie = Mine Surveying and Subsurface Use*. 2019; 3(101): 42–47. (In Russ.)

16. Kantemirov V. D., Titov R. S., Iakovlev A. M. The analysis of mining equipment performances in the leading iron-ore open pits of Russia. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 2: 40–50. (In Russ.)

17. Sokolov I. V., Smirnov A. A., Rozhkov A. A. Efficiency improvement of quartz production by mean of using two-dimensional system of distributed charges. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2018; 1: 56–65. (In Russ.)

18. Matveichuk V. V., Chursalov V. P. *Blasting*. Moscow: Akademicheskii proekt Publishing; 2002. (In Russ.)

19. Kutuzov B. N., Belin V. A. *Blasting design and organization*. Moscow: Gornaia kniga Publishing; 2012. (In Russ.)

20. Efremov E. I., Petrenko V. D., Reva N. P., Kratkovskii I. L. *Mechanics of breaking rock of various structure by blast*. Kiev: Naukova dumka Publishing; 1984. (In Russ.)

21. Khanukaev A. N. *Power of stress waves when breaking up rock by blast.* Moscow: Gosgortekhizdat Publishing; 1962. (In Russ.)

22. Kutuzov B. N. *Methods of blasting. Part 1. Breaking rock by a blast*. Moscow: MSMU Publishing; 2009. (In Russ.)

Received 15 April 2020

Information about authors:

Valerii D. Kantemirov – PhD (Engineering), quality management sector Chief, Institute of Mining UB RAS. E-mail: ukrkant@mail.ru
Roman S. Titov – senior researcher, quality management sector, Institute of Mining UB RAS. E-mail: ukrigd15@mail.ru
Andrei M. Iakovlev – senior researcher, quality management sector, Institute of Mining UB RAS. E-mail: krissy-puh@yandex.ru
Maria V. Kozlova – technician, sector of quality management of mineral raw materials, Institute of Mining UB RAS. E-mail: mkoz94@mail.ru

Для цитирования: Кантемиров В. Д., Титов Р. С., Яковлев А. М., Козлова М. В. Технологические особенности открытой разработки высокочистого кварца // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 6. С. 14–25. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-14-25
For citation: Kantemirov V. D., Titov R. S., Iakovlev A. M., Kozlova M. V. Production cycle characteristics of high-purity quartz opencasting. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 6: 14–25 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-14-25

УДК 622.271 DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-26-36

Изучение структуры рудного поля и свойств пород месторождения Делькен с целью обоснования оптимальной конструкции бортов карьера

Потапчук М. И.[1]*, Рассказов И. Ю.[1], Ломов М. А.[1], Рассказов М. И.[1]
[1] Институт горного дела ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия
e-mail: potapchuk-igd@mail.ru

Реферат

Введение. *Для определения одного из основных проектных параметров, обосновываемых технико-экономическими и геомеханическими расчетами, предельного угла откоса нерабочего борта карьера на месторождении Делькен, зависящего от свойств и состояния горных пород, слагающих борт и его конструкции, а также формы и элементов залегания полезного ископаемого, были выполнены комплексные исследования, включающие определение геолого-структурных особенностей месторождения, включая эндогенную и экзогенную трещиноватость, а также детальное изучение физико-механических свойств пород и руд.*

Цель работы. *Исследования геолого-структурных особенностей месторождения для расчета и обоснования оптимальной и безопасной конструкции бортов карьера при освоении рудных запасов на золоторудном месторождении Делькен.*

Методология. *Работы по определению структурных особенностей участка Водораздельный проводились путем сравнительного анализа геологических разрезов и карт, структурной документации керна и составления схемы блокировки пород по степени их нарушенности при отработке месторождения карьером. Физико-механические свойства горных пород определялись в лабораторных условиях. Численный расчет устойчивости бортов выполнялся с применением современных программных средств.*

Результаты. *Выполненные комплексные исследования, включающие анализ горно-геологических условий разработки, выявление геолого-структурных особенностей месторождения, детальное изучение свойств горных пород, слагающих откосы карьерной выемки, позволили обосновать рациональную конструкцию бортов карьера при освоении рудных запасов месторождения.*

Выводы. *Результаты выполненных на месторождении исследований могут быть использованы для обоснования наиболее безопасной технологии вскрытия и порядка отработки месторождения.*

Ключевые слова: *горные породы; месторождение; структурные особенности; нарушенность массива; физико-механические свойства; борт и уступы карьера; устойчивость.*

Введение. Эффективное освоение месторождений полезных ископаемых возможно на основе достоверной информации не только о запасах минерального сырья, но и о горно-геологических и горнотехнических условиях разработки. Обоснование технологии вскрытия и порядка отработки месторождения, а также определение параметров системы разработки возможно только после детального изучения структурно-тектонических особенностей месторождения и свойств горных пород, слагающих массив [1].

Одним из основных проектных параметров, который обосновывается технико-экономическими и геомеханическими расчетами, является угол откоса борта карьера, от величины которого зависит объем пустых пород, включаемых в контур карьера и размер отвода под внешние отвалы, а также безопасность отработки [2–4]. Предельный угол откоса нерабочего борта карьера на месторождении зависит от свойств и состояния горных пород, слагающих борт, его конструкции,

обусловленной параметрами нерабочих уступов, шириной и числом берм различного назначения, а также формой и элементами залегания полезного ископаемого. Для определения этого параметра на месторождении Делькен были выполнены комплексные исследования, включающие определение геолого-структурных особенностей месторождения, включая эндогенную и экзогенную трещиноватость, а также детальное изучение физико-механических свойств пород и руд, к числу которых относятся: плотность, прочностные и ряд других характеристик.

Геолого-структурные особенности месторождения. По административному делению площадь месторождения Делькен относится к Ульчскому району Хабаровского края, районным центром которого является село Богородское. Ближайший населенный пункт, пос. Киселевка, находится в 40 км к юго-востоку от объекта, на левом берегу р. Амур (*Кайдалов В. А., Анойкин В. И., Беломестнова Т. Д. Государственная геологическая карта Российской Федерации масштаба 1:200 000. Издание второе. Серия Николаевская. Лист М-54-I (в рукописи). ХТФГИ, 2007.*).

В структурном плане месторождение Делькен находится на сочленении двух крупных тектонических структур зоны Авланбира-Солдерунского разлома субмеридионального направления и Делькенской рудоносной структуры северо-восточного простирания. Рудоносная структура Делькенская прослеживается на 8 км в северо-восточном направлении. В ее северо-восточной части, в верхнем течении одноименного ручья, правого притока р. Лимурчан, выявлены участки Буровой и Водораздельный, которые составляют месторождение Делькен. Участок Водораздельный занимает пространство в самой широкой части структур сочленения на водоразделе ручьев Левый Делькен и Делькен. На правобережье ручья Делькен находится участок Буровой. Ширина зоны измененных пород варьирует в пределах 300–700 м, и лишь на отрезке, вмещающем северный блок участка Водораздельный, ширина ее достигает 1400 м (рис. 1) (*Космина Н. И. и др. Отчет о результатах поисковых работ на рудное золото: Поисковые работы на рудное золото в пределах Лимурчанской перспективной площади (Делькенский объект). Хабаровский край. ХТФГИ. Хабаровск, 2011.*).

На участке Водораздельном предполагается наличие более двух десятков пространственно сближенных минерализованных (рудных) зон различной протяженности (от 200 до 900 м) и мощности (от первых метров до 70 м), изученных с разной степенью детальности. Простирание рудных тел северо-восточное от 17°–30°, в основном 35°–50°, до 60°–70°; падение крутое 87°–90° до 70°–85° на северо-запад и юго-восток. Минерализованные зоны и рудные тела выходят на дневную поверхность, иногда имеют слепое залегание. Размах оруденения по падению рудных тел на участке Водораздельном достигает 205–245 м от поверхности.

Площадь месторождения сложена кремнистыми, кремнисто-глинистыми породами бокторской (T_2–J_2bk) толщи и породами ульбинской (J_2ul) и силинской (J_3sl) свит, смятыми в крутые (в основном изоклинальные) складки и разбитыми многочисленными разрывными нарушениями различной ориентировки, протяженности и мощности. Кремнистые, кремнисто-глинистые породы бокторской толщи (T_2–J_2bk) прослежены в виде вытянутых в северо-восточном направлении полос шириной от 100–150 до 300–400 м в пределах северо-западной части площади. Эти породы обнажаются в ядрах антиклинальных складок. Мощность толщи до 350 м.

В составе ульбинской свиты преобладают алевролиты с прослоями песчаников, слагающие центральную часть месторождения. Мощность свиты достигает 750 м. Силинская свита, представленная песчаниками или горизонтами переслаивания песчаников с алевролитами, имеет ограниченное развитие на юго-восточ-

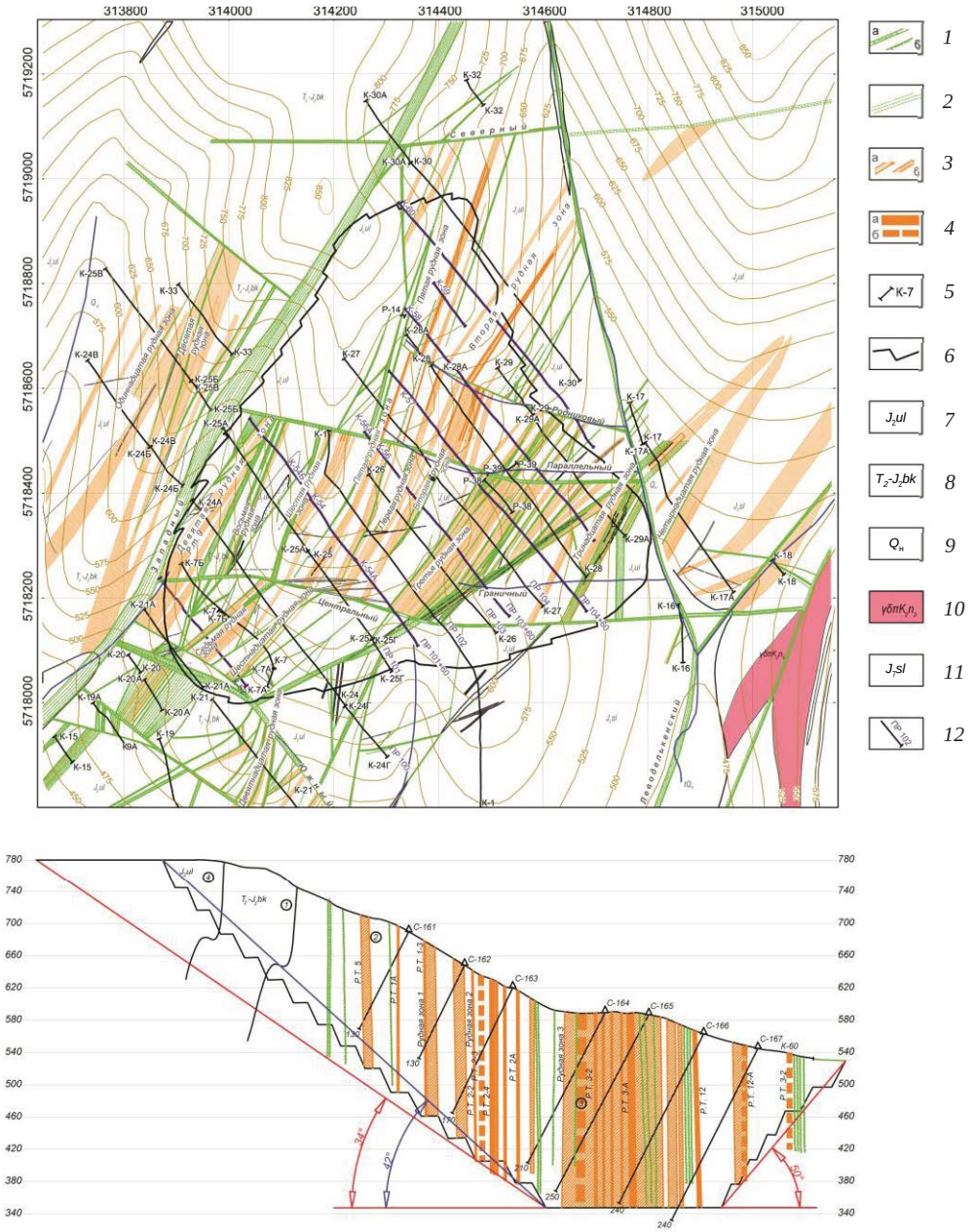

Рис. 1. Геологический план и разрез участка Водораздельный месторождения Делькен (*Космина Н. И. и др. Отчет о результатах поисковых работ на рудное золото: Поисковые работы на рудное золото в пределах Лимурчанской перспективной площади (Делькенский объект). Хабаровский край. ХТФГИ. Хабаровск, 2011.*):

1: а – зоны дробления, б – маломощные зоны дробления; *2* – зоны интенсивной трещиноватости; *3* – зоны интенсивно прожилковых и метасоматически окварцованных, сульфидизированных, брекчированных и дробленых пород с золотым оруденением (рудные зоны) – а, предполагамые – б; *4* – рудные тела оконтуренные – а, предполагаемые – б; *5* – канавы, их номера; *6* – контуры проектируемого карьера; *7* – Улибинская свита. Алевролиты, переслаивание алевролитов и песчаников, прослои и линзы кремнистых и кремнисто-глинистых пород; *8* – Бокторская толща. Кремнистые, кремнисто-глинистые породы; *9* – аллювиальные пески, галечники, глины; *10* – позднемеловой нижнеамурский комплекс. Гранодиорит-порфиры; *11* – Силинская свита. Песчаники, алевролиты, пачки переслаивания песчаников и алевролитов; 12 – линия бурового профиля, его номер и азимут

Fig. 1. Geological plan and section of Vodorazdelny ground at Delken deposit (*Kosmina N. I. et al. Report on the results of lode gold exploration: Lode gold exploration within Limurchansky prospect (Delken project). Khabarovsk region. Khabarovsk Local Fund of Geological Information. Khabarovsk; 2011*):

1: a – zones of fracture, б – thin zones of fracture; *2* – zones of intensive jointing; *3* – zones of intensive vein, metasomathic, quartz bearing, sulphidized, brecciated and crushed rock with gold mineralization (ore zones) – a, hypothetical – б; *4* – delineated ore bodies – a, hypothetical – б; *5* – trenches and their numbers; *6* – contours of the designed open pit; *7* – Ulibinsky series. Aleurolite, interlayering of aleurolites and sandstones, interlayers and lenses of silica and silica-clay rock; *8* – Boktorsky strata. Silica and silica-clay rock; *9* – alluvial sand, gravel and clay; *10* – Late Cretaceous Lower Amur complex. Granodiorite-porphyrite; *11* – Silinsky series. Sandstones, aleurolites, and interbedded members of sandstone and aleurolites; *12* – the line of the drilling profile, its number and azimuth

ном фланге месторождения, ее мощность достигает 600 м. В результате метасоматоза осадочные породы превращены в кварц-серицитовые, серицит-кварцевые, серицит-кварц-адуляровые, кварцевые гидротермалиты.

Широко развиты крутопадающие дайки спессартитов протяженностью от 60–100 м до 350 м, мощностью от 0,5 до 8 м. Они имеют северо-восточное и субмеридиональное простирание, редко субширотное и широтное. Дайки, приуроченные к мощным протяженным нарушениям, существенно изменены – карбонатизированы, окварцованы, альбитизированы, рассечены сульфидно-кварцевыми, сульфидно-кварц-карбонатными прожилками. В них нередко концентрируются наиболее богатые руды.

Интенсивно проявлена на площади рудопроявления разрывная тектоника. В центральной части участка Водораздельного породы интенсивно катаклазированы. Наблюдаются многочисленные зоны дробления северо-восточного простирания, совпадающие с генеральным направлением складчатых структур. Нарушения северо-восточного и субмеридионального направлений являются рудовмещающими и часто приурочены к осевым частям крутопадающих изоклинальных складок. Разрывные нарушения субширотной и северо-западной ориентировки, ограниченные разломами северо-восточного направления, представляют собой фрагменты дуговых разломов, заложенных при формировании Лимурчанского массива [5]. Они представлены в основном зонами интенсивной трещиноватости пород. Стержневые зоны метасоматитов являются минерализованными (рудными) зонами, вмещающими золотое оруденение. Они залегают в виде линейно вытянутых в северо-восточном или субмеридиональном направлении тел мощностью от 3–5 до 70 м, протяженностью от нескольких десятков до сотен метров. Зоны интенсивного прожилкового окварцевания отчетливо проявляются в геохимических и геофизических полях, прослеживаются делювиальными свалами измененных пород, сопровождаются геохимическими ореолами золота с повышенным содержанием Mo, Cu, W и др.

Авторами выполнен анализ материалов фотодокументации керна скважин, расположенных на профилях 100, 101, 102, 104, 105, 105+60 и 107 (рис. 1), общей протяженностью около 4688 м. До этого на площади рудного поля были отобраны образцы и задокументирован керн скважины Г-4, осмотрены и частично задокументированы канавы на участке Водораздельном в интервале профилей 102–107, что послужило основой при дешифрировании фотодокументации керна отмеченных скважин. В результате выделены следующие морфологические и генетические типы нарушений: зоны трещиноватости, зоны смятия, зоны развальцевания, нарушения с тектонической глинкой, зоны катаклаза.

В морфологических типах отражается интенсивность тектонических процессов: максимум характерен для зон катаклаза и тектонических глин, минимум – для зон тектонической трещиноватости. Глины подчеркивают очень высокую степень деструкции пород, их полное минеральное и структурное преобразование в процессе тектонического воздействия. В какой-то мере черты первичного строения сохраняются в зонах развальцевания, но в результате многократного динамического воздействия породы не только дробятся, но и окатываются. Более сохранными и относительно близкими к первичным текстурно-структурным осо-

бенностям и минеральному составу выглядят исходные образования в зонах смятия. Первичный минеральный состав и структура практически сохраняются в породах из зон тектонической трещиноватости.

Первые два типа характерны для верхних горизонтов месторождения. При этом им свойственны как круто-, так и пологопадающие формы. Остальные морфологические типы нарушений проявляются на более глубоких горизонтах месторождения. Зоны развальцевания, катаклаза имеют в основном крутопадающий характер. Насыщенность разрывными структурами на участке очень высокая. Все породы характеризуются напряженно-активным состоянием, что проявляется в развитии сланцеватых текстур, а также занозистых и игольчатых сколах пород, в целом – высокой хрупкости пород. Отношение суммированных линейных параметров (стволовой мощности) всех типов нарушений к определенному интервалу, для Делькенского месторождения этот интервал составляет 30 м, определялось авторами как нарушенность пород.

Методически работы проводились в несколько этапов [6]. На первом этапе на основе сравнительного анализа геологических разрезов и карт выделялись основные типы нарушений и устанавливалась интенсивность их проявления по пятибалльной системе: 1 – слабо проявленные процессы (нарушенность до 15 %), 2 – умеренно проявленные процессы (16–40 %), 3 – средней интенсивности процессы (41–60 %), 4 – интенсивные процессы (61–80 %), 5 – высокой интенсивности процессы (более 80 %). Интенсивность тектонических процессов находит отражение в таких признаках, как количество трещин на единицу длины керна, их морфологических особенностях, наличии зеркал и борозд скольжения, характере минеральных преобразований и минеральном наполнении. Это проявляется также в размере столбиков керна, их хрупкости, заостренности торцевых частей и др. Определялись эталоны зон трещиноватости, смятия, развальцевания, катаклаза. С эталонами периодически сравниваются нарушения, не всегда отчетливо диагностируемые по фотографиям.

Во второй этап входила структурная документация керна (по фотоматериалам) с заполнением журналов наблюденными данными. В описании отмечался тип структур, их интенсивность, стволовая мощность, минеральная выраженность. Достаточно высокая фоновая трещиноватость не учитывалась. Для целей определения устойчивости массива горных пород достаточно надежным критерием является стволовая мощность разрывных структур. Она отражает не только уровень (ранг) проявления дизъюнктива, но и в целом нарушенность всего блока пород и руд, поскольку при умеренных углах наклона скважин (около 600) величина горизонтального проложения скважины значительна.

Третий этап включал составление схемы блокировки пород по степени их устойчивости при отработке месторождения карьером. При этом на схеме показаны элементы нарушенности пород в приповерхностной части (до глубины 20 м).

В границах карьера четко обособляются два блока – Западный и Восточный (рис. 2). Западный блок, оконтуренный по данным 10 скважин, характеризуется максимально высокой степенью нарушенности горных пород. Размеры его составляют 300 × 500 м. Блок вытянут в субмеридиональном направлении, что отражает в определенной мере проявленность нарушений субмеридиональной ориентировки (возможно, скрытая система нарушений субмеридионального простирания). Поле достаточно однородно, несмотря на существенное гидротермальное изменение исходных пород, и совпадает с небольшим хребтом субмеридиональной ориентировки. Вероятно, это объясняется значительным количеством тектонических швов и даек в этой части объекта, что и предопределяет устойчивость бортов планируемого карьера.

Восточный блок, размером 400 × 800 м, оконтурен по данным 17 скважин и в целом имеет субмеридиональную ориентировку, располагаясь на восточном склоне отмеченного хребта. Но, в отличие от Западного блока, он резко дифференцирован по значениям степени нарушенности пород. Его внутренняя структура неоднородна. В северной и южной частях отмечается максимальная нарушенность пород, а в центральной части – их относительно высокая сохранность.

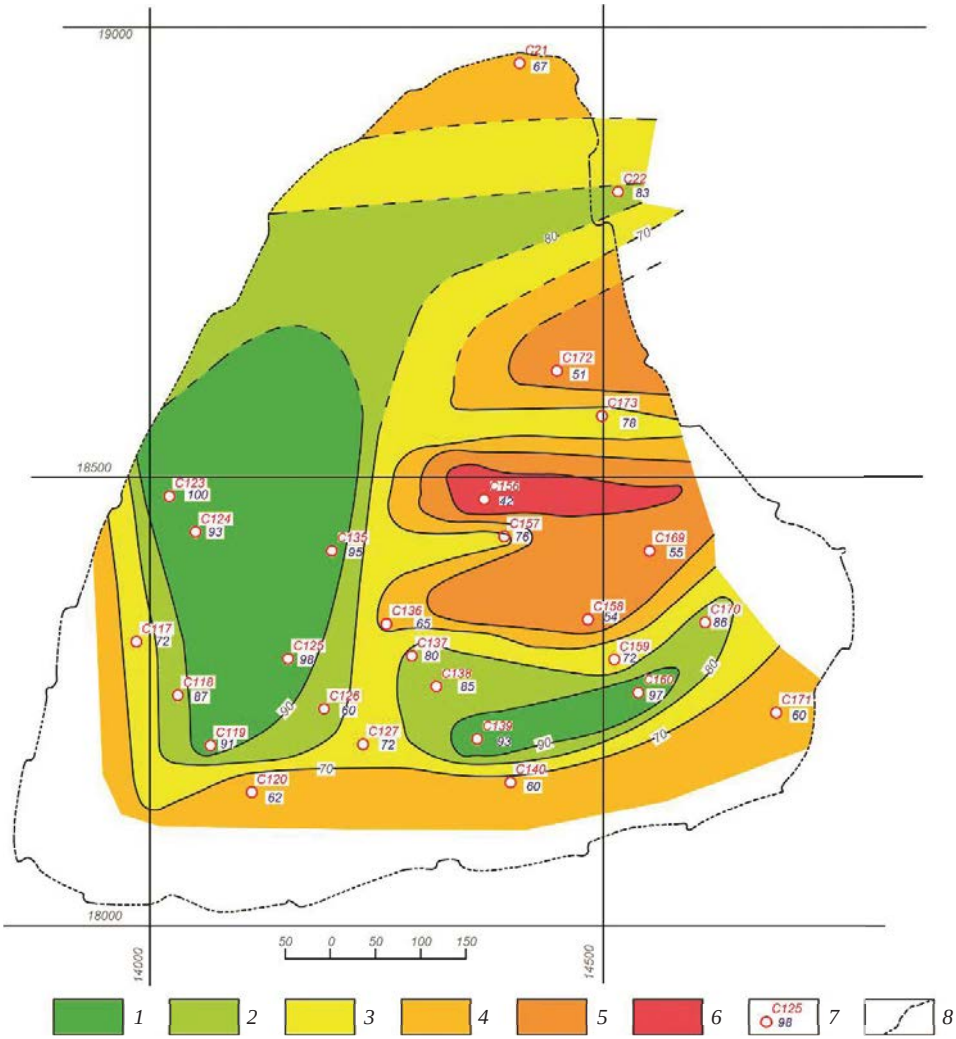

Рис. 2. Схема локального районирования горного массива по устойчивости пород к разрушению в границах планируемого карьера. Месторождение Делькен:
1–6 – зоны различной степени нарушенности пород (в %): *1* – более 90, *2* – 80–89, *3* – 70–79, *4* – 60–69, *5* – 50–59, *6* – 40–49; *7* – местоположение скважин: номер скважины – красный, степень нарушенности в % – синий; *8* – планируемые контуры карьера

Fig. 2. The scheme of the rock mass local zoning according to rock stability against breaking within the limits of the designed open pit. Delken deposit:
1–6 – zones with various degree of rock disturbance (%): *1* – more than 90, *2* – 80–89, *3* – 70–79, *4* – 60–69, *5* – 50–59, *6* – 40–49; *7* – wells location: well number – red, disturbance degree in % – blue; *8* – planned contours of the open pit

При этом аномалии значений нарушенности пород имеют субширотную, а на отдельных участках – северо-восточную ориентировку. Устанавливается, по крайней мере, четыре таких аномалии. Зависимость от рельефа не столь четкая, как в Западном блоке. Для блока характерны нарушения меридионального, широтного и северо-восточного простираний.

Устойчивость проектных бортов карьера и обоснование предельных значений углов откоса. В ходе исследований в лабораторных условиях были определены физико-механические свойства вмещающих горных пород и руд, слагающих прибортовой массив. Было отобрано 89 проб (кернов) горных пород при бурении геологоразведочных скважин на месторождении, из них с применением камнерезной машины Geocut подготовлены образцы для проведения испытаний основных характеристик.

Прочностные характеристики (сцепление и угол внутреннего трения), необходимые для расчетов устойчивости бортов, были определены в ходе построения паспорта прочности горных пород согласно ГОСТу 21153.8-88. Результаты основных характеристик горных пород, необходимых для расчетов, приведены в табл. 1.

Таблица 1. Физико-механические характеристики горных пород месторождения Делькен
Table 1. Physical and mechanical characteristics of rock at Delken deposit

Наименование породы	Номер и обозначение на разрезе (рис. 1)	γ, т/м^3	$\sigma^{с}_{сж}$, МПа	$\sigma^{в}_{сж}$, МПа	$\sigma_р$, МПа	*C*, МПа	φ, град
Темно-серые тонкослоистые аргиллиты углефицированные	1 T_2–J_2bk	2,8	176,9	170,2	5,8	19,3	41
Аргиллиты от светло-серых до темно-серых давленые	2	2,65	100,3	118,2	5,5	18,7	41
Светлые буровато-серые кварц-полевошпатовые до кварцевых метасоматиты по углисто-кремнистым сланцам	3	2,76	104,1	106,1	5,3	14	40
Светло-серые с буроватым оттенком тонко-зернистые песчаники	4 J_2ul	2,77	119,9	106,9	8,8	18,3	39

γ – удельный вес; $\sigma^{с}_{сж}$ – прочность на одноосное сжатие сухого образца; $\sigma^{в}_{сж}$ – прочность на одноосное сжатие влажного образца; $\sigma_р$ – прочность на одноосное растяжение; *C* – сцепление; φ – угол внутреннего трения.

Расчет устойчивости проектируемых бортов проводили в несколько этапов: анализ физико-механических свойств горных пород месторождения и горно-геологической информации; выбор профилей, отражающих конструкцию бортов карьера; определение нормативных прочностных характеристик прибортового массива; обоснование величины коэффициента запаса устойчивости; разработка моделей и непосредственно численный расчет с использованием программы GEO5, предназначенной для проектирования и анализа устойчивости откоса грунтового массива [7, 8].

Для расчета устойчивости бортов карьера были выбраны 3 поперечных разреза по профильным линиям 104+60 и 106, на которые нанесена подробная геологическая и горнотехническая информация.

В соответствии с *Методическими указаниями по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов, строящихся и эксплуатируемых карьеров* ВНИМИ и учитывая сейсмичность района месторождения и данные *СНиП II-7-81**, была обоснована нормативная величина коэффициента запаса для бортов карьеров, составляющая 1,6, а для нерабочих уступов, оформляемых в скальных породах – 2,1.

Известно, что прочностные характеристики горных пород в массиве и в образце отличаются [9]. Используя формулу для определения сцепления в массиве скальных и полускальных пород $C_м$ п. 2.8 *Методических указаний*… было определено сцепление для всех типов пород, слагающих борта проектируемого карьера (табл. 2).

Таблица 2. Физико-механические характеристики горных пород для расчета устойчивости бортов месторождения Делькен
Table 2. Physical and mechanical characteristics of rock for pit walls stability analysis at Delken deposit

Наименование породы	*C* в образце, МПа	Размер структурного блока, м	α	λ	$C_м$, МПа	φ, град	γ, т/м^3
Темно-серые тонкослоистые аргиллиты углефицированные	19,3	0,6	7	0,021	1,12	30	2,8
Аргиллиты от светло-серых до темно-серых давленые	18,7	0,4	3	0,04	0,72	28	2,65
Светлые буровато-серые кварц-полевошпатовые до кварцевых метасоматиты по углисто-кремнистым сланцам	14	0,4	6	0,023	0,5	28,5	2,76
Светло-серые с буроватым оттенком тонко-зернистые песчаники	18,3	0,6	6	0,024	0,53	26,5	2,77

C – сцепление; α – коэффициент, зависящий от сцепления в образце; λ – коэффициент структурного ослабления; $C_м$ – сцепление в массиве; φ – угол внутреннего трения; γ – удельный вес.

Расчет устойчивости бортов с использованием полученных расчетных физико-механических характеристик (см. табл. 2) и был выполнен на двумерной модели грунтового массива. При этом массив грунта формируется профилем слоя.

Таблица 3. Результаты расчета устойчивости откосов бортов
Table 3. The results of the pit walls stability analysis

Наименование разреза	Этап отработки, высота борта, м	Северо-западный борт		Этап отработки, высота борта, м	Юго-восточный борт	
		Угол откоса борта, град	Коэффициент запаса устойчивости		Угол откоса борта, град	Коэффициент запаса устойчивости
Разрез 106	1 этап, 314 м	28	1,90			
	2 этап, 516 м	29	1,61	1 этап, 180 м	47	1,70
Разрез 104+60	1 этап, 230 м	35	2,14			
	2 этап, 432 м	34	1,62	2 этап, 160 м	50	1,67
Разрез 101	1 этап, 166 м	29	3,33	1 этап, 140 м	41	3,04

Каждый уступ определяется его геометрией и материалом. Материал уступа представляется грунтом с установленными свойствами. Используемая программа GEO5 позволяет смоделировать круглоцилиндрическую поверхность скольжения по следующим методам расчета: Феллениуса–Петерсона, Бишопа, Спенсера, Джанбу, Моргенштерна–Прайса, Шахунянца и ITF [10, 11].

Результаты расчетов устойчивости на различных этапах отработки по мере углубления горных работ представлены в табл. 3 [12].

По результатам расчетов установлено, что угол северо-западного борта по профильной линии 106 для обеспечения устойчивости не должен превышать на конечном контуре при достижении высоты 516 м – 29°. Юго-восточный борт высотой 180 м сохранит свою устойчивость при угле откоса 47°. Для профильной линии 104+60, где борт сложен преимущественно светло-серыми песчаниками, устойчивый угол откоса на конечном контуре составит 34°, при этом коэффициент устойчивости составит 1,62.

Для профильной линии 101, проходящей через центральную часть карьера, где глубина карьерной выемки недостаточно большая, северо-западный и юго-восточный борта карьера будут сохранять устойчивость при углах откоса 29° и 41° соответственно.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Baryshnikov V. D., Baryshnikov D. V., Fedyanin A. S., Pul' E. K. Geomechanical monitoring of open-pit bottom reserves in mir mine, Alrosa: results // Journal of Mining Science. 2017. Vol. 53. No. 1. P. 34–42.

2. Козырев А. А., Решетняк С. П., Каспарьян Э. В., Рыбин В. В., Кампель Ф. Б. Обоснование рациональной конструкции конечного борта карьера рудника «Железный» ОАО Ковдорский ГОК // ГИАБ. 2004. С. 243–250.

3. Sashurin A. D., Panzhin A. A., Kharisov T. F., Knyazev D. Yu. Innovative approaches to rock mass stability in mining high-grade quartz veins // Eurasian Mining. 2016. No. 2(26). P. 3–5.

4. Alejano L. R., Pons B., Bastante F. G., Alonso E., Stockhausen H. W. Slope geometry design as a means for controlling rockfalls in quarries // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2007. Vol. 44. Issue 6. P. 903–921.

5. Кудымов А. В. Лимурчанский разлом: строение, кинематические характеристики // Геологические процессы в обстановках субдукции, коллизии и скольжения литосферных плит: матер. IV Всерос. конф. с междунар. участием, Владивосток, 17–23 сентября 2018 г. Владивосток: Дальнаука, 2018. С. 55–57.

6. Рассказов И. Ю., Крюков В. Г., Потапчук М. И., Сидляр А. А. Геомеханические исследования структурных особенностей массива горных пород при проектировании карьера месторождения Дяппе // Маркшейдерия и недропользование. 2018. № 5(97). С. 52–59.

7. Шишко С. А. Анализ современных комплексов программного обеспечения для расчета устойчивости склонов // Матер. междунар. науч.-практ. конф. Ростовский государственный строительный университет, Союз строителей южного федерального округа, Ассоциация строителей Дона. Ростов-на-Дону, 2015. С. 410–413.

8. Абди Р. Н. Расчет устойчивости северного борта карьера «Центральный» Расвумчоррского рудника // Проблемы разработки месторождений углеводородных и рудных полезных ископаемых: матер. конф. Пермь: ПНИПУ, 2017. № 1. С. 238–241.

9. Фисенко Г. Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. М.: Недра, 1965. 378 с.

10. Емченко М. А. Совершенствование методики расчета устойчивости бортов карьеров нагорного типа // Международный научно-исследовательский журнал. 2012. № 5(5). С. 128–130.

11. Romer C., Ferentinou M. Numerical investigations of rock bridge effect on open pit slope stability // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. 2019. Vol. 11. Issue 6. P. 1184–1200.

12. Потапчук М. И., Рассказов И. Ю., Сидляр А. В., Терешкин А. А. Обоснование оптимальных параметров борта карьера сложноструктурного месторождения графита // Вестник ТОГУ. 2015. № 4(39). С. 57–64.

Поступила в редакцию 26 мая 2020 года

Сведения об авторах:

Потапчук Марина Игоревна – кандидат технических наук, старший научный сотрудник Института горного дела ДВО РАН. E-mail: potapchuk-igd@mail.ru

Рассказов Игорь Юрьевич – доктор технических наук, научный руководитель Института горного дела ДВО РАН. E-mail: rasskazov@igd.khv.ru

Ломов Михаил Александрович – младший научный сотрудник Института горного дела ДВО РАН. E-mail: 9241515400@mail.ru

Рассказов Максим Игоревич – научный сотрудник Института горного дела ДВО РАН. E-mail: rasm.max@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-26-36

Studying ore field structure and rock properties of the Delken deposit to substantiate the optimal pit walls design

Marina I. Potapchuk[1], Igor Iu. Rasskazov[1], Mikhail A. Lomov[1], Maksim I. Rasskazov[1]
[1] Institute of Mining FEB RAS, Khabarovsk, Russia.

Abstract

Introduction. *In order to determine a key design parameter substantiated by technical-economic and geomechanical analyses, the critical angle of slope of the nonmining wall in Delken deposit pit which depends on the properties and the state of rock building up the wall and its structures, and in order to determine the forms and the elements of mineral occurrence, the authors carried out comprehensive research consisting of the of deposit's geological and structural features determination, including endogeneous and exogeneous jointing, and the detailed examination of physical and mechanical properties of rock and ore.*
Research aim *is to study geological-structural properties of the deposit in order to analyze and substantiate the optimal and safe structure of pit walls when developing ore at the Delken gold deposit.*
Methodology. *The structural features of Vodorazdelny ground were determined by carrying out the comparative analysis of geological sections and maps, structural description of core and building the scheme of rock blocking according to the level of destruction during deposit opencast. Physical and mechanical properties of rock were determined in laboratory conditions. Numerical analysis of wall stability was fulfilled with modern software.*
Results. *The comprehensive research consisting of the analysis of mining and geological conditions of development, deposit's geological and structural features determination, detailed examination of the properties of rock building up the slopes of the quarry have made it possible to substantiate the rational design of pit walls when developing ore reserves of the deposit.*
Summary. *The results of the research carried out at the deposit may be applied when substantiating the safest technology of uncovering the deposit and the safest mining sequence.*

Key words: *rock; deposit; structural features; rock mass disturbance; physical and mechanical properties; pit wall and benches; stability.*

REFERENCES

1. Baryshnikov V. D., Baryshnikov D. V., Fedyanin A. S., Pul' E. K. Geomechanical monitoring of open-pit bottom reserves in mir mine, Alrosa: results. *Journal of Mining Science*. 2017; 53(1): 34–42.
2. Kozyrev A. A., Reshetniak S. P., Kasparian E. V., Rybin V. V., Kampel F. B. Rationale for the rational design of the final pit wall at Zhelezny mine of Kovdorsky GOK. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2004: 243–250. (In Russ.)
3. Sashurin A. D., Panzhin A. A., Kharisov T. F., Knyazev D. Yu. Innovative approaches to rock mass stability in mining high-grade quartz veins. *Eurasian Mining*. 2016; 2(26): 3–5.
4. Alejano L. R., Pons B., Bastante F. G., Alonso E., Stockhausen H. W. Slope geometry design as a means for controlling rockfalls in quarries. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2007; 44(6): 903–921.
5. Kudymov A. V. Limurchansky fault: structure and kinematic characteristics. In: *Geological processes in the conditions of subduction, collision and shift of tectonic plates: proceedings of the 4th All-Russian conf. with internat. participation, Vladivostok, 17–23 September 2018*. Vladivostok: Dalnauka Publishing; 2018. p. 55–57. (In Russ.)
6. Rasskazov I. Iu., Kriukov V. G., Potapchuk M. I., Sidliar A. A. Geomechanical studies of the structural features of rock massif at designing a quarryof Dyappe deposit. *Marksheideriia i nedropolzovanie = Mine Surveying and Subsurface Use*. 2018; 5(97): 52–59. (In Russ.)
7. Shishko S. A. Analysis of modern software packages for wall stability analysis. In: *Proceedings of the International scientific and practical conference. Rostov State Construction University, Union of Constructors of the Ural Federal District, Association of Constructors of Don*. Rostov-on-Don; 2015. p. 410–413. (In Russ.)
8. Abdi R. N. Wall stability of analysis of Centralny pit of Rasvumchor mine. In: *Problems in hydrocarbon and ore deposits development: proceedings*. Perm: Perm National Research Polytechnic University Publishing; 2017; 1: 238–241. (In Russ.)
9. Fisenko G. L. *Pit walls and dumps stability*. Moscow: Nedra Publishing; 1965. (In Russ.)
10. Emchenko M. A. Upgrading the method of highland pit walls stability. *Mezhdunarodnyi nauchno-issledovatelskii zhurnal = International Research Journal*. 2012; 5(5): 128–130. (In Russ.)
11. Romer C., Ferentinou M. Numerical investigations of rock bridge effect on open pit slope stability. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 2019; 11(6): 1184–1200.
12. Potapchuk M. I., Rasskazov I. Iu., Sidliar A. V., Tereshkin A. A. Substantiation of the optimal parameters for the open cast flanks of a complex-structured graphite deposit. *Vestnik Tikhookeanskogo Gosudarstvennogo Universiteta = Bulletin of Pacific National University*. 2015; 4(39): 57–64. (In Russ.)

Received 26 May 2020

Information about authors:

Marina I. Potapchuk – PhD (Engineering), senior researcher, Institute of Mining FEB RAS. E-mail: potapchuk-igd@mail.ru
Igor Iu. Rasskazov – DSc (Engineering), researcher, Institute of Mining FEB RAS. E-mail: rasskazov@igd.khv.ru
Mikhail A. Lomov – junior researcher, Institute of Mining FEB RAS. E-mail: 9241515400@mail.ru
Maksim I. Rasskazov – researcher, Institute of Mining FEB RAS. E-mail: rasm.max@mail.ru

Для цитирования: Потапчук М. И., Рассказов И. Ю., Ломов М. А., Рассказов М. И. Изучение структуры рудного поля и свойств пород месторождения Делькен с целью обоснования оптимальной конструкции бортов карьера // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 6. С. 26–36. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-26-36
For citation: Potapchuk M. I., Rasskazov I. Iu., Lomov M. A., Rasskazov M. I. Studying ore field structure and rock properties of the Delken deposit to substantiate the optimal pit walls design. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 6: 26–36 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-26-36

УДК 622.023.23 DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-37-47

Критерий прочности блочных сред и обратные геомеханические расчеты

Жабко А. В.[1]
[1] Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия
e-mail: zhabkoav@mail.ru

Реферат

Актуальность и проблематика вопроса. *Механизм деформирования и разрушения блочной среды или трещиноватого горного массива заметно отличается от представлений механики сплошной среды, что составляет основную фундаментальную проблему геомеханики и кардинально отличает ее от других технических наук, связанных с механикой твердого деформируемого тела. Однако в силу недостаточного понимания механизма разрушения блочных сред оценка прочностных свойств массивов осуществляется преимущественно посредством эмпирических зависимостей, полученных моделированием в лабораторных условиях. Разумеется, данный подход не решает главной фундаментальной проблемы, а точность прогнозирования механических характеристик трещиноватых горных массивов может достигать сотен процентов.*

Методология исследований. *На основе ранее выполненных автором теоретических исследований методами вариационного, интегрального и дифференциального исчислений обоснован новый механизм разрушения блочного массива в точке, подразумевающий трансляционно-ротационный характер перемещения блоков массива в процессе его деформирования, позволивший обосновать критерий разрушения трещиноватых горных массивов.*

Результаты исследований, их анализ и рекомендации к применению. *В работе впервые получен критерий прочности блочной среды. Показано, что прочность блочного массива складывается из прочности по трещине отдельности и сопротивления вращению блока. Кроме того, в некотором диапазоне нагрузок предел прочности блочного массива пропорционален пределу прочности на растяжение структурного блока. Также в работе предлагается ряд аналитических зависимостей, полученных на основе механики сплошной среды и позволяющих произвести обратный расчет прочностных свойств массива на основе кривизны поверхности сдвигового разрушения, а также оценить полный тензор плоского поля напряжений по ориентировке главных осей.*

Ключевые слова: *критерий прочности; блочная среда; трещиноватый горный массив; коэффициент структурного ослабления; сцепление; угол внутреннего трения; предел прочности на растяжение; обратные геомеханические расчеты; компоненты тензора напряжений; кривизна поверхности сдвигового разрушения; девиатор напряжений.*

Введение. Вопрос прочности блочных сред или трещиноватых горных массивов является, пожалуй, одним из самых противоречивых в геомеханике. Прочность трещиноватого горного массива зависит от множества факторов: элементов залегания систем трещиноватости, количества систем и от их ориентировки по отношению к элементам горных разработок, интенсивности трещиноватости, величины раскрытия и извилистости трещин, прочности структурных элементов, материала-заполнителя трещин, размеров рассчитываемого горного массива и т. д. Парадоксальность данного вопроса заключается в том, что даже если

досконально изучить все перечисленные факторы, то и в этом случае спрогнозировать прочность массива или предельные напряжения не представляется возможным вследствие отсутствия представлений о механизме разрушения блочных сред. Один и тот же горный массив при расчете различных элементов, например борта карьера и шахтного целика, будет обладать весьма различной расчетной прочностью. И действительно, коэффициент структурного ослабления (отношение сдвиговой прочности массива к прочности структурного элемента или образца) для бортов карьеров обычно составляет 0,01–0,06, а при расчете целиков – 0,1–0,5.

К сожалению, на сегодняшний день из-за отсутствия понимания механизма разрушения блочных сред прочность трещиноватого горного массива определяется посредством эмпирических зависимостей и обратных геомеханических расчетов. За рубежом наиболее популярны рейтинговые подходы к оценке прочности массива [1–4], что, в общем, не меняет сути. Разница величин прочности, полученных различными методами, может достигать нескольких сотен процентов. В основном из-за этого расчет элементов систем горных разработок носит оценочный и приближенный характер.

Методология исследований. Начнем с достаточно простых рассуждений. В горном массиве имеется ряд несплошных трещин, придающих массиву структуру «кирпичной кладки». В силу прерывистости трещин сдвиговое разрушение блочного массива по некоторой плоской поверхности будет возможно только с разрушением структурных элементов. В этом случае прочность такого блочного массива будет соизмерима с прочностью структурных элементов (образцов), из которых и состоит данный массив. Однако в большинстве случаев разрушающие напряжения в горном массиве значительно меньше прочности структурных элементов, т. е. абсолютно непонятен механизм влияния трещин отдельности на прочность всего массива, а точнее механизм снижения его прочности.

Экстраполируя концепцию пластического деформирования и разрушения горных пород при объемном напряженном состоянии, развиваемую автором [5], на блочный горный массив, сформулируем основной тезис. Итак, разрушение блочного горного массива происходит в виде потери устойчивости отдельными элементами вследствие вращения структурных блоков или их разрушения (не обязательно сдвигового) под действием возникающего в окрестности предельно напряженной трещины собственного момента этой трещины или смежных блоков (спин). Необходимо отметить, что разрушающая роль момента силы состоит в разупрочнении или разуплотнении массива, а не в проворачивании конкретного структурного блока, и лишь потом происходит беспорядочное перемещение и вращение структурных элементов или их обломков вдоль поверхности скольжения (разрушения).

Результаты исследования, их анализ и рекомендации к применению. Согласно исследованиям [5], в точке, где выполняется условие предельного, а в данном случае специального предельного равновесия, возникает активный момент силы, равный:

$$M = \left(\tau - \mathrm{tg}\varphi'\sigma_n - C'\right) l \cos\varphi' r \sin\left(\vartheta - \varphi'\right), \tag{1}$$

где r – радиус (средний полуразмер) блока; l – протяженность (длина) трещины отдельности; ϑ – угол наклона площадки к оси, совпадающей с направлением действия минимального главного напряжения на момент начала подвижки по трещине отдельности; τ, σ_n – касательное и нормальное к трещине напряжения; C', φ' – сцепление и угол трения по трещине отдельности.

Возникновение активного момента сил связано с отклонением равнодействующей реакции R и иллюстрируется рис. 1.

При упругом деформировании тензоры напряжений и деформаций соосны, т. е. реакция на упругое деформирование совпадает с минимальным главным напряжением (поперечное расширения). При возникновении площадок сдвига (микросдвига на пределе упругости [5]) или при выполнении условия специального предельного равновесия равнодействующая реакция меняет свое направление (рис. 1). Как было доказано в работах автора по созданию теоретических основ расчета устойчивости откосов горнотехнических сооружений [6], именно при таком направлении реакция минимальна и совершает минимальную работу. Можно предположить, что таким образом система (твердое тело) минимизирует потенциальную энергию деформации (вариационный принцип Лагранжа).

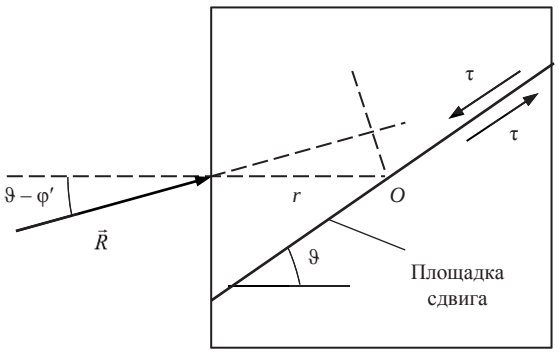

Рис. 1. Модель пластического деформирования образца
Fig. 1. Model of the pattern's plastic deformation

Таким образом, критерием прочности (разрушения) горного массива в точке является условие моментов:

$$M \geq M_{\text{пред}}, \tag{2}$$

где $M_{\text{пред}}$ – момент сопротивления вращению блока.

Используя известные формулы механики сплошной среды

$$\tau = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2}\sin 2\vartheta; \qquad \sigma_n = \sigma_1 \cos^2 \vartheta + \sigma_3 \sin^2 \vartheta$$

и соотношения (1) и (2), определим критерий прочности блочного массива:

$$\sigma_1 = \frac{\cos\varphi' C'}{\cos\vartheta \sin(\vartheta - \varphi')} + \text{tg}\vartheta \text{ctg}(\vartheta - \varphi')\sigma_3 + \frac{M_{\text{пред}}}{2r^2 \sin^2(\vartheta - \varphi')}. \tag{3}$$

Первое слагаемое в правой части формулы (3) представляет собой предел прочности массива, рассеченного сплошной трещиной, на одноосное сжатие, т. е. $\sigma'^{\text{м}}_{\text{сж}} = \dfrac{\cos\varphi' C'}{\cos\vartheta \sin(\vartheta - \varphi')}$. Второе слагаемое отвечает за степень участия минимального главного напряжения в обеспечении прочности массива при сдвиге по трещине отдельности. Первые два слагаемых показывают, что, пока не будет

преодолен предел прочности по трещине в объемном напряженном состоянии, разуплотнения массива происходить не будет. Третье слагаемое отвечает за сопротивление вращению блока при разрушении массива. Таким образом, прочность блочного массива складывается из прочности по трещине отдельности и сопротивления вращению блока.

Примечательно, что если в критерии (3) отбросить последнее слагаемое в правой части, отвечающее за сопротивление вращению, и принять $\vartheta = \pi/4 + \varphi'/2$, получим известный критерий прочности Кулона в главных напряжениях:

$$\sigma_1 = \sigma'_{сж} + \frac{1+\sin\varphi'}{1-\sin\varphi'}\sigma_3.$$

Момент сопротивления вращению блока может обуславливаться либо напряженным состоянием, либо прочностью структурного элемента. Очевидно, первый вариант наиболее вероятен при большом отношении размеров горнотехнического сооружения к размеру структурных элементов и их высокой прочности (например, борта карьеров), а второй – при невозможности разворота структурных блоков вследствие зажатости, т. е. когда размеры выработок соизмеримы с размерами структурных блоков (например, подземные горные выработки).

Рассмотрим ситуацию, когда структурный блок провернуться не может, т. е. разрушение массива в точке связано с разрушением структурного блока. В этом случае активный момент создает в структурном блоке изгибающие усилия, которые, как известно, приводят к сжимающим и растягивающим напряжениям. Тривиальный вариант разрушения срезом в данном случае исключается. Таким образом, момент сопротивления изгибающему разрушению для структурных блоков в виде прямоугольных параллелепипедов имеет вид:

$$M_{пред} = \frac{2}{3}r^2\sigma_р, \tag{4}$$

где $\sigma_р$ – предел прочности структурного блока (горной породы) на растяжение.

Таким образом, с учетом (3) и (4) критерий прочности блочного массива будет иметь вид:

$$\sigma_1 = \frac{\cos\varphi' C'}{\cos\vartheta\sin(\vartheta-\varphi')} + \mathrm{tg}\vartheta\,\mathrm{ctg}(\vartheta-\varphi')\sigma_3 + \frac{\sigma_р}{3\sin^2(\vartheta-\varphi')}. \tag{5}$$

Если принять в выражении (5) в первом приближении $C' = 0$, то предел прочности блочного горного массива на одноосное сжатие ($\sigma_3 = 0$) определится зависимостью:

$$\sigma^{м}_{сж} = \frac{\sigma_р}{3\sin^2(\vartheta-\varphi')}. \tag{6}$$

Весьма парадоксально, что предел прочности на сжатие блочного массива пропорционален величине прочности на растяжение, однако это обстоятельство и объясняет, почему в отношении к блочному горному массиву более применим термин «устойчивость». Проанализируем выражение (6). Предел прочности на растяжение для полускальных и скальных горных пород изменяется в пределах $\sigma_{сж}$ /(10–30) ($\sigma_{сж}$ – предел прочности структурных блоков или образцов на одно-

осное сжатие) [7] и для простоты рассуждений может быть принят равным $\sigma_{сж}/15$. Таким образом, для разности углов $\vartheta - \varphi' = 10°, 15°, 20°, 30°, 50°$ коэффициент структурного ослабления $\lambda = \sigma^{м}_{сж}/\sigma_{сж} \equiv 0{,}73; 0{,}33; 0{,}19; 0{,}09; 0{,}04$ соответственно. Данный результат достаточно хорошо соответствует обширным экспериментальным исследованиям Д. Н. Кима по изучению структурного ослабления блочного массива [8], где с увеличением количества кососекущих трещин в призме коэффициент структурного ослабления планомерно снижался от 0,5 до 0,02, с разной интенсивностью в зависимости от прочности структурных элементов.

Необходимо отметить, что если в массиве имеется несколько систем трещин, расположенных в той же плоскости, что и сдвиговая (хаотическая трещиноватость массива), то предел прочности на растяжение будет определяться прочностью на разрыв данных трещин $\sigma'_р$, имеющих, как правило, достаточно небольшое значение. В этом случае для условий нагружения, близких к одноосному сжатию, исходя из зависимости (5) сцепление массива следует принять равным сцеплению по трещине отдельности: $C_м = C'$, что также является достаточно распространенной практикой.

Рассмотрим теперь случай, когда прочность структурных элементов на растяжение слишком большая и структурные элементы не могут быть разрушены. Тогда момент сопротивления вращению блока определяется напряженным состоянием в его окрестности и в первом приближении может быть выражен следующим образом:

$$M_{пред} = \frac{2}{3} r^2 \sigma_3. \tag{7}$$

Таким образом, с учетом зависимостей (3) и (7) критерий прочности блочного массива будет иметь вид:

$$\sigma_1 = \frac{\cos\varphi' C'}{\cos\vartheta \sin\left(\vartheta - \varphi'\right)} + \frac{1 + (3/2)\mathrm{tg}\vartheta \sin\left[2\left(\vartheta - \varphi'\right)\right]}{3\sin^2\left(\vartheta - \varphi'\right)} \sigma_3. \tag{8}$$

Из уравнений (5) и (8) очевидно, что формула (8) применима при условии

$$\sigma_3 \le \sigma_р, \tag{9}$$

в противном случае разрушение блочного массива будет происходить с разрывным разрушением структурных блоков и в качестве критерия прочности нужно использовать зависимость (5).

Необходимо отметить, что предлагаемые критерии прочности являются локальными, т. е. устанавливают условия разрушения в конкретной точке массива, в связи с этим более точно их нужно назвать критериями пластичности. С другой стороны, разрушение трещиноватого горного массива протекает согласно «эффекту домино», т. е. разрушение в одной точке вызовет ослабление в соседней и т. д. подобно росту трещины с концентратором напряжений на ее фронте.

В связи с этим можно рекомендовать следующую методику расчета предельных зон в блочном горном массиве:

1. Посредством математического моделирования (например, упругая модель) рассчитываются напряжения на трещинах отдельности, а также главные напряжения и их ориентировка.

2. Выявляются точки (трещины) с запредельным напряженным состоянием по ним (выполнение критерия Кулона по трещине отдельности).

3. В зависимости от того, выполняется ли условие (9) в каждой конкретной точке или нет, используется либо критерий прочности (5), либо критерий (8).

4. По результатам выполненных расчетов точки горного массива (области) относят к предельным или допредельным.

Обратными геомеханическими расчетами называются такие расчеты, по результатам которых в случае разрушения или измеренной деформации элементов систем разработок (откосы уступов и отвалов, борта карьеров, целики, краевые части массива) появляется возможность оценить прочностные или деформационные характеристики массива, а также нагрузки, вызывающие разрушения или деформации участка горного массива.

В работах [5, 6, 9] на основе континуальных представлений получен, проанализирован и экспериментально проверен аналитический критерий, определяющий предел упругости и предел прочности горных пород, имеющий в компонентах главных нормальных напряжений следующий вид:

$$\sigma_3 = \sigma_1 - 2C\sqrt{\left(1+\frac{\mathrm{tg}\varphi\,\sigma_1}{C}\right)\left(1+\frac{\mathrm{tg}\varphi k\,\sigma_3}{C}\right)}, \qquad (10)$$

где σ_3, σ_1 – главные напряжения; C – сцепление; φ – угол внутреннего трения ($f = \mathrm{tg}\varphi$ – коэффициент внутреннего трения); $0 \le k \le 1$ – параметр, учитывающий дилатансию горных пород и определяющий при различных частных значениях предел упругости, прочности и функцию пластического потенциала.

Критерий пластичности и прочности (10) может быть также представлен следующим образом [5, 6]:

$$\mathrm{tg}\psi = \frac{2\left(C+\mathrm{tg}\varphi\,\sigma_1\right)}{\sigma_1-\sigma_3} \qquad \text{или} \qquad \frac{\sigma_1-\sigma_3}{2} = \mathrm{ctg}\psi\left(C+\mathrm{tg}\varphi\,\sigma_1\right), \qquad (11)$$

где ψ – угол наклона площадки среза к минимальному главному напряжению (переменная величина в зависимости от напряженного состояния, в отличие от существующих представлений).

Из критерия (11) следует, что угол наклона критических площадок сдвига ψ на пределе упругости больше, чем на пределе прочности и, как правило, оба данных значения превышают величину $\pi/4 + \varphi/2$. Угол $\psi = \pi/4 + \varphi/2$ при $k = 1$. Разность значений ψ на пределе упругости и пределе прочности для горных пород с модулем упругости (определен при одноосном испытании) $E \approx 60 \cdot 10^9$ Па и более, как правило, не превышает $\Delta\psi \approx 1°$, достигая при этом для менее жестких материалов, например для цемента, величины $\Delta\psi \approx 4°$ [5]. Таким образом, на пределе упругости и в процессе деформационного упрочнения зарождаются трещины микросдвигов под некоторыми углами к осям главных напряжений, т. е. на данных площадках выполняется условие предельного равновесия. В таком случае возникают два взаимно дополняющих вопроса [5]:

1. Почему при достаточно однородном напряженном состоянии в образце не происходит прорастание микросдвигов до полного среза образца при увеличивающемся девиаторе напряжений во время упрочнения?

2. Как поврежденная среда может быть прочнее менее поврежденной при меньших неупругих деформациях?

Ответа на данные вопросы на сегодняшний день наука не дает. С другой стороны, ответ на вопрос: как трещина микросдвига может оставаться в начальном

предельном уровне напряжений при растущем девиаторе главных напряжений в стадии упрочнения, очевиден – только изменяя свою ориентировку по отношению к главным осям напряжений. Таким образом, если в процессе нагружения образца ориентировка главных осей прикладываемых напряжений неизменна, а она неизменна, то объяснить живучесть образца и даже повышение его сопротивляемости на стадии упрочнения можно только разворотом под действием собственного момента (спина) его отдельных элементов (зерен в случае реальной среды, сплошных элементов в случае континуального представления). То есть имеем полную аналогию между пластическим деформированием образцов в стадии упрочнения и разрушением (разупрочнением) блочного горного массива.

Данное воззрение на механизм пластического деформирования и разрушения горных пород подтверждается исследованиями в геотектонике, сейсмологии, геофизике [10–14] и многое объясняет, например фрактальный характер поверхности трещин. Если подходить чисто с континуальной позиции, то фрактальность можно объяснить следующим образом: образованная сдвиговая площадка на любом иерархическом уровне по мере упрочнения разворачивается, при этом мы знаем, что новые площадки появляются на протяжении всей стадии упрочнения вплоть до предела прочности, слияние данных двух трещин и упругая разгрузка после окончательного среза образца приведут к излому сдвиговой поверхности.

Очевиден теперь и механизм накопления упругой энергии деформации на стадии упрочнения – энергия накапливается в отдельных изгибающихся элементах среды в окрестности сдвиговых площадок под действием собственного момента сил. Такое новое представление о механизме накопления энергии может многое объяснить в теории и практике вопросов горных ударов, в частности раскрыть их механизм и природу. Например, почему в чрезвычайно пластичных соляных породах, т. е. породах с очень маленькой фазой упругого деформирования, происходят наиболее сильные горные удары. С классических позиций объяснения этому нет. С позиции развиваемой концепции – механизма накопления энергии на стадии упрочнения – это объясняется большими значениями углов разворота элементов, т. е. аккумуляцией большого количества энергии при упрочнении.

Экспериментально подтверждено [6, 9], что в интервал значений $0 < k < 1$ попадают все без исключения горные породы и искусственные материалы в фазе пластического упрочнения – от предела упругости до предела прочности. При $k = 1$ критерий (10) описывает критерий Кулона в компонентах главных напряжений, а угол наклона критической площадки к минимальному главному напряжению составляет $\pi/4 + \varphi/2$, что полностью соответствует представлениям метода предельного напряженного состояния. При $k = 0$ уравнение (10) имеет следующий вид:

$$\sigma_3 = \sigma_1 - 2C\sqrt{1 + \frac{\mathrm{tg}\varphi\,\sigma_1}{C}} = \sigma_1 - 2C\mathrm{tg}\psi. \qquad (12)$$

Критерий (12) для некоторых горных пород определяет предел упругости и для всех без исключения горных пород и материалов описывает нижнюю грань начала пластических деформаций и предел прочности [6, 9]. Верхняя грань для пределов упругости и прочности описывается критерием (10) при $k = 1$.

Используя критерий упругости (12), а также известные зависимости механики сплошной среды

$$\sigma_{1,3} = \frac{\sigma_x + \sigma_y}{2} \pm \sqrt{\left(\frac{\sigma_x - \sigma_y}{2}\right)^2 + \tau_{xy}^2};$$

$$\mathrm{tg}2\alpha = \frac{2\tau_{xy}}{\sigma_x - \sigma_y},$$

где σ_x, σ_y, σ_{xy} – компоненты тензора плоского напряжения; α – угол между главными площадками и осью x, получим следующие уравнения:

$$\left|\tau_{xy}\right| = \pm C \sin 2\alpha \mathrm{tg}\psi; \tag{13}$$

$$\frac{\sigma_x - \sigma_y}{2} = \pm C \cos 2\alpha \mathrm{tg}\psi; \tag{14}$$

$$\frac{C}{\mathrm{tg}\varphi}\left(\mathrm{tg}^2\psi - 1\right) - \sqrt{\left(\frac{\sigma_x - \sigma_y}{2}\right)^2 + \tau_{xy}^2} = \frac{\sigma_x + \sigma_y}{2}. \tag{15}$$

Таким образом, с учетом (13)–(15) имеем систему уравнений:

$$\begin{cases} \left|\tau_{xy}\right| = C \sin 2\alpha \mathrm{tg}\psi, \\ \dfrac{\sigma_x - \sigma_y}{2} = \pm C \cos 2\alpha \mathrm{tg}\psi, \\ \dfrac{\sigma_x + \sigma_y}{2} = C\left(\dfrac{\mathrm{tg}^2\psi - 1}{\mathrm{tg}\varphi} - \mathrm{tg}\psi\right). \end{cases} \tag{16}$$

В дальнейших рассуждениях модуль и смену знаков опускаем без дополнительных оговорок. Решая систему (16) относительно компонент плоского поля напряжений, получим:

$$\begin{cases} \tau_{xy} = C \sin 2\alpha \mathrm{tg}\psi, \\ \sigma_x = C\left(\dfrac{\mathrm{tg}^2\psi - 1}{\mathrm{tg}\varphi} - \left(1 - \cos 2\alpha\right)\mathrm{tg}\psi\right), \\ \sigma_y = C\left(\dfrac{\mathrm{tg}^2\psi - 1}{\mathrm{tg}\varphi} - \left(1 + \cos 2\alpha\right)\mathrm{tg}\psi\right). \end{cases} \tag{17}$$

Соответственно главные напряжения

$$\begin{cases} \sigma_1 = C\dfrac{\mathrm{tg}^2\psi - 1}{f}, \\ \sigma_3 = C\left(\dfrac{\mathrm{tg}^2\psi - 1}{f} - 2\mathrm{tg}\psi\right). \end{cases} \tag{18}$$

Таким образом, как следует из (12) и (18):

$$\sigma_1 - \sigma_3 = 2C\sqrt{1 + \frac{\mathrm{tg}\varphi\,\sigma_1}{C}} = 2C\mathrm{tg}\psi. \tag{19}$$

Уравнения (17) могут быть крайне полезны для определения компонент плоского поля напряжений по факту разрушений элементов горных разработок, например целиков. Вертикальная составляющая напряжений, как правило, определяется весом столба пород, т. е. $\sigma_y = \gamma H$, угол наклона площадки сдвига ψ в первом приближении можно принять равным $\pi/4 + \varphi/2$, либо в некоторых случаях известно направление действия главных напряжений – угол α.

Если приближенно принять $\psi = \pi/4 + \varphi/2$, то из выражения (19) следует следующая зависимость:

$$\sigma_1 - \sigma_3 \approx \sigma_{\text{сж}}. \tag{20}$$

Другим информативным показателем для обратного расчета может выступать форма поверхности разрушения. В работе [6] аналитически доказывается, что радиус кривизны поверхности сдвиговой дезинтеграции пропорционален разности главных напряжений (радиусу круга Мора) и обратно пропорционален объемной силе поля (объемному весу), которая создает данные предельные напряжения:

$$|R| = \frac{\left[1 + \mathrm{tg}^2\psi\right]^{3/2}}{\mathrm{tg}\varphi\mathrm{tg}\psi}\frac{\sigma_1 - \sigma_3}{\gamma}. \tag{21}$$

Таким образом, кривизна поверхности дезинтеграции является индикатором вида напряженного состояния и его изменения в теле. Из выражения (21) следует, что постоянная кривизна (радиус) означает постоянную разность главных напряжений или одноосное напряженное состояние в каждой точке, что также приближенно следует из выражения (20). Для идеально связных пород и материалов поверхностью дезинтеграции является плоскость. Из зависимости (21) также следует, что чем прочнее материал, тем кривизна поверхности сдвиговой дезинтеграции меньше.

Если в первом приближении в формуле (21) принять $\psi = \pi/4 + \varphi/2$, то постоянство радиуса кривизны поверхности разрушения будет означать постоянство девиатора напряжений $\sigma_1 - \sigma_3$ вдоль поверхности скольжения или разрушения. Как известно, форма поверхности скольжения в однородных откосах, а точнее ее отдельные части достаточно близки по форме к дугам окружностей [6], что связано с экономией энергии системой и обуславливается вариационным принципом, полученным в [6]. В связи с этим можно утверждать, что поверхность скольжения

или сдвигового разрушения выбирает траекторию из условия стационарности девиатора напряжений.

С использованием (19) и (21) радиус кривизны поверхности сдвигового разрушения можно выразить зависимостью:

$$|R| = \frac{\left[1+\mathrm{tg}^2\psi\right]^{3/2}}{\mathrm{tg}\varphi}\frac{2C}{\gamma}. \qquad (22)$$

Формула (22) может быть полезна для оценки механических характеристик пород, и прежде всего величины сцепления, по значению кривизны поверхности скольжения.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Hoek E., Carter T. & Diederichs M. Quantification of the GSI chart // Geomechanics Symposium. San Francisco, USA, 2013.
2. Guidelines for open pit slope design / Editors John Read, Peter Stacey. Balkema: CRC Press, 2009. 509 p.
3. Duncan C. Wyllie and Christopher W. Mah. Rock slope engineering: civil and mining. 2004. 431 p.
4. Deb D., Verma A. Fundamentals and applications of rock mechanics. 2016. 490 p.
5. Жабко А. В. Континуальная концепция сдвиговой дезинтеграции твердых тел // Известия УГГУ. 2019. № 3(55). С. 111–123.
6. Жабко А. В. Исследование закономерностей процесса дезинтеграции горных пород на основе теории устойчивости откосов горнотехнических сооружений: дис. … д-ра техн. наук. Екатеринбург, 2019. 331 с.
7. Прочность и деформируемость горных пород / Ю. М. Карташов [и др.]. М.: Недра, 1979. 269 с.
8. Ким Д. Н. Исследование структурного ослабления трещиноватых пород моделированием прочностных свойств в лабораторных условиях // Труды ИГД. Вопросы исследования горного давления и сдвижения пород. Свердловск, 1963. С. 97–106.
9. Жабко А. В. Теоретические и экспериментальные аспекты пластического деформирования и разрушения горных пород // Известия УГГУ. 2018. № 1(49). С. 68–79.
10. Макаров П. В. Самоорганизованная критичность деформационных процессов и перспективы прогноза разрушения // Физическая мезомеханика. 2010. № 13(5). С. 97–112.
11. Панин В. Е., Егорушкин В. Е. Основы физической мезомеханики пластической деформации и разрушения твердых тел как нелинейных иерархически организованных систем // Физическая мезомеханика. 2015. № 18(5). С. 100–113.
12. Викулин А. В., Махмудов Х. Ф., Иванчин А. Г., Герус А. И., Долгая А. А. О волновых и реидных свойствах земной коры // Физика твердого тела. 2016. Т. 58. Вып. 3. С. 547–557.
13. Гарагаш И. А. Уединенные тектонические волны в верхней мантии // Тектонофизика и актуальные вопросы наук о Земле: IV тектонофизическая конф. ИФЗ РАН. 2016. С. 456–460.
14. Быков В. Г. Нелинейные волны и солитоны в моделях разломно-блоковых геологических сред // Геология и геофизика. 2015. Т. 56. № 5. С. 1008–1024.

Поступила в редакцию 28 мая 2020 года

Сведения об авторах:

Жабко Андрей Викторович – доктор технических наук, доцент, заведующий кафедрой маркшейдерского дела Уральского государственного горного университета. E-mail: zhabkoav@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-37-47

The criterion of block media strength and geomechanical back-calculation

Andrei V. Zhabko[1]
[1] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Relevance and problematics. *The mechanism of block medium and jointed rock mass deformation and breaking differs notably from continuum mechanics ideas, making up the crucial fundamental problem of geomechanics and distinguishing it from other engineering sciences connected with the mechanics*

of deformable solids. However, due to poor understanding of block media breaking mechanism, rock masses strength is overwhelmingly estimated by means of empirical dependences obtained by simulation in laboratory conditions. It is apparent that this approach does not solve the crucial fundamental problem and the accuracy of predicting mechanical characteristics of jointed rock masses may reach 100%.
Research methodology. *Based on the earlier theoretical research by the methods of variational, integral, and differential calculus, a new mechanism of block mass breaking at a point was substantiated. It implies translation and rotational character of blocks displacement in a rock mass in the process of its deformation making it possible to substantiate the criterion of jointed rock masses breaking.*
Research results, analysis and recommendations for use. *The research was the first to obtain the block medium strength criterion. It has been shown that block mass strength is made up of the strength along the slip joint and block rotation resistance. Besides, within some range of loads, the ultimate strength of the rock mass is proportional to the tensile strength of a structure block. The work also proposes a range of analytical dependences obtained based on the solid mechanics making which make it possible to back calculate the rock mass strength based on the curvature of the shear rupture surface and assess the full tensor of the plain field of strain by the base axes orientation.*

Key words: *strength criterion; block medium; jointed rock mass; structural weakening ratio; cohesion; angle of internal friction; tensile strength; geomechanical back-calculation; strain tensor components; curvature of the shear rupture surface; stress deviator.*

REFERENCES

1. Hoek E., Carter T. & Diederichs M. Quantification of the GSI chart. *Geomechanics Symposium*. San Francisco, USA, 2013.
2. *Guidelines for open pit slope design*. Editors John Read, Peter Stacey. Balkema: CRC Press, 2009. 509 p.
3. Duncan C. Wyllie and Christopher W. Mah. *Rock slope engineering: civil and mining*. 2004. 431 p.
4. Deb D., Verma A. *Fundamentals and applications of rock mechanics*. 2016. 490 p.
5. Zhabko A. V. Continuum theory of shear disintegration of solid bodies. *Izvestiia UGGU = News of the Ural State Mining University*. 2019; 3(55); 111–123. (In Russ.)
6. Zhabko A. V. *Studying the regularities of rock disintegration based on the theory of mine engineering structures slopes stability: DSc in Engineering diss*. Ekaterinburg; 2019. (In Russ.)
7. Kartashov Iu. M. et al. *Strength and deformability of rock*. Moscow: Nedra Publishing; 1979. (In Russ.)
8. Kim D. N. Studying the structural weakening of jointed rock by strength properties simulation in laboratory conditions. In: *Proceedings of the Institute of Mining. The problems of rock pressure and displacement study*. Sverdlovsk; 1963. p. 97–106. (In Russ.)
9. Zhabko A. V. Theoretical and experimental aspects of plastic deformation and destruction of rocks. *Izvestiia UGGU = News of the Ural State Mining University*. 2018; 1(49): 68–79. (In Russ.)
10. Makarov P. V. Self-organized criticality of deformation and prospects for fracture prediction. *Fizicheskaia mezomekhanika = Physical Mesomechanics*. 2010; 13(5): 97–112. (In Russ.)
11. Panin V. E., Egorushkin V. E. Basic physical mesomechanics of plastic deformation and fracture of solids as hierarchically organized nonlinear systems. *Fizicheskaia mezomekhanika = Physical Mesomechanics*. 2015; 18(5): 100–113. (In Russ.)
12. Vikulin A. V., Makhmudov Kh. F., Ivanchin A. G., Gerus A. I., Dolgaia A. A. On wave and rheidity properties of the Earth's crust. *Fizika tverdogo tela = Physics of the Solid State*. 2016; 58(3): 547–557. (In Russ.)
13. Garagash I. A. Isolated tectonic waves in the outer mantle. In: *Tectonophysics and up-to-date issues of geosciences: 4th tectonophysical conf. IPE RAS*. 2016. p. 456–460. (In Russ.)
14. Bykov V. G. Nonlinear waves and solitons in models of fault block geological media. *Geologiia i geofizika = Geology and Geophysics*. 2015; 56(5): 1008–1024. (In Russ.)

Received 28 May 2020

Information about authors:

Andrei V. Zhabko – DSc (Engineering), Associate professor, Head of the Mine Surveying Department, Ural State Mining University. E-mail: zhabkoav@mail.ru

Для цитирования: Жабко А. В. Критерий прочности блочных сред и обратные геомеханические расчеты // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 6. С. 37–47. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-37-47
For citation: Zhabko A. V. The criterion of block media strength and geomechanical back-calculation. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 6: 37–47 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-37-47

УДК 624.131.1:551.252 DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-48-57

Техногенный соляной карст

Гайдин А. М.[1]
[1] Институт горно-химической промышленности, г. Львов, Украина
e-mail: anatoliy.haydin@gmail.com

Реферат

Введение. *В карстоведении различают два направления: спелеологическое и инженерно-геологическое. Последнее в свою очередь содержит два аспекта: поверхностный – строительство наземных сооружений на карстоопасных территориях и подземный – предупреждение возникновения карста и борьба с ним при разработке месторождений полезных ископаемых. Несмотря на то что шахты на соляных месторождениях работают со времен Средневековья, соляной карст по-прежнему является причиной гибели множества соляных шахт.*

Целью работы *является раскрытие физико-химического механизма развития соляного карста и причин аварий и затопления соляных шахт.*

Методология. *Проводился анализ регулярных маркшейдерских измерений деформаций земной поверхности, документация рассолопроявлений в горных выработках, химические анализы рассолов, гидрометрические работы на поверхностных водотоках, прямые определения агрессивности рассолов, геофизические исследования методом естественного поля и вертикального электрического зондирования и т. д. В последние годы для контроля деформаций земной поверхности использовали данные космической радарной съемки.*

Результаты. *Ключом к раскрытию механизма соляного карста, являющегося причиной аварий, служит основанное А. М. Овчинниковым учение о гидродинамических системах, элементами которых являются области питания, транзита и разгрузки. Движение рассолов происходит в надсолевом коллекторе. Траектория движения рассолов определяется рельефом соляного зеркала. Напорный поток занимает приподнятые участки рельефа. Области питания приурочены к долинам водотоков, прорезающих слабопроницаемую толщу, покрывающую соли. В области транзита различаются зона напорного потока и вертикальная щель, в которой рассолы движутся в безнапорном турбулентном режиме. Областью разгрузки служат горные выработки. В них под действием агрессивных рассолов образуются ниши треугольной формы. Подрезание целиков приводит к их обрушению и провалам земной поверхности.*

Выводы. *Раскрытие механизма развития соляного карста позволило предложить методы прогнозирования его последствий и способы предупреждения затопления соляных шахт.*

Ключевые слова: *соляной карст; шахты; целики; аварии; кепрок; рассолы; гидродинамические системы.*

Введение. Под термином «карст» понимают как процессы растворения горных пород, так и последствия этих процессов – подземные пещеры, провалы и проседания земной поверхности [1]. В природе развитие карста контролируется медленными тектоническими процессами, которые нарушают равновесное состояние гидродинамических систем. В индустриальную эру в зонах горнодобывающей деятельности и подземного строительства происходят быстрые и масштабные изменения гидрогеологических условий. Там, где распространены растворимые породы, развивается карст и сопутствующие ему геодинамические явления.

Карст, который возник или интенсифицировался в природно-технических системах, называют антропогенным или техногенным [2]. Полезно различать эти два термина. Антропогенным предлагается называть карст в районах древних рассолопромыслов, где преобладал ручной труд. Техногенный карст отличается крупномасштабным техническим воздействием на геологическую среду.

В карстоведении различают два направления: спелеологическое и инженерно-геологическое. Последнее в свою очередь содержит два аспекта: поверхностный – строительство наземных сооружений на карстоопасных территориях и подземный – предупреждение возникновения карста и борьба с ним при разработке месторождений полезных ископаемых. Наибольшую опасность представляет техногенный соляной карст. Несмотря на то что шахты на соляных месторождениях работают со времен Средневековья, соляной карст по-прежнему является причиной гибели множества соляных шахт.

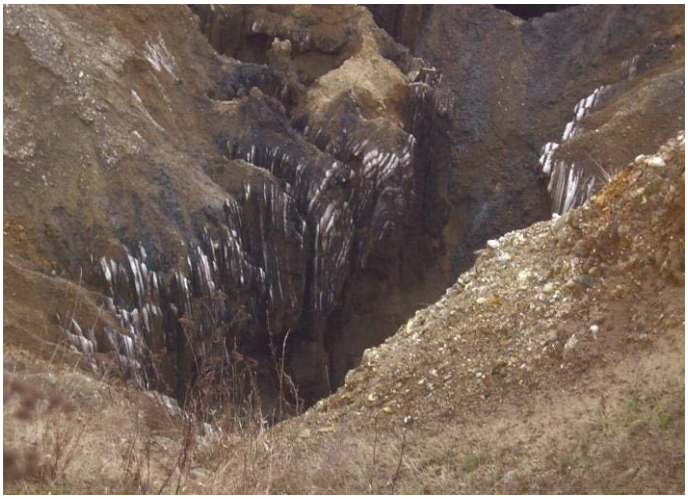

Рис. 1. Контакт соли с кепроком (соль пронизана многочисленными вертикальными трещинами). Солотвинское месторождение
Fig. 1. Salt and cap rock contact (salt is permeated with numerous vertical fissures). Solotvino deposit

Обзор литературы. Проблемам техногенного соляного карста посвящены многочисленные публикации. В 1931 г. на базе Соляной лаборатории АН СССР был создан Всесоюзный институт галургии, обеспечивший успешное развитие соляной промышленности СССР. Одна из первых работ, посвященных соляному карсту – статья А. Э. Ходькова [3], в которой впервые указано на наличие водопроницаемых зон на контакте соляных залежей с покрывающими породами. Особое значение имеет посвященная техногенному соляному карсту книга Г. В. Короткевича [1]. Обзор аварийных ситуаций на соляных шахтах Германии дан в книгах А. Н. Андреичева [4] и М. И. Шимана [5]. В этих работах освещены обстоятельства, при которых за 70-летний период была затоплена 81 шахта из общего числа 254.

В последние десятилетия в исследованиях техногенного соляного карста наблюдалась определенная пауза, связанная с изменениями социально-экономических условий. В этот период на некоторых шахтах прекратились научные исследования, ослабела технологическая дисциплина [6].

Это послужило одной из причин нескольких крупных аварий. В России произошла серия провалов в Березниках, на Украине затоплены калийные рудники

в Калуше и Стебнике, а также две соляные шахты в Закарпатье. Это обусловило всплеск публикаций, посвященных анализу причин произошедших аварий и способов ликвидации негативных последствий [7–12]. В этих работах высказаны две гипотезы о механизме провалов. В одной из них причиной провалов считается суффозия и карст в пределах покрывающей толщи [11], в другой – обвал целиков шахты [9].

В Германии исследованиями соляного карста и его последствий занимаются сотрудники института Kali Umwelttechnik GmbH. В работах немецких специалистов большое внимание уделяется современным методам мониторинга (сейсмическим станциям, радарной космической съемке и др.), обеспечивающим кратковременный прогноз деформаций [13]. Подобные исследования ведутся в Польше [14–16]. Следует отметить, что в большинстве работ до сих пор преобладает описательный характер.

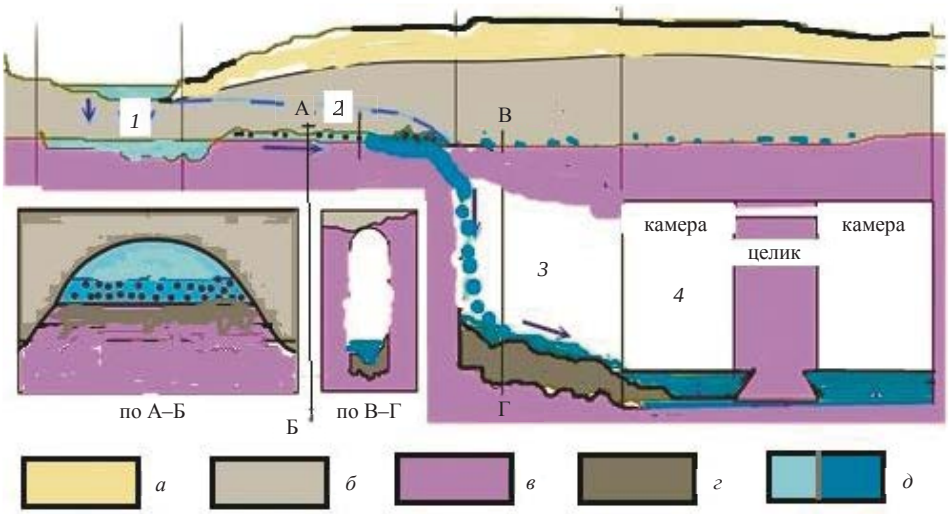

Рис. 2. Обобщенная схема гидродинамической системы при затоплении рудника № 2 в Стебнике: *1* – зона питания; *2*, *3* – зоны напорного и безнапорного транзита; *4* – зона разгрузки; *а* – четвертичный водоносный горизонт; *б* – глинистый водоупор; *в* – соленосные породы; *г* – нерастворимый осадок; *д* – пресная вода и рассол

Fig. 2. Generalized chart of the hydrodynamic system during Stebnik mine no. 2 flooding: *1* – accumulation area; *2*, *3* – areas of pressure flow and gravity transit; *4* – discharge area; *а* – quaternary water-bearing strata; *б* – argillaceous confining bed; *в* – saliniferous rock; *г* – insoluble sediment; *д* – fresh water and brine

Методика исследований. В течение последних десятилетий автором работы проведены исследования соляного карста в зонах деятельности калийных предприятий Предкарпатья и соляных шахт в Закарпатье. Проводился анализ регулярных маркшейдерских измерений деформаций поверхности, документация рассолопроявлений в горных выработках, химические анализы рассолов, гидрометрические работы на поверхностных водотоках, прямые определения агрессивности рассолов, геофизические исследования методом естественного поля и вертикального электрического зондирования и т. д. В последние годы для контроля деформаций земной поверхности использовались данные космической радарной съемки.

Накопленный материал позволил предпринять попытку установить некоторые количественные закономерности развития техногенного карста [17] и сопутствующих ему деформаций земной поверхности [12].

Гидрогеология месторождений соли. Залежи соли образуются в результате испарения морской воды в отрезанных от океана бассейнах. Сначала в осадок

выпадают карбонаты, за ними – сульфат кальция и хлорид натрия. Завершается цикл выпадением калийных и магниевых солей [18]. При рассолении бассейнов может наблюдаться обратный порядок выпадения солей. В ходе геологической истории залежи солей подвергаются размыву, складкообразованию, дизъюнктивным и пликативным тектоническим деформациям. Вследствие пластических свойств солей они могут выдавливаться из глубоких залежей, прорывая более молодые покрывающие породы с образованием соляных куполов, нередко выходящих на поверхность.

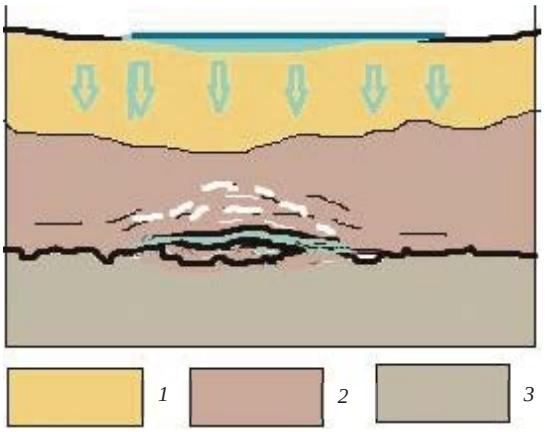

Рис. 3. Зона питания в разрезе:
1 – аллювиальные отложения; *2* – глинистый водоупор;
3 – соленосная порода
Fig. 3. Accumulation area in section:
1 – alluvial sediments; *2* – argillaceous confining bed;
3 – saliniferous rock

Те же пластические свойства обусловливают плотное сложение солей [19]. Возникающие в них под влиянием стресса трещины закрываются под давлением налегающих пород. Поэтому соляные массивы непроницаемы и могут содержать только незначительное количество насыщенных рассолов в замкнутых гнездах. Однако часто в геологическом прошлом соли выходили на поверхность, подвергались размыву и растворению. При этом на поверхности образовывалась проницаемая зона выщелачивания – коллектор (рис. 1). Над ним накапливались нерастворимые включения (элювий), которые называют кепроком. В дальнейшем залежи соли покрывались толщей водоупорных пород, защитивших соль от дальнейшего растворения в течение миллионов лет даже в районах с гумидным климатом.

Таким образом, основным гидрогеологическим элементом в соляных месторождениях является надсолевой коллектор. Рассол, насыщающий коллекор, в природных условиях характеризуется застойным режимом. Однако на многих неглубоко залегающих участках месторождений застойный режим надсолевого рассольного горизонта нарушен антропогенным карстом – результатом деятельности древних рассолопромыслов. Под действием откачки рассол приходит в движение, и к рассолозаборным колодцам подтягиваются агрессивные воды, проникающие через слабопроницаемые покрывающие отложения в местах с их минимальной толщиной. Так формируется гидродинамическая система с очагом разгрузки – рассолопромыслом – и зонами питания и транзита.

Примером могут служить рассолопромыслы в Стебнике. Уже в 1500–1770 гг. здесь действовала «Лесная шахта» глубиной 47 м с годовой производительно-

стью 2300 м^3 соли. В 1770 г. вступила с действие «Дорфшахта» глубиной 46 м с производительностью 4700 м^3/год, а с 1911 г. производительность выросла до 10 500 м^3/год. До 1932 г. было добыто более 1 млн м^3 рассола с минерализацией порядка 300 кг/м^3, из чего следует, что образовалось 150 тыс. м^3 карстовых пустот. В 1924 г. в долине речки образовался провал и вода ушла под землю.

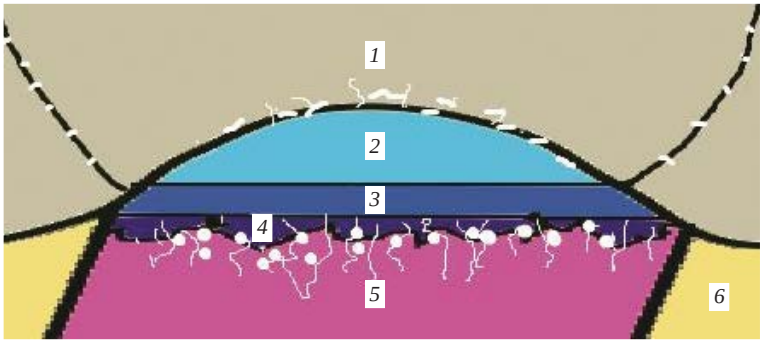

Рис. 4. Схема зоны напорной фильтрации в условиях Стебницкого месторождения:
1 – кепрок; *2* – зона ненасыщенного рассола; *3* – зона насыщенного рассола; *4* – продукты обваливания покрывающих пород; *5* – калийная руда; *6* – соленосная брекчия
Fig. 4. Scheme of pressure filtration zone in the conditions of Stebnitsky deposit:
1 – cap rock; *2* – zone of nonsaturated brine; *3* – zone of saturated brine; *4* – top rock cave-in products; *5* – potash ore; *6* – saliferous breccia

В Пермской губернии первые солеварни появились в 1430 году, а с 1882 до 1972 г. действовал солеварный завод на берегу р. Камы [20].

Соляные шахты. Самая древняя соляная шахта «Величка» в Польше имеет 800-летнюю историю [16, 21]. Большинство шахт были построены в XIX веке. Первые шахты были неглубоки, а размеры поддерживающих покрывающую толщу целиков недостаточны, что явилось причиной обрушений кровли выработок и затопления. Так, например, на Солотвинском месторождении в Закарпатье работали и были затоплены старые шахты «Кунигунда», «Николай», «Альберт», «Христина», «Йосиф». Множество мелких соляных шахт были затоплены в Германии [5]. В современных шахтах над выработками оставляют мощный (порядка 50 м) водозащитный слой соли и предусматривают трехкратный запас надежности целиков. Также оставляют целики вокруг разведочных скважин.

Причины аварий на соляных шахтах. Из описания аварий на соляных шахтах следует, что основными причинами прорывов воды являются: 1) вскрытие выработками надсолевого коллектора; 2) вскрытие выработками некачественно затампонированных скважин; 3) разрушение межкамерных целиков, приведшее к нарушению целостности водозащитной толщи. Приведем примеры.

1) Бурение разведочных скважин создает опасность их вскрытия при эксплуатации. Приходится оставлять вокруг скважин целики, что ведет к потерям эксплуатационных запасов. Поэтому сеть скважин очень разрежена и не позволяет детально картировать рельеф соляного зеркала. Как выяснилось уже при проведении горных работ в Стебнике, в указанном рельефе имеются углубления, достигающие 50 м. На руднике № 1 одно из таких углублений было вскрыто передовой скважиной при проходке квершлага. Несмотря на ряд принятых мер, в 2003 г. приток рассола достигал 280 м^3/сут и в течение года возрос до 1400 м^3/сут. Притом в 900 м от места прорыва воды на берегу пруда произошел провал, через

который вода из водоема вытекла в шахту. Прорыв был ликвидирован путем засыпки провала и возведения перемычки в квершлаге.

2) Для предупреждения прорывов воды через скважины правилами безопасности предусмотрено оставление вокруг них целиков. Однако в силу различных причин документация о давних разведочных скважинах не сохранилась. В Солотвине выработки шахты № 9 приблизились к одной из таких скважин, что привело к прорыву воды, образованию провала и затоплению шахты.

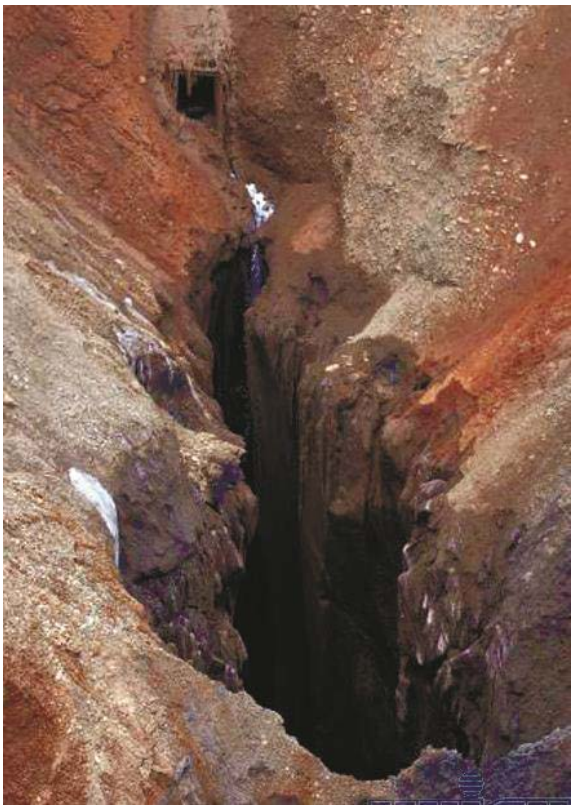

Рис. 5. Щель глубиной 400 м в солях, промытая водопадом над шахтой № 8 в Солотвине
Fig. 5. 400 m deep fissure in salt washed by the waterfall over mine no. 8 in Solotvino

3) В октябре 2006 г. на руднике Первого Березниковского калийного рудоуправления произошел прорыв воды и началось его затопление. В верхней части целиков шириной 12 м были пройдены выработки шириной 3 м. Таким образом, фактическая ширина целиков составила всего 4,5 м. Целики потеряли несущую способность, что привело к обрушению междупластья и вышележащих горизонтов [9, 22, 23].

Гидродинамические системы. Ключом к раскрытию механизма образования соляного карста, являющегося причиной аварий, служит основанное А. М. Овчинниковым [20] учение о гидродинамических системах, элементами которых являются области питания, транзита и разгрузки (рис. 2).

Области питания надсолевого рассольного горизонта обычно образуются в долинах рек и ручьев, где мощность покрывающих соль слабо проницаемых отложений минимальна.

Здесь происходит вертикальный переток пресной воды из аллювиальных отложений в надсолевой коллектор. В результате растворения солей на их контакте с покрывающими породами формируется субгоризонтальная полость (рис. 3). На нижней ее поверхности накапливаются нерастворимые остатки и продукты обваливания покрывающих пород. Эти отложения препятствуют растворению солей, поэтому полость распространяется преимущественно по горизонтали. Над ней оседают вышележащие отложения, и на земной поверхности образуются блюдцеобразные озера. Поглощение поверхностных вод может быть установлено гидрометрическими замерами.

Рис. 6. Подрезание целиков агрессивным рассолом (модель)
Fig. 6. Pillars undercut with aggressive brine (model)

Область транзита простирается от зоны питания до места притока воды в шахту. В начальный период движение воды происходит в напорном режиме, поток занимает все сечение надсолевого коллектора. По мере продвижения вода, поступающая из области питания, насыщается солями. Наивысшей концентрацией отличается нижняя часть потока, контактирующая с солью. Менее плотная соленая вода вытесняется в повышенные участки надсолевого коллектора (рис. 4). Кроме того, подошва потока кольматируется нерастворимым осадком. Из-за этого область транзита занимает самую приподнятую часть поверхности соляного зеркала. *Траектория потока может быть установлена просто по карте изогипс подошвы покрывающей толщи*. Эта закономерность подтверждается геофизическим методом ЕП (естественного поля).

В месте притока рассола в шахту образуется водопад. При этом рассол из верхей и нижней частей напорного потока смешивается и приобретает агрессивные свойства. Поток прорезает в солях узкую вертикальную щель (рис. 5) глубиной от соляного зеркала до места шахтного водоотлива. Течение приобретает безнапорный характер и турбулентный режим. Вертикальная щель растет навстречу потоку подобно оврагу. Когда она достигает области питания, образуются большие провалы поверхности. Наблюдались случаи, когда в провалы полностью поглощался сток малых рек. В работе [17] приведена методика гидродинамического и гидрохимического расчетов скорости продвижения водопада и размеров карстовой щели.

Ширина щели зависит от расхода потока. На поверхности вдоль щели обычно прослеживается ложбина. Если щель достаточно широкая, над ней образуются провалы покрывающих пород.

Зоной разгрузки потока служат горные выработки. При затоплении выработок агрессивным рассолом их подошва не растворяется, так как в основании потока накапливаются нерастворимые осадки. В стенках выработок и в основе целиков образуются ниши треугольной формы, углубляющиеся по мере поднятия уровня рассолов (рис. 6). Подрезание основы целиков продолжается до тех пор, пока целики не утрачивают несущую способность и не происходит их обрушение. В работе [12] дается методика прогнозирования обрушения. В соответствии с прогнозом на Стебницком руднике обвалились четыре целика и образовался провал поверхности диаметром 200 м и глубиной 40 м.

Заключение. Раскрытие механизма развития соляного карста позволило предложить методы прогнозирования его последствий и способы предупреждения затопления соляных шахт. Однако предложенные меры не были реализованы по причине недостаточного и несвоевременного финансирования, что явилось причиной упадка калийной и соляной промышленности Украины.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Короткевич Г. В. Соляной карст. Л.: Недра, 1970. 256 с.
2. Толмачев В. В., Троицкий Г. М., Хоменко В. П. Инженерно-строительное освоение закарстованных территорий. М.: Стройиздат, 1986. 120 с.
3. Ходьков А. Э. Геологическая роль процессов подземного выщелачивания галогенных пород // Труды ВНИИГ. 1959. Вып. 35. С. 395–421.
4. Андреичев А. Н. Разработка калийных месторождений. М.: Недра, 1966. 250 с.
5. Шиман М. И. Предотвращение затопления калийных рудников. М.: Недра, 1992. 150 с.
6. Павлюк В. И. Соляні родовища Передкарпаття і світу та особливості розвитку і активізації карсту на ділянках їхнього видобування // Строительство и техногенная безопасность. 2011. Вып. 37. С. 97–108.
7. Барях А. А., Телегина Е. А. Анализ условий разрушения водозащитной толщи при различных вариантах камерной системы разработки // ГИАБ. 2013. № 1. С. 34–40.
8. Барях А. А., Самоделкина Н. А. Геомеханическая оценка интенсивности деформационных процессов над затопленным калийным рудником // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2017. № 4. С. 33–46.
9. Борзаковский Б. А., Мараков В. Е., Теннисон Л. О. Прогноз негативного влияния затопления рудника БКПРУ-1 ОАО «Уралкалий» на городскую и промышленную застройку г. Березники // ГИАБ. 2009. № 7. С. 381–386.
10. Методические указания по выбору мер охраны для существующих и проектируемых объектов на территориях, подрабатываемых калийными рудниками. Л.: ВНИИГ, 1976. 266 с.
11. Осипов В. И., Барях А. А., Санфиров И. А., Мамаев Ю. А., Ястребов А. А. Гидрогеомеханические условия формирования карстовых провалов на территории калийных рудников в г. Березники Пермского края // Геоэкология. Инженерная геология. Гидрогеология. Геокриология. 2016. № 2. С. 142–148.
12. Рудько Г. І., Гайдін А. М. Провали. Деформації земної поверхні над гірничими виробками і карстами. Київ–Чернівці: Букрек, 2019. 192 с.
13. Thoma H., Seifert G., Kuehn F. Example of the development of sinkholes above flooding salt mines in central Germany and ways of remote detection of areas with a potential risk of fall // Fall 2000 meeting. San Antonio, Texas, USA. 15–18 October 2000. P. 163–181.
14. Milczarek W. Of post inducted seismic deformation of the 2016 MW 4/2 Tarnowek Poland mining tremor baced on DinSAR and SBAS method. Acta Geodin. Geomater. 2019. No. 2. P. 183–193.
15. Malinowska A. A., Witkowski W. T., Guzy A., Heymanowski R. Mapping ground movements caused mining-induced earthquakes applying satellite radar interferometry. Eng. Geol. 2018. No. 246. P. 402–411.
16. Трофимов В. И., Кочнева М. Н. Гидрогеологическое прогнозирование карстовых процессов на шахтном поле БКПРУ-1 ОАО «Уралкалий» // Горное эхо. 2012. Вып. 2. С. 33–45.
17. Гайдін А. М., Рудько Г. І. Техногенний карст. Київ–Чернівці: Букрек, 2016. 200 с.
18. Валяшко М. Г. Геохимические закономерности формирования месторождений калийных солей. М: МГУ, 1962. 397 с.
19. Константинова С. А., Аптуков В. Н. Некоторые задачи механики деформирования и разрушения соляных пород. Новосибирск: Наука, 2013. 100 с.
20. Технология добычи солей / Р. С. Пермяков [и др.]. М.: Недра, 1981. 272 с.
21. Мацяшек Я., Шевчик Я., Ермоленко В. Рудник Величка (Х–ХХ вв.). Краков–Минск, 1997. 28 с.
22. Овчинников А. М. Общая гидрогеология. М.: Госгеолтехиздат, 1955. 260 с.
23. Кутепов В. М., Кожевникова В. Н. Устойчивость закарстованных территорий. М.: Наука, 1989. 151 с.
24. Физико-механические свойства соляных пород / Н. М. Проскуряков [и др.]. Л.: Недра, 1973. 272 с.

25. Шокин Ю. П. О нарушениях сплошности подработанной водозащитной толщи на калийных рудниках // Горный журнал. 2019. № 1. С. 56–58.

26. Maciaszek J. Rezultaty badan gorotworu i powerchni terenu w strefach przyszbowych kopalni soli „Weliczka”. Kwartalnik „Gornictwo”. Z. 4. Krakow. 1996. 104–110.

Поступила в редакцию 14 мая 2020 года

Сведения об авторах:

Гайдин Анатолий Маркович – кандидат геолого-минералогических наук, старший научный сотрудник, руководитель научного центра Института горно-химической промышленности. E-mail: anatoliy.haydin@gmail.com

DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-48-57

Technogenic salt karst

Anatolii M. Gaidin[1]
[1] Institute of Mining and Chemical Industry, Lvov, Ukraine.

Abstract

Introduction. *There are the speleological and engineering-geological areas in karst studies. Engineering-geological area has two aspects, the surface aspect including the construction of surface buildings in the areas with the karst hazard and the subsurface aspect of prevention and protection from karstification when developing mineral deposits. Although shafts in salt mines has been working since the Middle Ages, the salt karst is still the reason for the destruction of a lot of salt mines.*

Research aim *is to reveal the physical and chemical mechanism of salt karst development and the reasons for accidents and flooding in salt mines.*

Methodology *included the analysis of regular survey measurements of surface deformation, recording of brine manifestations in mine workings, chemical analyses in brines, hydraulic measurements at surface watercourses, direct determinations of brine aggression, geophysical research by the natural field method, vertical electrical sounding, etc. In recent years, in order to control surface deformation, the data from the radar survey have been used.*

Results. *A clue to the mechanism of salt karst responsible for accidents is the theory of hydrodynamic systems by A. M. Ovchinnikov, the elements of which are the areas of accumulation, transit, and discharge. Brine motion is in the supra-salt reservoir. The trajectory of brine motion is determined by the relief of the salt table. Pressure flow take up the elevated terrain. Accumulation areas are confined to stream corridors permeating the low-permeability strata which covers the salt. The area of transit distinguishes between the zone of the pressure flow and the vertical slot where the brines move in the gravity turbulent conditions. Mine workings make up the discharge area. Within them under the action of aggressive brines triangular niches develop. Pillars undercut results in their collapse and surface sink.*

Summary. *Salt karst development mechanism disclosure has made it possible to propose the methods for predicting its effect and the ways of predicting flooding in salt mines.*

Key words: *salt karst; mines; pillars; accidents; cap rock; brines; hydrodynamic systems.*

REFERENCES

1. Korotkevich G. V. *Salt karst*. Leningrad: Nedra Publishing; 1970. (In Russ.)

2. Tolmachev V. V., Troitskii G. M., Khomenko V. P. *Construction-engineering development of karstified territories*. Moscow: Stroiizdat Publishing; 1986. (In Russ.)

3. Khodkov A. E. Geological role of halogen rock underground leaching processes. *Trudy VNIIG = Proceedings of VNIIG*. 1959; 35: 395–421. (In Russ.)

4. Andreichev A. N. *Development of potash deposits*. Moscow: Nedra Publishing; 1966. (In Russ.)

5. Shiman M. I. *Potash mines flood prevention*. Moscow: Nedra Publishing; 1992. (In Russ.)

6. Pavliuk V. I. Salt deposits of the Carpathian region and the world and features of the development and activation of karst in the areas of their production. *Stroitelstvo i tekhnogennaia bezopasnost = Construction and Industrial Safety*. 2011; 37: 97–108.

7. Bariakh A. A., Telegina E. A. The research on failure condition for various kinds of heading-and-stall method. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2013; 1: 34–40. (In Russ.)

8. Bariakh A. A., Samodelkina N. A. Geomechanical estimation of deformation intensity in rock mass above the flooded potash mine. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh = Journal of Mining Science*. 2017; 4: 33–46. (In Russ.)

9. Borzakovskii B. A., Marakov V. E., Tennison L. O. The forecast of the negative influence of BKPRU-1 JSC “Ural-Kaliy” mine flooding on the city and industrial buildings of Berezniki town. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2009; 7: 381–386. (In Russ.)

10. *Procedural guidelines on protection measures selection for existing and designed facilities at the territories undermined with potash mines*. Leningrad: VNIIG Publishing; 1976. (In Russ.)

11. Osipov V. I., Bariakh A. A., Sanfirov I. A., Mamaev Iu. A., Iastrebov A. A. Hydrogeomechanical conditions of karst sinkhole formation in the area of potassium mines in Bereznyaki town, Perm krai. *Geoekologiia. Inzhenernaia geologiia. Gidrogeologiia. Geokriologiia = Environmental Geoscience*. 2016; 2: 142–148. (In Russ.)

12. Rudko G. I., Gaidin A. M. *Sinkhole. Deformations of the earth's surface over mine workings and karsts*. Kiev–Chernivtsi: Bukrek Publishing; 2019.

13. Thoma H., Seifert G., Kuehn F. Example of the development of sinkholes above flooding salt mines in central Germany and ways of remote detection of areas with a potential risk of fall. In: *Fall 2000 meeting. San Antonio, Texas, USA. 15–18 October 2000*. P. 163–181.

14. Milczarek W. Of post inducted seismic deformation of the 2016 MW 4/2 Tarnowek Poland mining tremor baced on DinSAR and SBAS method. *Acta Geodin. Geomater*. 2019; 2: 183–193.

15. Malinowska A. A., Witkowski W. T., Guzy A., Heymanowski R. Mapping ground movements caused mining-induced earthquakes applying satellite radar interferometry. *Eng. Geol*. 2018; 246: 402–411.

16. Trofimov V. I., Kochneva M. N. Hydrogeological prediction of karstification at the take of BKPRU-1 of JSC Uralkali. *Gornoe ekho = Echo*. 2012; 2: 33–45. (In Russ.)

17. Gaidin A. M., Rudko G. I. *Technogenic karst*. Kiev–Chernivtsi: Bukrek Publishing; 2016. 200 c.

18. Valiashko M. G. *Geochemical patterns of potash deposits formation*. Moscow: MSU Publishing; 1962. (In Russ.)

19. Konstantinova S. A., Aptukov V. N. *Some problems of salt rock deformation and fracture mechanics*. Novosibirsk: Nauka Publishing; 2013. (In Russ.)

20. Permiakov R. S et al. *Technology of salt mining*. Moscow: Nedra Publishing; 1981. (In Russ.)

21. Matsiashek Ia., Shevchik Ia., Ermolenko V. *Velichka mine (X–XX centuries)*. Krakov–Minsk, 1997.

22. Ovchinnikov A. M. *General hydrogeology*. Moscow: Gosgeoltekhisdat Publishing; 1955. (In Russ.)

23. Kutepov V. M., Kozhevnikova V. N. *Karstified territories stability.* Moscow: Nauka Publishing; 1989. (In Russ.)

24. Proskuriakov N. M. et al. *Physical and mechanical properties of salt rock*. Leningrad: Nedra Publishing; 1973. 272 c.

25. Shokin Iu. P. Undermined water-impervious strata discontinuity in potassium mines. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2019; 1: 56–58.

26. Maciaszek J. Rezultaty badan gorotworu i powerchni terenu w strefach przyszbowych kopalni soli “Weliczka”. Kwartalnik “Gornictwo”. Z. 4. Krakow. 1996. 104–110.

Received 14 May 2020

Information about authors:

Anatolii M. Gaidin – PhD (Geology and Mineralogy), senior researcher, Head of the Research Center, Institute of Mining and Chemical Industry. E-mail: anatoliy.haydin@gmail.com

Для цитирования: Гайдин А. М. Техногенный соляной карст // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 6. С. 48–57. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-48-57

For citation: Gaidin A. M. Technogenic salt karst. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 6: 48–57 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-48-57

DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-58-65

Geophysical signs of hard rock disturbance

Diakov A. Iu.[1]
[1] Mining Institute Kola Science Centre of RAS, Apatity, Murmansk region, Russia.
e-mail: dyakov@goi.kolasc.net.ru

Abstract

Introduction. *Development of deep open pits requires reliable knowledge on conditions of rocks at the hard rock mass to locate potentially hazardous sectors which have considerable impact on efficiency and rationality of a deposit's development. Definition of disturbed zones at the open pit benches is an actual scientific and practical task in terms of supporting stability and functionality of such facilities.*
Research aim *is to study geophysical signs of disturbance of hard rocks by data of nondestructive ground-penetrating radar (GPR) observation of the surrounding rock mass at the working open pit benches in order to estimate their geological structure and differentiate by disturbance degree.*
Methodology. *Nowadays, GPR data is overwhelmingly interpreted based on comprehensive analysis of amplitude, frequency and phase characteristics of an electromagnetic signal and without an attribute analysis of the wave field. When using the structural approach, based on the analysis of the dynamic and kinematic characteristics of the wave field, to identify hard rock disturbance areas, it becomes possible to significantly increase the accuracy of their determination and localization according to the nondestructive subsurface GPR research.*
Results. *Based on GPR measurements, the author has studied geophysical signs of disturbed rock zones identification at the open pit benches which consist in a quantitative estimation of change in reflection response amplitude characteristic, permittivity of a section and Q factor attribute.*
Conclusion. *Using the established relationships with the proposed analysis of geophysical signs, the GPR study data can contribute to the adoption of differentiated and providing greater stability parameters of benches and mining operations.*

Key words: *open pit; bench; hard rock mass; ground-penetrating radar; radarogram; disturbance.*

Introduction. Development of deep open pits requires reliable knowledge on conditions of rocks at the hard rock mass to locate potentially hazardous sectors which have considerable impact on efficiency and rationality of a deposit's development. Definition of disturbed zones at the open pit benches is an actual scientific and practical task in terms of supporting stability and functionality of such facilities. Reliable data on hard rock mass state may be obtained from exploratory boreholes, however, only point data is obtained this way, and increased number of boreholes aimed at obtaining more complete information results in high extraction costs. In this regard, nondestructive and providing continuous (profile) picture of research methods are preferable and economically more attractive.

Research aim is to study geophysical signs of disturbance of hard rocks by data of nondestructive ground-penetrating radar observation of the surrounding rock mass at the working open pit benches in order to estimate their geological structure and differentiate by disturbance degree.

Methodology. Analysis of literature on hard rock disturbance estimation using nondestructive geophysical methods written in the past decade has shown that there

have been developed no fundamentally new technologies in these methods. At the same time, successful application of the GPR method for these aims has been recorded making it possible to get information efficiently in situ [1–6]. It should be noted that there have been numerous improvements of the GPR method, particularly, improvement of the obtained data depth and information value by means of reducing the frequency of the emitted signal and increasing the transmitter's power, which have significantly enhanced the opportunity of obtaining field results. The number of innovations has grown significantly in GPR data office study as well, firstly due to 3D systems realization. Much attention has been given to the improvement of the information value and accuracy in hard rock mass structure estimation based on data processing algorithms development with the use of the methods of statistical analysis, signal decomposition procedures, and various types of filtration. Meanwhile, the main drawback of GPR is the intricacy of obtaining distributed velocity data. GPR data is overwhelmingly interpreted based on comprehensive analysis of amplitude, frequency and phase characteristics of an electromagnetic signal, and the comparison of the signal common mode axes inside the highlighted sections and regions in the radarogram, which differ in the character of the image, unconformity interface and reflectors intensity. However, an innovative technology of automated analysis of the backscattered electromagnetic fields (BSEF) may be distinguished among new GPR data processing technologies; it is realized in GEORADAR-EXPER program which makes it possible to significantly improve the quantitative and qualitative indicators of the resulting parameters by means of wave field attribute analysis. The practice applying the wave field attribute analysis to solve some mining problems has shown significant improvement in the quality of GPR data interpretation and may be an effective means of timely detection of hazardous zones in pit benches [7, 8]. So, the integrated analysis of wave field dynamic and kinematic characteristics is an important tool dealing with such problems with the help of GPR.

Results. The research presented in this work were fulfilled at the producing sections of Zhelezny open pit slopes of JSC Kovdorsky GOK mining enterprise in close cooperation with the specialists of the enterprise with the use of GPR complex Ramac/GPR X3M equipped with screened aerials. The obtained data were processed with specialized RadExplorer and GEORADAR-EXPER programs, interpreted separately and further on an integrated analysis was made of the obtained data in space-depth relationship.

Many instrumental measurements over the years of benches study in this facility revealed that within the zones of rock mass inhomogeneity (fault tectonics, areas of increased jointing) the induced electromagnetic field distorts in the degree of difference between the physical properties of rocks in the zone and main rock mass. It has been stated that the intensity of wave field distortion is determined by the contrast (ratio) of rock physical properties and the depth of the zone [1, 9, 10].

Fig. 1 represents an example of GPR data interpretation obtained by Ramac/GPR X3M radar with 100 MHz antenna unit using standard processing, as a result, the detailed analysis of frequency response of electromagnetic lines has made it possible to expose structural inhomogeneity and localize the rest water level (RWL). Against low-frequency noise caused by the presence of water in the rock mass (rest water level of 10–12 m from the surface), the boundary of structural disturbance of rock 2 m thick at the depth of 4–8 m is clear; it is presented in the form of an outburst of maximum amplitudes of the GPR signal.

Fig. 1 presents the detected disturbed zone (zone of weakness) according to GPR data which has been confirmed by the geological section according to the drilling data.

Standard GPR data processing includes the removal of the constant component of a signal, i. e. the direct wave, amplitudes correction due to signal divergence and

attenuation, and the use of specialized procedures of processing: deconvolution, the Fourier transform and the Hilbert transform, which, in some instances, improve greatly the accuracy of disturbed zones localization. Nevertheless, in a number of instances the discovered structural inhomogeneities do not agree and even go against the geological data. Data interpretation quality in this approach greatly depends on the interpreter's experience and skill.

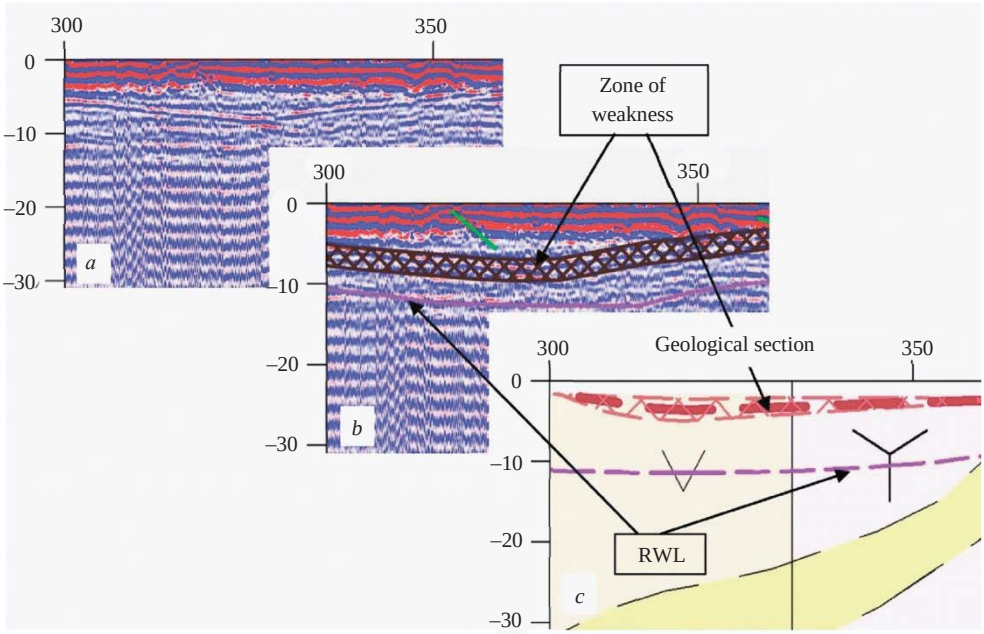

Fig. 1. An example of the GPR data interpretation:
a – processed radarogram; *b* – interpreted radarogram; *c* – geological section
Рис. 1. Пример интерпретации данных георадиолокации:
a – обработанная радарограмма; *b* – интерпретированная радарограмма; *c* – геологический разрез

In order to eliminate the given drawback, the author of the article carried out an independent comprehensive research on the geological structure of a bench, i. e. the GPR investigation of the bench surface by bore wells carrying out telemeasurement and registration of visually detected fissures and zones of excessive fissuring [9]. The obtained GPR data were processed by means of electromagnetic backscattered field automated analysis. As a result of BSEF automated analysis with the use of kinematic and dynamic characteristics of the signals, the GPR data array was created with a set of wave field attributes for further interpretation. As soon as the main parameter characterizing the opportunity of applying GPR in various spheres is the permittivity of rocks which influences electromagnetic waves propagation velocity [11, 12], it is essential to calculate the parameter and determine its correlation with the parameters of the medium (geological structure).

As a result of the obtained data comprehensive analysis and interpretation in the space-depth coordination, the correlation between the indicators of jointing intensity and rock permittivity has been revealed (fig. 2). It has been stated that rock jointing growth results in the increased recorded values of their permittivity [9].

Having applied this approach to process the GPR data in fig. 1, the author obtained the section in the values of the permittivity (fig. 3). Actually, it is a velocity section, as soon as the permittivity is the main parameter determining the electromagnetic wave propagation velocity in the geological medium [10].

As it can be seen in fig. 3, in the subsurface zone up to 1.5–2 m deep the values of the permittivity change within the range of 10.5 units (light blue palette). As a rule, this zone was disturbed by the blast at the previous stage of working the benches contour. At the depth of 2–4 m insignificant decrease in the permittivity is observed down to 9–9.5 units (yellow palette), rock here is less disturbed in accordance with earlier revealed regularities [9]. At the depth of 4–8 m of the profile a zone of increased permittivity values of 12 units is distinguished and in the profile interval of 0–15 and

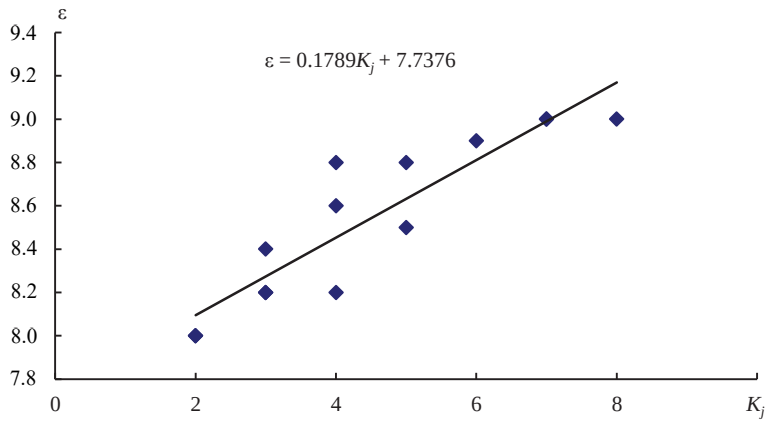

Fig. 2. Graph of behavior of the jointing intensity K_j and the permittivity ε in six boreholes

Рис. 2. График изменения интенсивности трещиноватости $K_{тр}$ и диэлектрической проницаемости ε по шести буровым скважинам

25–40 m it reaches maximum values of 12.5 units (dark blue palette); rock here is most disturbed. The detected zone of disturbance, according to the data of hard rock mass permittivity values analysis coincides with the detailed analysis of electromagnetic lines frequency response (fig. 1). At the depth of 10–12 m, where according to the geological section data the rest water level extends; the values of permittivity are also high and make up 11.5–12 units. However, only subjectively or based on some geological data it is possible to distinguish between water level and disturbed zone level. Lower than 15 m (red palette) permittivity values decrease reaching 7.5–8 units, which complies with undisturbed solid rock mass.

Permittivity increase is a sign of water saturation growth which results in electromagnetic wave velocity decrease and research depth reduction. A number of empirical expressions determining this connection is known today. For example, for sedimentary rock these expressions determine the medium with a wide range of water content change from 3 to 45% and the medium with high humidity correspondingly [11, 12]:

$$\varepsilon = 3.03 + 9.3W_{vol} + 14W_{vol}^2 - 76.7W_{vol}^3;$$

$$\varepsilon = \frac{720}{180 - W},$$

where ε is the real part of integrated relative medium permittivity, W_{vol} – volumetric water content, W – water content.

Thus, both the zone of structural disturbance and the water saturated area may correspond to the increased values of permittivity in the section; that may again result in the ambiguous interpretation of data, and that is what the interpretation complexity is associated with together with the disturbed zone and rest water level boundary division in fig. 3.

Considering the opportunity of wave field attribute analysis, a section constructed with the help of the quality factor of the backscattered fields can be distinguished (fig. 4), so called *Q* factor which characterizes electromagnetic losses in the medium and has correlational connection with strength [7].

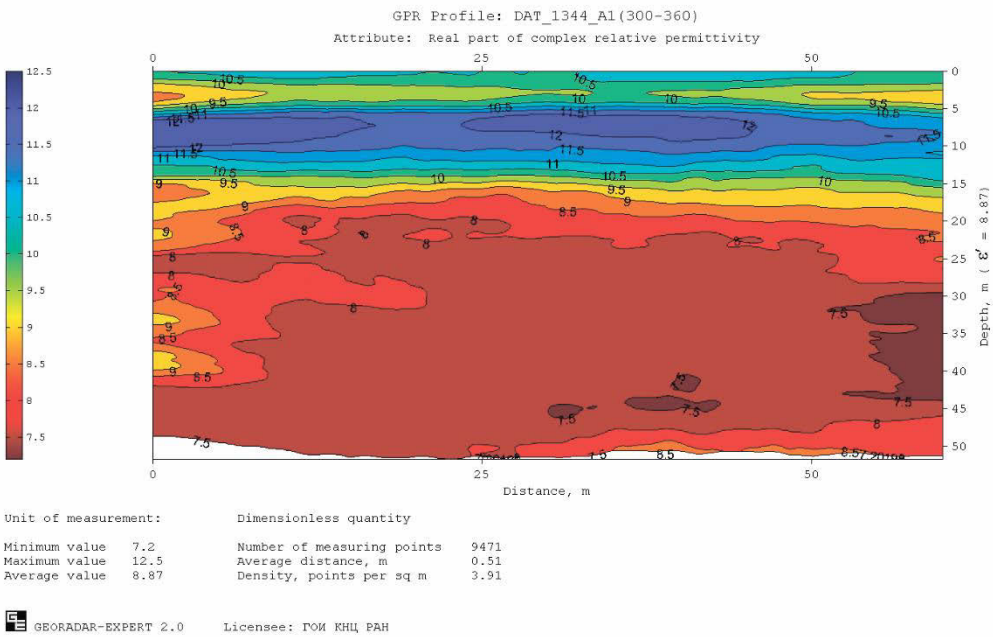

Fig. 3. Section constructed according to the permittivity values distribution data
Рис. 3. Разрез, построенный по данным распределения значений диэлектрической проницаемости

Q factor in this case is a correlation between the center frequency and the width of the signal spectrum in the level of –3 dB:

$$Q = \frac{\omega}{\Delta\omega},$$

where ω is the center frequency of the reflection response of a radar; Δω is the width of the reflected signal spectrum at the level of –3 dB.

The spectrum is calculated for the neighborhood of the target reflection, the diffracted one, for instance; and the higher the quality value, the sharper the peak of the center frequency at the signal spectrum.

Based on the *Q* factor analysis of the initial radarogram the zone of higher values of 4.5 units contrasts (dark blue palette); it reflects the loss of rock mass continuity and interpreted as 4–10 m deep disturbed zone. The value of *Q* factor in the remaining part of the obtained section changes insignificantly and resides in the interval of 1.5 units.

Thus, judging from the experience of the research on hard rock disturbance estimation through *Q* factor it can be stated that it serves as an indicator of hard rock continuity and solidity; the lower its value, the more solid the medium, and vice versa.

Structural approach together with the GPR data geophysical signs analysis to detect hard rock disturbance makes it possible to greatly improve detection accuracy and localization according to the data of the nondestructive subsurface GPR research.

The author of the article would like to mention that this area was not taken at random, apart from a priori information in the form of the geological section to obtain the data, the measurements had been carried out shortly before this area of the bench collapsed along the detected weakness zone both according to the drilling data and the GPR data. This research has made it possible to convince of the correctness of the proposed approach which includes the analysis of the geophysical signs determining the zones of disturbance in hard rock mass.

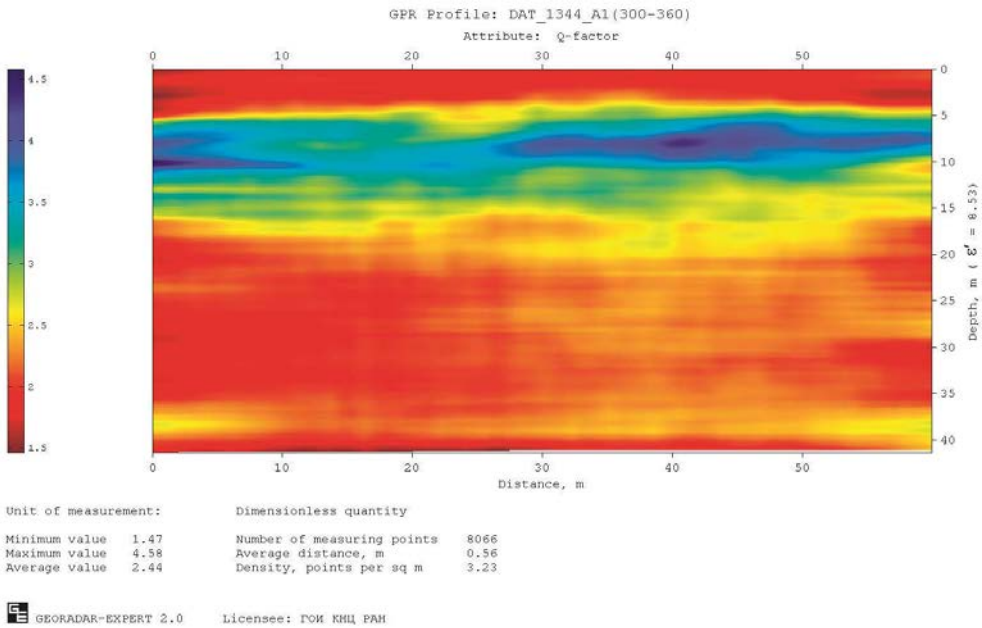

Fig. 4. Section constructed according to *Q* factor distribution data
Рис. 4. Разрез, построенный по данным распределения *Q*-фактора

Summary. Based on GPR measurements, the author has studied geophysical principles of disturbed rock zones identification at the open pit benches which consist in a quantitative estimation of change in reflection response amplitude characteristic, permittivity of a section and *Q* factor attribute.

The correlation has been determined between the frequency response of the reflected/distorted signal, the values of open cast permittivity, and the attribute of the *Q* factor and the disturbance of the rock at the bench which makes it possible to quickly determine and estimate the state of hard rock.

The state of the marginal rock mass of the sites of Zhelezny open pit of JSC Kovdorsky GOK has been estimated with the proposed analysis of the geophysical signs; it can contribute to the adoption of differentiated and providing greater stability parameters of benches and mining operations.

REFERENCES

1. Melnikov N. N., Kalashnik A. I., Zaporozhets D. V., Diakov A. Iu., Maksimov D. A. Experience in applying georadar subsurface studies at the russian Arctic western sector. *Problemy Arktiki i Antarktiki = Arctic and Antarctic Research*. 2016; 1: 39–49. (In Russ.)

2. Musalev D. N., Prokhorov N. N., Klabuk A. M. Experience of GPR application in scientific and engineering supervision of potash mining at the Starobinsk deposit. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2018; 8: 42–47. (In Russ.)

3. Mohamed Elkarmotya, Camilla Colla, Elena Gabrielli, Paolo Papeschi, Stefano Bonduà, Roberto Bruno. In situ GPR test for three-dimensional mapping of the dielectric constant in a rock mass. *Journal of Applied Geophysics*. 2017; 146: 1–15.

4. Allen Benter, Wayne Moore, Michael Antolovich. GPR signal attenuation through fragmented rock. *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy. Section A: Mining Technology*. 2016; 125 (2): 114–120.

5. Javier Rey, Juliàn Martínez, Violeta Montiel, Francisco Cañadas, Nicolàs Ruiz. Characterization of the sedimentary fabrics in ornamental rocks by using GPR. *Near Surface Geophysics*. 2017; 15(5): 457–465.

6. Melnikov N. N., Kalashnik A. I. Creation of multi-level system of geodynamic monitoring of mining and oil and gas facilities in the western part of the Russian sector of the arctic. *Arktika: ekologiia i ekonomika = Arctic: Ecology and Economy*. 2015; 3(19): 66–75.

7. Fomenko N. E., Gaponov D. A., Kapustin V. V., Popov V. V., Fomenko L. N. Opportunities of ground penetrating radar at searching supporting walls and enclosing constructions. *Izvestiia Tomskogo politekhnicheskogo universiteta. Inzhiniring georesursov = Bulletin of the Tomsk PolytechnicUniversity. Geo Assets Engineering*. 2017; 328 (3): 37–45. (In Russ.)

8. Andrianov S. V. GPR monitoring of space between lining and rock in underground mines. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2019; 5: 124–132. (In Russ.)

9. Kalashnik A. I., Diakov A. Iu. Georadar research of geological-structural configuration of open pit working bench. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2015; 6: 73–78. (In Russ.)

10. Diakov A. Iu. GPR as a tool for solving mountain problems. *Mezhdunarodnyi zhurnal gumanitarnykh i estestvennykh nauk = International Journal of Humanities and Natural Sciences*. 2019; 12-1(39): 64–68. (In Russ.)

11. Starovoitov A. V. *GPR data interpretation*. Moscow: MSU Publishing; 2008. (In Russ.)

12. Vladov M. L., Sudakova M. S. GPR. *From physics to promising directions*. Moscow: GEOS Publishing; 2017. (In Russ.)

Received 14 May 2020

Information about authors:

Andrei Iu. Diakov – researcher, Laboratory of Geofluid Mechanics, Mining Institute Kola Science Centre RAS. E-mail: dyakov@goi.kolasc.net.ru

УДК 622.271.332:550.837.76(470.21) DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-58-65

Геофизические признаки нарушенности скальных пород

Дьяков А. Ю.[1]
[1] Горный институт КНЦ РАН, Апатиты Мурманской обл., Россия.

Реферат

Введение. *При разработке горизонтов глубоких карьеров месторождений полезных ископаемых необходимы достоверные знания о состоянии пород скального массива для локализации потенциально опасных участков, которые существенно влияют на эффективность и рациональность освоения месторождения. Выявление нарушенных зон на уступах карьера является актуальной научно-практической задачей в части обеспечения в первую очередь устойчивости и функциональности сооружений такого типа.*

Цель работы. *Исследование геофизических признаков нарушенности скальных пород по данным неразрушающего георадиолокационого обследования законтурного массива пород участков рабочих уступов карьера для оценки их геолого-структурного строения и дифференцирования по степени нарушенности.*

Методология. *В настоящее время в подавляющем большинстве случаев интерпретация георадиолокационных данных производится на основе детального анализа амплитудных, частотных и фазовых характеристик электромагнитного сигнала без использования атрибутного анализа волнового поля. При использовании структурного подхода на основе анализа динамических и кинематических характеристик волнового поля для выявления зон нарушенности скальных пород появляется возможность существенно повысить точность их определения и локализации по данным неразрушающего подповерхностного георадиолокационного исследования.*

Результаты. *На основе георадиолокационных определений исследованы геофизические признаки идентификации зон нарушенности скальных пород уступов карьера, заключающиеся в количественной оценке изменения амплитудной характеристики отраженного сигнала, диэлектрической проницаемости разреза и атрибута Q-фактор.*

Выводы. *При использовании установленных взаимосвязей с предложенным подходом анализа геофизических признаков данные георадиолокационного исследования могут стать основой для принятия дифференцированных, обеспечивающих большую устойчивость параметров уступов и ведения горных работ.*

Ключевые слова: *карьер; уступ; скальный массив; георадиолокация; радарограмма; нарушенность.*

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Мельников Н. Н., Калашник А. И., Запорожец Д. В., Дьяков А. Ю., Максимов Д. А. Опыт применения георадарных подповерхностных исследований в западной части российского сектора Арктики // Проблемы Арктики и Антарктики. 2016. № 1. С. 39–49.

2. Мусалев Д. Н., Прохоров Н. Н., Клабук А. М. Опыт георадиолокационных исследований при научно-техническом сопровождении горных работ на Старобинском месторождении калийных солей // Горный журнал. 2018. № 8. С. 42–47.

3. Mohamed Elkarmotya, Camilla Colla, Elena Gabrielli, Paolo Papeschi, Stefano Bonduà, Roberto Bruno. In situ GPR test for three-dimensional mapping of the dielectric constant in a rock mass // Journal of Applied Geophysics. 2017. Vol. 146. P. 1–15.

4. Allen Benter, Wayne Moore, Michael Antolovich. GPR signal attenuation through fragmented rock // Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy. Section A: Mining Technology. 2016. Vol. 125. Iss. 2. P. 114–120.

5. Javier Rey, Juliàn Martínez, Violeta Montiel, Francisco Cañadas, Nicolàs Ruiz. Characterization of the sedimentary fabrics in ornamental rocks by using GPR // Near Surface Geophysics 2017. No. 15(5). P. 457–465.

6. Мельников Н. Н., Калашник А. И. Создание многоуровневой системы геодинамического мониторинга горнотехнических и нефтегазовых объектов западной части российского сектора Арктики // Арктика: экология и экономика. 2015. № 3(19). С. 66–75.

7. Фоменко Н. Е., Гапонов Д. А., Капустин В. В., Попов В. В., Фоменко Л. Н. Возможности георадарного метода при обследовании подпорных стен и ограждающих конструкций // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. 2017. Т. 328. № 3. С. 37–45.

8. Андрианов С. В. Мониторинг состояния заобделочного пространства горных выработок методом георадиолокации // ГИАБ. 2019. № 5. С. 124–132.

9. Калашник А. И., Дьяков А. Ю. Георадарное исследование геолого-структурного строения рабочего уступа карьера // Известия вузов. Горный журнал. 2015. № 6. С. 73–78.

10. Дьяков А. Ю. Георадар как инструмент для решения горных задач // Международный журнал гуманитарных и естественных наук. 2019. № 12-1(39). С. 64–68.

11. Старовойтов А. В. Интерпретация георадиолокационных данных. М.: МГУ, 2008. 192 с.

12. Владов М. Л., Судакова М. С. Георадиолокация. От физических основ до перспективных направлений. М.: ГЕОС, 2017. 240 с.

Поступила в редакцию 14 мая 2020 года

Сведения об авторах:

Дьяков Андрей Юрьевич – научный сотрудник лаборатории геофлюидомеханики Горного института КНЦ РАН. E-mail: dyakov@goi.kolasc.net.ru

Для цитирования: Дьяков А. Ю. Геофизические признаки нарушенности скальных пород // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 6. С. 58–65 (In Eng.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-58-65
For citation: Diakov A. Iu. Geophysical signs of hard rock disturbance. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 6: 58–65. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-58-65

УДК 622.7 DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-66-74

Экономическая эффективность предварительной концентрации с использованием рентгенофлуоресцентной сепарации

Цыпин Е. Ф.[1], Ефремова Т. А.[2], Овчинникова Т. Ю.[1]*

[1] Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия

[2] Научно-исследовательский и проектный институт «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

e-mail: tatyana.ovchinnikova@m.ursmu.ru

Реферат

Введение. *Прогрессивным направлением совершенствования технологий переработки минерального сырья является сочетание предварительной концентрации и глубокого обогащения. Для этого с высокой эффективностью используется рентгенофлуоресцентная сепарация (РФС). Особенностью технологии является наличие операций дробления, грохочения исходной горной массы на машинные и несортируемый классы, сепарации в машинных классах. От качества выполнения операций формирования гранулометрического состава зависит эффективность использования комплекса предварительной концентрации.*

Методика. *Оценена рентгенорадиометрическая обогатимость проб полиметаллической руды, выбраны схемы и оборудование для предварительной концентрации с использованием рентгенофлуоресцентной сепарации горной массы с различным гранулометрическим составом, выполнены технико-экономические расчеты.*

Результаты. *Определены экономические показатели применения рентгенофлуоресцентной сепарации для предварительной концентрации полиметаллической руды различного гранулометрического состава. Показаны возможности значительного повышения экономического эффекта за счет формирования гранулометрического состава обогащаемой горной массы.*

Выводы. *Применение рентгенгофлуоресцентной сепарации для предварительной концентрации полиметаллической руды является высокоэффективным. Оптимизация гранулометрического состава взорванной горной массы за счет специальной организации буровзрывных работ и подбора режимов дробления и грохочения приводит к повышению экономического эффекта от применения РФС в 2,1–2,7 раза.*

Ключевые слова: *предварительная концентрация; рентгенофлуоресцентная сепарация; рудосортировочный комплекс; полиметаллическая руда; гранулометрический состав; экономический эффект.*

Введение. Одним из прогрессивных путей совершенствования технологий переработки различных видов минерального сырья является применение предварительной концентрации в стадиях рудоподготовки [1] как в России [1, 2], так и за рубежом [3–6].

Особое место среди методов, используемых для предварительной концентрации, занимает группа информационных методов. Среди них наибольшее распространение получили: радиометрический (авторадиометрический) для предварительного обогащения урановых руд [7]; оптические (фотометрические) в видимой и инфракрасной областях спектра для сортировки золотосодержащих руд [8], неметаллических видов минерального сырья, угля [9], окисленных медных руд [10]; рентгенолюминесцентные для обогащения алмазов [1]; рентгеноабсорбционные для предварительного обогащения железных руд и угля [11, 12].

Широкое распространение благодаря универсальности получили рентгенофлуоресцентные (рентгенорадиометрические) методы [13]. Они нашли промышленное применение или успешно испытаны при предварительном обогащении урановых [14, 15], золотосодержащих [16], свинцово-цинковых [17], медных и медно-цинковых [1, 18] руд, а также руд черных металлов и других видов минерального сырья [1].

Предварительная концентрация осуществляется на рудосортировочных комплексах (РСК), использующих помимо сепарации операции дробления и грохочения. На технологическую эффективность работы РСК влияет ряд факторов [19], среди которых одним из важнейших является качество подготовки руды к сепарации, которое определяется формированием гранулометрической характеристики руды после дробления [20], а также числом и границами крупности машинных классов [21]. Надо заметить, что следует стремиться к гранулометрической характеристике дробленой руды с максимальным размером куска, равным допустимому максимальному размеру куска для использования сепараторов, минимальным выходом несортируемого класса (–30(–20)+0 мм) и преобладанием крупных классов. Формирование гранулометрической характеристики осуществляется в две стадии и достигается сочетанием должной организации буровзрывных работ (БВР), минимизации выхода мелочи, что возможно при использовании специальных режимов взрывания [22], и подбора для конкретных условий режимов дробления и грохочения в РСК.

Если технологическая эффективность от формирования гранулометрической характеристики уже оценивалась в упомянутых работах, то экономическая эффективность требует оценки.

Целью исследования является оценка экономической эффективности применения рудосортировочного комплекса на базе рентгенофлуоресцентных сепараторов для предварительной концентрации полиметаллических руд.

Методика. Исследования выполнены на основе использования результатов изучения рентгенорадиометрической обогатимости проб полиметаллической руды, отличающихся гранулометрическими характеристиками, включают выбор схемы и оборудования для РСК, а также технико-экономические расчеты.

Полученные результаты. Предварительная концентрация при переработке минерального сырья позволяет снизить затраты на обогащение в целом. Специфические условия, схемы, режимы добычи и переработки различного сырья определяют уровень и характер снижения затрат.

Сопоставляя варианты технологий обогащения по традиционной схеме переработки и схеме с предварительной концентрацией (рис. 1), предполагая, что (для простоты) учитывается снижение затрат на переработку в целом (РСК и обогатительная фабрика) и требуются дополнительные капитальные вложения для создания рудосортировочного комплекса, можно оценить экономическую эффективность от изменения технологии.

Анализ выполнен на примере переработки полиметаллической руды в объеме 1500 тыс. т/год при условии, что рудник и располагающийся в непосредственной близости от него РСК удалены от обогатительной фабрики на 70 км.

Для определения экономического эффекта внедрения в схему обогащения полиметаллической руды рентгенорадиометрической сепарации (РРС) произведен ориентировочный расчет капитальных и эксплуатационных затрат, выполненный для трех проб полиметаллической руды с исходными (реальными) гранулометрическими характеристиками (табл. 1) по технологическим показателям, представленным в табл. 2.

Рассмотрены потенциальные технологические показатели работы РСК, полученные по результатам экспериментального исследования рентгенорадиометри-

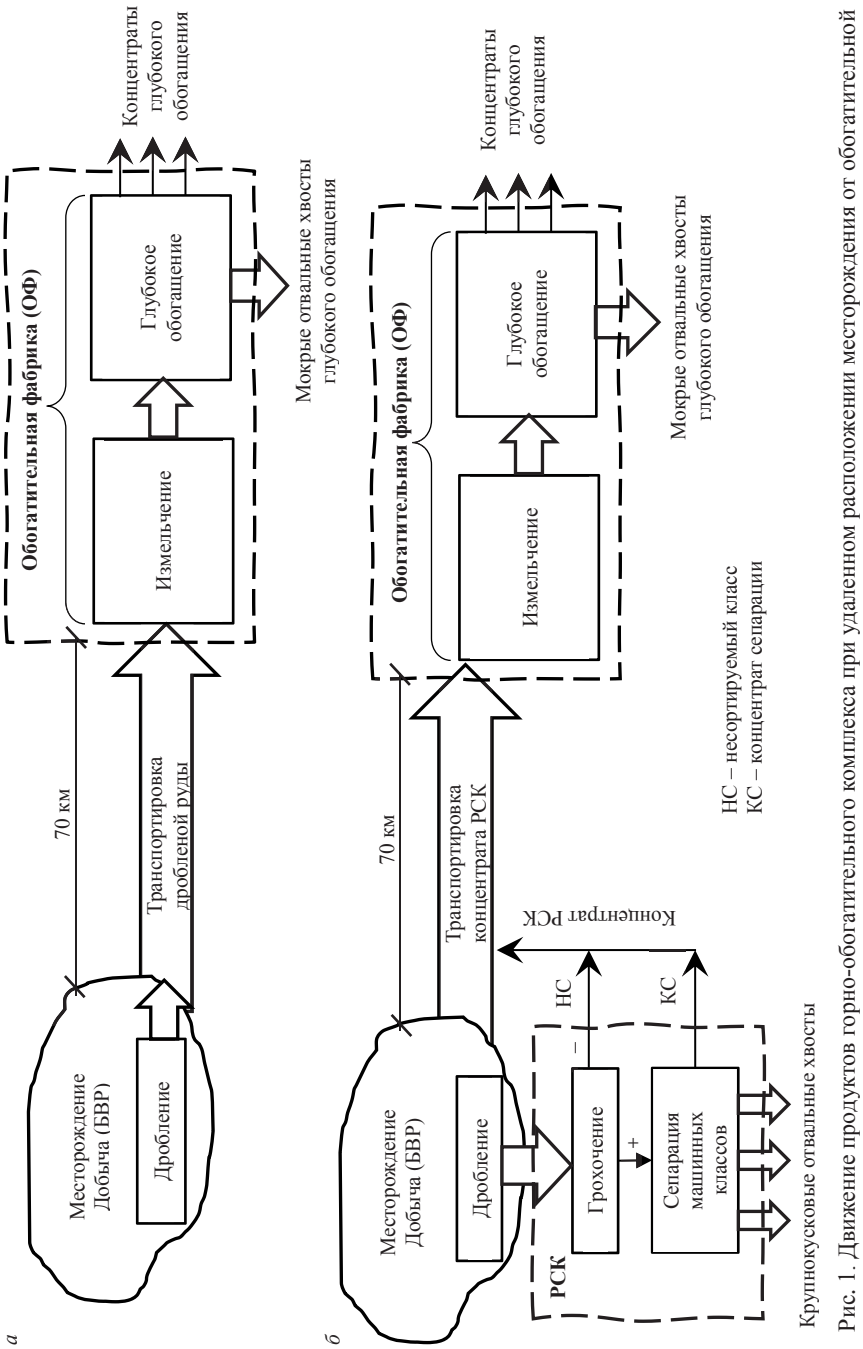

Рис. 1. Движение продуктов горно-обогатительного комплекса при удаленном расположении месторождения от обогатительной фабрики:

а – без предварительной концентрации; *б* – с предварительной концентрацией в рудосортировочном комплексе (РСК)

Fig. 1. Travel of mining and processing complex products in case of deposit's remoteness from the processing plant:

a – without preconcentration; *б* – with preconcentration in an ore sorting complex (OSC)

ческой обогатимости отобранных на предприятии трех проб руды, отличающихся друг от друга содержанием ценных компонентов и гранулометрическими характеристиками (табл. 1, 2). Кроме того, при технико-экономических расчетах

Таблица 1. Гранулометрические характеристики проб полиметаллической руды
Table 1. Granulometric characteristics of polymetallic ore samples

Класс крупности, мм	Выход, %			
	проба № 1	проба № 2	проба № 3	при типовой гранулометрической характеристике
+120	8,55	5,11	4,57	44,00
–120+60	15,00	22,14	17,01	32,00
–60+30	28,19	18,88	16,68	12,00
–30+0	48,26	53,87	61,74	12,00
Исходная проба:	100	100	100	100

(табл. 3, 4) в сравнение включены гипотетические варианты руды с аналогичными пробам № 1, 2, 3 параметрами в предположении, что в каждом случае гранулометрическая характеристика подаваемой на сепарацию руды соответствует типовой гранулометрической характеристике при дроблении руды средней крепости

Таблица 2. Результаты рентгенорадиометрической сепарации трех проб полиметаллической руды
Table 2. Results of X-ray radiometric separation of three samples of polymetallic ore

Продукт	Выход, %		Массовая доля, %			Извлечение, %		
	к питанию РРС	к исходной руде	медь	свинец	цинк	медь	свинец	цинк
Проба № 1								
Концентрат РРС	77,73	40,22	0,386	2,49	7,94	48,52	61,82	54,59
Хвосты РРС	22,27	11,52	0,0474	0,049	0,475	1,71	0,35	0,94
Несортируемый класс	–	48,26	0,33	1,27	5,39	49,77	37,83	44,47
Итого:	100,00	100,00	0,32	1,62	5,85	100,00	100,00	100,00
Проба № 2								
Концентрат РРС	61,31	28,28	0,623	2,654	8,43	45,18	65,27	57,31
Хвосты РРС	38,69	17,85	0,051	0,034	0,23	2,33	0,53	0,99
Несортируемый класс	–	53,87	0,38	0,73	3,22	52,49	34,20	41,70
Итого:	100,00	100,00	0,39	1,15	4,16	100,00	100,00	100,00
Проба № 3								
Концентрат РРС	49,42	18,91	1,00	1,43	8,65	36,37	53,02	55,64
Хвосты РРС	50,58	19,35	0,083	0,026	0,231	3,08	0,98	1,52
Несортируемый класс	–	61,74	0,51	0,38	2,04	60,55	46,00	42,84
Итого:	100,00	100,00	0,52	0,51	2,94	100,00	100,00	100,00

(что соответствует физико-механическим свойствам руды проб № 1, 2, 3) в щековой дробилке с максимальным размером куска в дробленой руде 300 мм (табл. 1).

По данным табл. 1, в различных сопоставляемых вариантах гранулометрических характеристик руды выход сортируемого класса (+30 мм) меняется в преде-

лах от 38,26 до 88,00 %. Качество продуктов рентгенофлуоресцентной сепарации (РФС) и потери основных ценных компонентов с хвостами РСК всех трех проб различаются незначительно (табл. 2).

Для оценки влияния гранулометрического состава на экономический эффект выполнены расчеты по данным табл. 2 – выходам хвостов относительно питания РРС, но для гранулометрического состава, полученного по типовой гранулометрической характеристике, что соответствует типовому гранулометрическому составу горной массы после первой стадии дробления.

Таблица 3. Выбор и определение стоимости основного оборудования для различных вариантов гранулометрических характеристик

Table 3. Selection and evaluation of the main equipment for different variants of granulometric characteristics

Наименование оборудования	Количество, шт.				Цена ед. оборудования, млн р.	Общая стоимость, млн р.			
	проба № 1	проба № 2	проба № 3	по типовой ГХ		проба № 1	проба № 2	проба № 3	по типовой ГХ
Сепаратор СРФ	17	13	13	18	15,50	263,50	201,50	201,50	279,00
Прочее основное оборудование (грохот ГИТ-43, конвейеры, питатель пластинчатый)	12	12	12	12	–	35,01	35,01	35,01	35,01
Аспирационно-вентиляционное оборудование	–	–	–	–	3,15	3,15	3,15	3,15	3,15
Итого основное оборудование	29	25	25	30	–	301,66	239,66	239,66	317,16

Экономическая эффективность оценена исходя из ожидаемого снижения затрат на транспортировку руды и снижения затрат на переработку руды на обогатительной фабрике благодаря уменьшению объема перерабатываемой руды, вызванному удалением отвальных кусковых хвостов в РСК. По данным фабрики, себестоимость глубокого обогащения одной тонны руды, связанная с затратами на энергоемкие процессы дробления, измельчения, обогащения, обезвоживания, а также на реагенты и материалы, составляет 1222,5 р.

Ожидаемые капитальные затраты оценены на основании выбранного основного оборудования (табл. 3).

Затраты на строительно-монтажные и проектно-изыскательские работы, непредвиденные расходы, затраты на текущий расход и обслуживание взяты в процентном соотношении от стоимости основного оборудования. Учтены также амортизационные расходы, затраты на электроэнергию, на охрану труда, рассчитан годовой фонд заработной платы сотрудников рудосортировочного комплекса.

Далее представлены данные по расчету экономического эффекта от применения РРС для пробы № 1 полиметаллической руды с исходной (реальной) гранулометрической характеристикой. В расчетах принято, что годовой фонд рабочего времени – 6600 ч при добыче 1500 000 т/год (ВМТ) и 1440 000 т/год (СМТ), выход сортируемых классов крупности – 51,74 %. При этом выход хвостов сепарации РСК относительно исходной руды составляет 11,52 %, что по ВМТ составляет 172 800 т/год и используется далее при расчете снижения затрат на перевозку рудной массы на обогатительную фабрику, а по СМТ – 165 888 т/год, что далее используется при расчете снижения объема руды, перерабатываемой на обогатительной фабрике.

Снижение затрат на перевозку рудной массы на расстояние 70 км за счет выделения кусковых хвостов в РСК при цене 210 р./т составит 36,29 млн р./год,

а снижение объема перерабатываемой рудной массы на обогатительной фабрике по той же причине при затратах на переработку 1222,5 р./т приведет к снижению затрат на переработку на обогатительной фабрике на 202,8 млн р./год. При этом суммарное снижение затрат составит 239,09 млн р./год.

При условии, что дополнительные суммарные капитальные затраты при использовании РСК на основное оборудование, строительно-монтажные работы, проектно-изыскательские работы, непредвиденные расходы составят 597,30 млн р., а дополнительные эксплуатационные расходы с учетом затрат на оплату труда с отчислениями, амортизационных расходов, затрат на обслуживание и текущий ремонт, электроэнергию, охрану труда и вывоз кусковых хвостов сепарации в отвал (12 р./т) составят 136,22 млн р./год, годовой экономический эффект от применения РФС для предварительной концентрации руды при обогащении полиметаллической руды, аналогичной руде пробы № 1, равен 102,87 млн р.

Таблица 4. Сравнение основных показателей
Table 4. Comparison of key indicators

Показатель	Проба № 1		Проба № 2		Проба № 3	
	ИГХ	ТГХ	ИГХ	ТГХ	ИГХ	ТГХ
Выход машинных классов крупности, %	51,74	88,00	46,13	88,00	38,26	88,00
Выход хвостов сепарации относительно машинных классов, %	22,27		38,69		50,58	
Выход хвостов сепарации относительно исходной руды, %	11,52	19,60	17,85	34,05	19,35	44,51
Ожидаемое снижение затрат, млн р.	239,09	406,78	370,46	706,68	401,59	923,76
Капитальные затраты, млн р.	597,30	627,99	474,54	627,99	474,54	627,99
Общие эксплуатационные затраты, млн р.	136,22	143,66	114,15	146,26	114,42	148,15
Экономический эффект на производительность участка РРС 1500 тыс. т/год, млн р.	102,87	263,12	256,31	560,42	287,17	775,61
Себестоимость переработки исходной полиметаллической руды в РСК в количестве 1500 тыс. т в год в пересчете на одну тонну, р.	90,81	95,78	76,10	97,51	76,28	98,76
Себестоимость переработки на одну тонну обогащенного продукта в РСК, р.	102,63	119,12	92,64	147,85	94,58	177,99

По аналогии рассчитаны основные показатели для двух других проб, как для исходных гранулометрических характеристик, так и для типовых (при условии переработки руды, аналогичной по составу пробам № 1, 2, 3).

В табл. 4 представлены основные экономические показатели применения РРС трех проб полиметаллической руды, рассчитанные по исходным (ИГХ) и типовой (ТГХ) гранулометрическим характеристикам.

Анализ результатов. Себестоимость переработки одной тонны исходной полиметаллической руды при рентгенорадиометрической сепарации составит примерно 76–99 р./т.

При этом экономический эффект от внедрения РРС руды с реальным гранулометрическим составом составит 103–288 млн р./год в зависимости от состава руды, что иллюстрируется рассчитанными показателями для изученных проб.

Увеличение выхода машинных (сортируемых) классов до 88 % в предположении, что гранулометрическая характеристика дробленой руды совпадает с типо-

вой гранулометрической характеристикой дробленой руды средней крепости в щековой дробилке, позволяет при прочих равных условиях увеличить экономический эффект в 2,1–2,7 раза.

Выводы. Таким образом, применение предварительной концентрации с использованием рентгенофлуоресцентной сепарации для обогащения полиметаллической руды является экономически оправданным. Оптимизация гранулометрического состава взорванной горной массы и должной организации схемы и режимов подготовки руды к последующей сепарации приведет к значительному повышению экономического эффекта от применения РРС.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бочаров В. А., Игнаткина В. А. Технология обогащения полезных ископаемых. Т. 1. М.: Руда и металлы, 2007. 472 с.

2. Абрамов А. А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Т. II. Технология обогащения полезных ископаемых. М.: МГГУ, 2004. 510 с.

3. Максимов И. И. XXVII Международный конгресс по обогащению полезных ископаемых (часть 1) // Обогащение руд. 2015. № 3. С. 3–11.

4. Максимов И. И. XXVII Международный конгресс по обогащению полезных ископаемых (часть 2) // Обогащение руд. 2015. № 6. С. 50–58.

5. Gleeson D. Preceding processing // International Mining. March, 2019. P. 82–87.

6. Härkki K. Overcoming sustainability challenges of future concentrator plants. Proceedings of the XXVII International Mineral Congress. Santiago, Chile, 2014. Chapter 1. Plenary Presentations. P. 2–22.

7. Татарников А. П., Асонова Н. И., Балакина И. Г., Наумов М. Е., Коновалов Г. Н., Воеводин И. В. Современные технологии и оборудование для радиометрического обогащения урановых руд // Горный журнал. 2007. № 2. С. 85–87.

8. Рябкин В. К., Литвинцев Э. Г., Тихвинский А. В., Корпенко И. А., Пичугин А. Н., Кобзев А. С. Полихромная фотометрическая сепарация золотосодержащих руд // Горный журнал. 2007. № 12. С. 88–92.

9. King H. G., Balint A. The mechanized optical separation of minerals // Quarry Managers Journal. 1969. Vol. 53. No. 10. P. 383–388.

10. Shekwonyadu Iyakwari, Hylke J. Glass, Gavyn K. Rollinson, Przemyslaw B. Kowalczuk. Application of near infrared sensors to preconcentration of hydrothermally-formed copper ore // Minerals Engineering. 2016. Vol. 85. January 2016. P. 148–167.

11. Вальщиков А. В., Литвиненко А. П., Делер М. Проект освоения Усинского месторождения марганца. Технология обогащения руды // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. 2011. № 3. С. 80–83.

12. Алушкин И. В., Щипчин В. Б., Корнеев И. Г. Рентген-радиометрическая сепарация от TOMRA Sorting для предварительного обогащения угля // Уголь. 2014. № 5. С. 100–103.

13. Федоров Ю. О., Кацер И. У., Коренев О. В., Короткевич В. А., Цой В. П., Ковалев П. И., Федоров М. Ю., Поповский Н. С. Опыт и практика рентгенорадиометрической сепарации руд // Известия вузов. Горный журнал. 2005. № 5. С. 21–37.

14. Колесаев В. Б., Литвиненко В. Г., Култышев В. И. Комбинированная технология переработки бедных урановых руд // Горный журнал. 2008. № 8. С. 50–53.

15. Petr Mikysek, Tomáš Trojek, Noemi Mészárosová, Jiří Adamovič, Marek Slobodník. X-ray fluorescence mapping as a first-hand tool in disseminated ore assessment: sandstone-hosted U–Zr mineralization // Minerals Engineering. 2019. Vol. 141. September 2019. Article 105840.

16. Санакулов К. С., Руднев С. В. Комплекс рентгенорадиометрического обогащения сульфидных руд месторождения «Кокпатас» // Горный вестник Узбекистана. 2010. № 1(40). С. 3–7.

17. Санакулов К. С., Руднев С. В., Канцель А. В. О возможности отработки месторождения «Учкулач» с использованием технологии рентгенорадиометрического обогащения свинцово-цинковых руд // Горный вестник Узбекистана. 2011. № 1(44). С. 17–20.

18. Lixia Lia, Genzhuang Lib, Huaizhe Lic, Guoqing Lib, Ding Zhangc, Bern Klein. Bench-scale insight into the amenability of case barren copper ores towards XRF-based bulk sorting // Minerals Engineering. Vol. 121. 1 June 2018. P. 129–136.

19. Цыпин Е. Ф., Овчинникова Т. Ю., Ефремова Т. А. Эффективность применения рентгенофлуоресцентной сепарации для предварительной концентрации руд // ГИАБ. 2020. № 3-1. С. 431–442.

20. Tsypin E. F., Ovchinnikova T. Iu., Efremova T. A., Elizarov D. B. Technological aspects of ore preconcentration with x-ray fluorescence separation // Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal. 2019. No. 7. P. 101–112.

21. Цыпин Е. Ф., Ефремова Т. А., Овчинникова Т. Ю., Елизаров Д. Б. Влияние фракционирования по крупности на эффективность рентгенорадиометрической сепарации полиметаллической руды // Обогащение руд. 2018. № 3. С. 14–19.

22. Латышев О. Г. Методы и средства изучения быстропротекающих процессов. Екатеринбург: УГГУ, 2007. 232 с.

Поступила в редакцию 23 июля 2020 года

Сведения об авторах:

Цыпин Евгений Федорович – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры обогащения полезных ископаемых Уральского государственного горного университета. E-mail: tsipin.e@mail.ru
Ефремова Татьяна Александровна – научный сотрудник отдела обогащения лаборатории обогащения руд цветных металлов и техногенного сырья Научно-исследовательского и проектного института «Уралмеханобр». E-mail: efremova_ta@umbr.ru
Овчинникова Татьяна Юрьевна – кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры обогащения полезных ископаемых Уральского государственного горного университета. E-mail: tatyana.ovchinnikova@m.ursmu.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-66-74

Economic efficiency of preconcentration with X-ray fluorescence separation

Evgenii F. Tsypin[1], Tatiana A. Efremova[2], Tatiana Iu. Ovchinnikova[1]
[1] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.
[2] Scientific-Research and Design Institute JSC Uralmekhanobr, Ekaterinburg, Russia.

Abstract
Introduction. *A promising direction in mineral processing development is the combination of preconcentration and deep processing. For that purpose, X-ray fluorescence separation (XFS) is highly effectively used. A feature of the technology is the availability of the procedures of crushing and screening of the initial rock into machine and unsortable classes, and separation in machine classes. The efficiency of preconcentration complex depends on the quality of granulometric composition forming procedures.*
Methodology. *X-ray radiometric washability of polymetallic ore samples has been assessed, schemes and equipment for preconcentration with the use of X-ray fluorescence separation of the rock mass with various granulometric composition have been selected, and technical and economic assessment has been made.*
Results. *Economic indicators of X-ray fluorescence separation application for preconccentration have been determined for polymetallic ore of various granulometric composition. The possibilities for significant improvement of the economic effect by means of forming the granulometric composition of the processed rock mass have been revealed.*
Summary. *X-ray fluorescence separation in polymetallic ore preconcentration is highly effective. Optimization of blasted rock mass granulometric composition by means of specific organization of drilling and blasting operations and selecting specific modes of crushing and screening results in the growth of the economic effect from XFS by 2.1–2.7 times.*

Key words: *preconcentration; X-ray fluorescence separation; ore sorting equipment; polymetallic ore; granulometric composition; economic effect.*

REFERENCES

1. Bocharov V. A., Ignatkina V. A. *Technology of mineral processing. Vol. 1*. Moscow: Ruda i metally Publishing; 2007. (In Russ.)
2. Abramov A. A. *Processing, dressing and comprehensive use of solid minerals. Vol. 2. The technology of mineral dressing*. Moscow: MSMU Publishing; 2004. (In Russ.)
3. Maksimov I. I. 27th international congress on mineral processing (part 1). *Obogashchenie rud = Mineral Processing*. 2015; 3: 3–11. (In Russ.)
4. Maksimov I. I. 27th international congress on mineral processing (part 2). *Obogashchenie rud = Mineral Processing*. 2015; 6: 50–58. (In Russ.)
5. Gleeson D. Preceding processing. *International Mining*. March, 2019. P. 82–87.
6. Härkki K. Overcoming sustainability challenges of future concentrator plants. *Proceedings of the XXVII International Mineral Congress. Santiago, Chile, 2014. Chapter 1. Plenary Presentations*. P. 2–22.
7. Tatarnikov A. P., Asonova N. I., Balakina I. G., Naumov M. E., Konovalov G. N., Voevodin I. V. Current technologies and equipment for X-ray radiometric processing of uranium ore. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2007; 2: 85–87. (In Russ.)
8. Riabkin V. K., Litvintsev E. G., Tikhvinskii A. V., Korpenko I. A., Pichugin A. N., Kobzev A. S. Polychrome photometric separation of gold ore. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2007; 12: 88–92. (In Russ.)
9. King H. G., Balint A. The mechanized optical separation of minerals. *Quarry Managers Journal*. 1969; 53(10): 383–388.
10. Shekwonyadu Iyakwari, Hylke J. Glass, Gavyn K. Rollinson, Przemyslaw B. Kowalczuk. Application of near infrared sensors to preconcentration of hydrothermally-formed copper ore. *Minerals Engineering*. 2016; 85 (January): 2016. P. 148–167.
11. Valshchikov A. V., Litvinenko A. P., Deler M. The Usinskoye manganese ore deposit project. Ore beneficiation process. *Mineralnye resursy Rossii. Ekonomika i upravlenie = Russian mineral resources. Economics and management*. 2011; 3: 80–83. (In Russ.)

12. Alushkin I. V., Shchipchin V. B., Korneev I. G. X-ray radiometric separation from TOMRA Sorting for coal preconcentration. *Ugol = Coal*. 2014; 5: 100–103. (In Russ.)

13. Fedorov Iu. O., Katser I. U., Korenev O. V., Korotkevich V. A., Tsoi V. P., Kovalev P. I., Fedorov M. Iu., Popovskii N. S. Experience and practice of X-ray radiometric separation of ore. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2005; 5: 21–37. (In Russ.)

14. Kolesaev V. B., Litvinenko V. G., Kultyshev V. I. Combined technology for processing of poor uranium ores. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2008; 8: 50–53. (In Russ.)

15. Petr Mikysek, Tomáš Trojek, Noemi Mészárosová, Jiří Adamovič, Marek Slobodník. X-ray fluorescence mapping as a first-hand tool in disseminated ore assessment: sandstone-hosted U–Zr mineralization. *Minerals Engineering*. 2019; 141; September 2019; Article 105840.

16. Sanakulov K. S., Rudnev S. V. The complex of X-ray radiometric processing of sulphide ore at Koktapas deposit. *Gornyi vestnik Uzbekistana = Mining News of Uzbekistan*. 2010; 1(40): 3–7. (In Russ.)

17. Sanakulov K. S., Rudnev S. V., Kantsel A. V. On the possibility to develop the deposit Uchquloch with the use of the X-ray radiometric processing of lead-zinc ore. *Gornyi vestnik Uzbekistana = Mining News of Uzbekistan*. 2011; 1(44): 17–20. (In Russ.)

18. Lixia Lia, Genzhuang Lib, Huaizhe Lic, Guoqing Lib, Ding Zhangc, Bern Klein. Bench-scale insight into the amenability of case barren copper ores towards XRF-based bulk sorting. *Minerals Engineering*. Vol. 121. 1 June 2018. P. 129–136.

19. Tsypin E. F., Ovchinnikova T. Iu., Efremova T. A. Efficiency of X-ray radiometric separation in preliminary concentration of ore. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2020; 3-1: 431–442. (In Russ.)

20. Tsypin E. F., Ovchinnikova T. Iu., Efremova T. A., Elizarov D. B. Technological aspects of ore preconcentration with X-ray fluorescence separation. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 7: 101–112. (In Russ.)

21. Tsypin E. F., Efremova T. A., Ovchinnikova T. Iu., Elizarov D. B. Effect of size fractionation on the efficiency of X-ray radiometric separation of polymetallic ore. *Obogashchenie rud = Mineral Processing*. 2018, 3: 14–19. (In Russ.)

22. Latyshev O. G. *Methods and means of studying high-speed processes*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2007. (In Russ.)

Received 23 July 2020

Information about authors:

Evgenii F. Tsypin – DSc (Engineering), Professor, professor of the Department of Mineral Processing, Ural State Mining University. E-mail: tsipin.e@mail.ru

Tatiana A. Efremova – researcher, processing section of the Laboratory of nonferrous metal ore and technogenic raw material processing, Scientific-Research and Design Institute JSC Uralmekhanobr. E-mail: efremova_ta@umbr.ru

Tatiana Iu. Ovchinnikova – PhD (Engineering), Associate professor, associate professor of the Department of Mineral Processing, Ural State Mining University. E-mail: tatyana.ovchinnikova@m.ursmu.ru

Для цитирования: Цыпин Е. Ф., Ефремова Т. А., Овчинникова Т. Ю. Экономическая эффективность предварительной концентрации с использованием рентгенофлуоресцентной сепарации // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 6. С. 66–74. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-66-74

For citation: Tsypin E. F., Efremova T. A., Ovchinnikova T. Iu. Economic efficiency of preconcentration with X-ray fluorescence separation. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 6: 66–74 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-66-74

УДК 504.06:622 DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-75-86

Управление экологичностью предприятий минерально-сырьевого комплекса при реализации концепции циркулярной экономики

Мочалова Л. А.[1]*, Соколова О. Г.[1]
[1] Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия
e-mail: lyudmila.mochalova@m.ursmu.ru

Реферат

Введение. *Предприятия минерально-сырьевого комплекса играют значительную роль в экономике России, развитие и богатство которой зависят от объемов и разнообразия полезных ископаемых в недрах. Вместе с тем деятельность предприятий минерально-сырьевого комплекса оказывает существенное негативное влияние на окружающую среду, затрагивая все ее элементы. Это приводит к необходимости управления экологичностью данных предприятий.*

Цель работы *заключается в изучении управленческих технологий, которые могут способствовать организации замкнутых производственных циклов на предприятиях минерально-сырьевого комплекса и реальному повышению их экологичности в условиях реализации концепции циркулярной экономики.*

Методика проведения исследований. *Исследования проводятся путем изучения, критической оценки и систематизации технологий организации и управления замкнутыми производственными циклами на предприятиях минерально-сырьевого комплекса.*

Результаты исследований. *В качестве объектов проводимых исследований выступили такие управленческие технологии, как: циркулярные бизнес-модели, предложенные в отчете Фонда Эллен МакАртур; схемы-иерархии управления отходами с различным составом элементов R; логистические приемы управления отходами как специфическими материальными потоками. Данные технологии вполне согласуются друг с другом и при совместном применении могут способствовать повышению индекса развития циркулярной экономики в условиях предприятий минерально-сырьевого комплекса.*

Вывод. *Согласованное развитие управленческих технологий способствует реализации концепции циркулярной экономики на предприятиях минерально-сырьевого комплекса, а также их движению к экологически устойчивому развитию и обеспечению конкурентоспособности.*

Ключевые слова: *циркулярная экономика; замкнутые производственные циклы; циркулярные бизнес-модели; схема-иерархия управления отходами; экопромышленный симбиоз; предприятия минерально-сырьевого комплекса.*

Исследование выполнено при финансовой поддержке Российского фонда фундаментальных исследований в рамках научного проекта № 20-010-00305А.

Введение. Предприятия минерально-сырьевого комплекса играют значительную роль в экономике России, развитие и богатство которой зависят от объемов и разнообразия полезных ископаемых в недрах. Производство в металлургии, химическом синтезе, теплоэнергетике, машиностроении, строительстве и других сферах экономики основано на использовании минерального сырья. Вместе с тем деятельность предприятий минерально-сырьевого комплекса оказывает существенное негативное влияние на окружающую среду, затрагивая все ее элементы [1].

С целью соблюдения баланса между экономическими, социальными и экологическими аспектами деятельности предприятий минерально-сырьевого комплекса важно соблюдение ими принципов концепции экологически устойчивого развития, трансформировавшейся в последнее время в концепции: «зеленой» экономики, наилучших доступных технологий и циркулярной экономики (табл. 1) [2–6].

Таблица 1. Концепции взаимодействия общества, экономики и природы
Table 1. The ideas of interaction between society, economy and nature

Название концепции	Время и место (документ) представления концепции	Характеристика концепции
Концепция экологически устойчивого развития	Доклад «Наше общее будущее», подготовленный Международной комиссией по окружающей среде и развитию (МКОСР) под председательством премьер-министра Норвегии Г. Х. Брундтланд в 1987 г.	В соответствии с концепцией: рост экономики должен вписываться в пределы экологических возможностей планеты; у текущего поколения должна быть ответственность перед будущими поколениями; необходимо обеспечивать развитие, которое может поддерживаться неопределенно долго
Концепция наилучших доступных технологий	Директива Европейского Совета «О комплексном контроле и предотвращении загрязнения», вышедшая в 1996 г.	Концепция обосновывает целесообразность внедрения технологий, которые характеризуются одновременно их экологичностью, демонстрируемой показателями воздействия на окружающую среду, и экономической эффективностью, определяемой превышением получаемых экономических выгод над затратами по внедрению и эксплуатации технологии
Концепция «зеленой» экономики	Доклад «Навстречу «зеленой» экономике: путь к устойчивому развитию и искоренению бедности», подготовленный в рамках Программы ООН по окружающей среде (ЮНЕП) в 2011 г.	Концепция ориентирует на формирование «зеленой» экономики, которая повышает благосостояние людей и обеспечивает социальную справедливость, и при этом существенно снижает риски для окружающей среды и ее обеднение. «Зеленая» экономика должна заменить «коричневую» экономику, которая характеризуется высокой зависимостью от энергии, извлекаемой из ископаемого топлива, истощением ресурсов и социальной маргинализацией
Концепция циркулярной экономики	Доклад о циклической экономике, выпущенный Мировым экономическим форумом, Фондом Ellen MacArthur и ведущей международной консалтинговой компанией McKinsey&Company в 2014 г. Доклад фонда Ellen MacArthur «Навстречу циклической экономике. Экономическое обоснование для бизнеса в целях ускоренного перехода к устойчивому развитию», подготовленный в 2015 г.	Концепция направлена на переход от линейной экономики, основной принцип которой «изъять–произвести–выбросить» к циклической экономике, обеспечивающей замкнутый, безотходный цикл воспроизводственного процесса

Трудно реализуемой в условиях минерально-сырьевого комплекса, связанного с образованием большого количества отходов, является концепция циркулярной экономики, которая ориентирована на организацию замкнутых производствен-

ных циклов. Однако именно ее развитие, базирующееся на системном и процессном подходах и сопровождаемое использованием специальных управленческих технологий, может способствовать реальному повышению экологичности сырьевых предприятий.

Цель работы заключается в изучении управленческих технологий, которые могут способствовать организации замкнутых производственных циклов на предприятиях минерально-сырьевого комплекса и реальному повышению их экологичности в условиях реализации концепции циркулярной экономики.

Методика проведения исследований. Исследования проводятся путем изучения, критической оценки и систематизации технологий организации и управления замкнутыми производственными циклами на предприятиях минерально-сырьевого комплекса.

Результаты исследований. В качестве объектов проводимых исследований выступили такие управленческие технологии, как: циркулярные бизнес-модели, схемы-иерархии управления отходами, а также логистические приемы управления отходами.

Циркулярные бизнес-модели, предложенные в отчете [7], представляют собой следующие методы ведения бизнеса, используемые как по отдельности, так и в комбинации: circular suppliers (круговые цепочки добавленной стоимости, или циркулярные поставки); resources recovery (восстановление ресурсов); product life extension (увеличение жизненного цикла продукта); sharing platforms (обмен и совместное использование); product as a service (продукт как услуга).

Следует отметить, что в условиях предприятий минерально-сырьевого комплекса многие из перечисленных циркулярных бизнес-моделей применимы довольно ограниченно. Так, *бизнес-модель, связанная с круговыми цепочками добавленной стоимости*, подходит только в случае использования материалов и энергии, полученных из возобновляемых и неисчерпаемых ресурсов. *Бизнес-модель «увеличение жизненного цикла продукта»* не применима в сфере добычи полезных ископаемых, обеспечивающей получение не готового продукта, а минерального сырья, подлежащего дальнейшей переработке. *Бизнес-модели «обмен и совместное использование»* и *«продукт как услуга»* реализуются при совместной разработке месторождений полезных ископаемых, а также обмене или аренде специализированного оборудования, необходимого на определенных этапах добычных, обогатительных и геологоразведочных работ. Учитывая большую отходность недропользования, наиболее приемлемой для предприятий данной сферы является циркулярная бизнес-модель «восстановление ресурсов», подразумевающая утилизацию отходов [8].

В соответствии с Федеральным законом «Об отходах производства и потребления» от 24.06.1998 г. № 89 основными способами утилизации отходов выступают: рециклинг (повторное использование отходов по прямому назначению), регенерация (возврат отходов в производственный цикл после соответствующей подготовки) и рекуперация (извлечение полезных компонентов для их повторного применения). Данные способы согласуются с получившей широкую известность концепцией разумного производства и потребления 3R, демонстрируемой с помощью схемы-иерархии методов управления отходами: Reduce (сокращение объемов образования отходов), Reuse (повторное использование отходов) и Recycle (использование отходов в качестве вторичного сырья) [9]. Реализуемая на предприятии концепция 3R со временем может смениться концепцией 6R с дополнительными элементами R, учитывающими все стадии жизненного цикла продукции: Recover (восстановление), Redesign (перепроектирование) и Remanufacture (ремануфактуринг) [10, 11]. Управление отходами, связанными

Таблица 2. Взаимосвязь циркулярных бизнес-моделей, схемы-иерархии управления отходами на базе концепции 9R и логистических приемов управления отходами в условиях минерально-сырьевого комплекса

Table 2. Interrelation between the circular business models, the scheme-hierarchy of waste management based on 9R concept, and logistics techniques of waste management in the condition of the mineral resource complex

Название циркулярной бизнес-модели [7]	Расшифровка элементов 9R / Название метода управления отходами [11]	Примеры логистических приемов управления отходами предприятия минерально-сырьевого комплекса [14, 15]
Circular suppliers / Круговые цепочки добавленной стоимости, или циркулярные поставки	Reduce / Сокращение объемов используемых ресурсов	Оптимизация норм расходования материальных, топливных и энергетических ресурсов Использование экологичных материальных, топливных и энергетических ресурсов
Resources recovery / Восстановление ресурсов	Reuse / Повторное использование отходов	Использование вскрышных пород, хвостов и шламов обогатительной фабрики, технической воды при производстве закладочной смеси для заполнения выработанного пространства Использование вскрышных пород для рекультивации выработанного пространства карьеров Производство и использование попутной продукции (щебня, песчано-щебеночных смесей, теплоизоляционных материалов, камнерезной продукции и др.) Применение минерализованных стоков в процессе выщелачивания для переработки бедных руд и техногенных отходов горного, обогатительного и металлургического производства Формирование искусственных водоемов на месте затопленных карьерных выемок, которые используются в рекреационных целях Организация горных музеев, культурных памятников, экспозиций на месте закрытых горных цехов, шахт
	Recycle / Получение вторичного сырья	Использование вскрышных пород и хвостов обогащения для изготовления строительных материалов Использование шламов и шлаков металлургического производства для изготовления закладочной смеси Применение попутного нефтяного газа в качестве химического и энергетического сырья Разработка техногенно-минеральных месторождений Переработка осадков сточных вод и твердых веществ, уловленных из пылегазовых выбросов: из осадков сточных вод получение удобрений и почвенного кондиционера; из уловленных неорганических веществ (шлама) – искусственных легких веществ, используемых для производства стройматериалов, цветочных горшков; из уловленной пыли – таких полезных компонентов, как цинк, алюминий, медь, железо, пятиокись ванадия и др.

	Recover / Восстановление	Очистка минерализованных стоков, шахтных и подземных вод с целью последующего использования в качестве технической воды, для полива с/х культур или для возврата в гидрографическую сеть (сброс очищенной воды в водоемы) Очистка газов от тепловых агрегатов и использование в качестве вторичного тепла Осветление отработанных масел
	Redesign / Перепроектирование	Доизвлечение полезных компонентов из некондиционных и забалансовых полезных ископаемых при появлении новых технологий или изменении кондиций
	Remanufacture / Ремануфактуринг	Восстановление запасных частей и ремонт экскаваторов, бурового и горнотранспортного оборудования Ремонт автомобильных шин Ремонт транспортерных лент
Product life extension / Увеличение жизненного цикла продукта	Refurbish / Восстановление и обновление старого, но исправного продукта, Repurpose / Перепрофилирование, использование вышедшего из строя продукта и его частей в новом продукте с другим назначением, Repair / Ремонт и обслуживание неисправного продукта для использования по оригинальному назначению, Rethink / Повышение интенсивности использования продукта	Управление бывшей в употреблении продукцией и отходами в результате ведения предприятием минерально-сырьевого комплекса непрофильной экономической деятельности, например, связанной с машиностроением: восстановление, перепрофилирование горных и геологоразведочных машин оборудования, повышение износостойкости деталей машин и оборудования Управление отходами в рамках горно-металлургической компании в части металлургического производства: переработка лома черных и цветных металлов, повышение прочности и пластичности металла
Sharing platforms / Обмен и совместное использование	Rethink / Повышение интенсивности использования продукта	Совместная разработка месторождений полезных ископаемых. Обмен специализированными горными, геологоразведочными машинами и оборудованием
Product as a service / Продукт как услуга	Rethink / Повышение интенсивности использования продукта	Аренда специализированных горных, геологоразведочных машин и оборудования

Таблица 3. Участники экопромышленного симбиоза
Table 3. The participants of the eco-industrial symbiosis

Базовое горнодобывающее предприятие – производитель продукции и отходов		Предприятия – потребители продукции и переработчики отходов	
Название структурного подразделения	Виды продукции и отходов	Название предприятия	Виды продукции (их потребители) и отходов (места хранения, использования или переработки)
Рудоуправление	Руда	Обогатительная фабрика базового горнодобывающего предприятия	Продукция: товарный концентрат, щебень различных фракций, хвосты, отсев скальных пород, отсев каменный, отсев гранитный, минерализованные стоки, загрязненная вода (потребители указаны ниже) Отходы: хвосты обогащения (хвостохранилище)
	Скальные вскрышные породы, вмещающие породы	Асфальтобетонный завод	Продукция: асфальт (предприятие по ремонту и строительству дорог) Отходы: загрязненная вода (водоочистная станция), отходы асфальтобетонной смеси из пылегазоулавливающих устройств (ПГУ) (предприятие по производству сухих строительных смесей), битумосодержащие отходы (предприятие по переработке битумных отходов)
	Горная порода габбро	Завод по производству теплоизоляционных материалов (ТИМ)	Продукция: теплоизоляционные материалы (строительные организации) Отходы: загрязненная вода (очистка воды и повторное использование на заводе по производству ТИМ), отходящие газы от тепловых агрегатов (газоочистка и получение вторичного тепла на заводе по производству ТИМ)
	Минерализованные стоки, загрязненная вода	Водоочистная станция	Продукция: очищенная вода (с/х предприятия) Отходы: осадок водоочистки (полигон ТКО)
	Мягкие вскрышные и вмещающие породы	Отвал вскрышных и вмещающих пород	
	Изношенные детали машин и оборудования	Ремонтно-машиностроительный завод	Услуга: ремонт изношенных деталей машин и оборудования (рудоуправление) Продукция: новые детали машин и оборудования, запасные части, комплектующие (рудоуправление)
	Изношенное электрооборудование, изношенные трансформаторы	Предприятие по ремонту электрических машин и оборудования	Услуга: ремонт электрооборудования, трансформаторов (рудоуправление)

Обогатительная фабрика	Товарный концентрат (минерал)	Предприятие – переработчик товарного концентрата (минерала)	Продукция: продукты из минерала (потребители продуктов из минерала) Отходы: отходы переработки товарного концентрата (минерала) (шлако- и шламохранилища, переработчики отходов)
	Щебень различных фракций	Предприятие по ремонту и строительству дорог	Продукция: новые, отремонтированные дороги (управление дороги) Отходы: отходы бетона и железобетона (предприятие по утилизации строительного лома)
	Щебень различных фракций	Строительная организация	Продукция: здания и сооружения (покупатели строений) Отходы: отходы бетона и железобетона (предприятие по утилизации строительного лома)
	Отсев гранитный, каменный	Предприятие по производству кровельных материалов	Продукция: кровельные материалы (строительные организации) Отходы: битумосодержащие кровельные отходы (предприятие по переработке кровельных отходов)
	Посыпка антигололедная	Предприятие по обслуживанию автодорог	Продукция: безопасные дороги (управление дороги)
	Хвосты, шламы	Предприятие по производству сухих строительных смесей	Продукция: сухие строительные смеси (строительные организации) Отходы: отсев песка (поставщик песка)
		Хвосто- и шламохранилища	
	Отсев скальных пород, щебень различных фракций	Асфальтобетонный завод	Продукция: асфальтобетон, песчано-щебеночная смесь (предприятие по ремонту и строительству дорог) Отходы: загрязненная вода (водоочистная станция), отходы асфальтобетонной смеси из пылегазоулавливающих устройств (ПГУ) (предприятие по производству сухих строительных смесей), битумосодержащие отходы (предприятие по переработке битумных отходов)
	Минерализованные стоки, загрязненная вода	Водоочистная станция	Продукция: очищенная вода (с/х предприятия) Отходы: осадок водоочистки (полигон ТКО)
	Изношенные транспортерные ленты	Предприятие по ремонту транспортерных лент	Услуга: ремонт транспортерных лент (обогатительная фабрика)

с ресурсами недр (вскрышными и вмещающими породами, хвостами и шламами обогатительных фабрик и металлургических заводов), ограничивается пятью R. Отходы, образуемые в результате использования других ресурсов, материалов и энергии, могут эффективно управляться с применением всех шести R, включая Remanufacture (ремануфактуринг).

В особых случаях, например в рамках вертикально-интегрированной (горно-металлургической) компании, осуществляющей не только добычу полезных ископаемых, но и металлургическое производство, а также в рамках конгломерата, реализующего стратегию несвязанной диверсификации, предполагающей ведение непрофильной для горной сферы экономической деятельности, предприятие минерально-сырьевого комплекса может развить схему-иерархию управления отходами на базе 9R путем добавления способов организации умного потребления: Refurbish (восстановление и обновление старого, но исправного продукта), Repurpose (перепрофилирование, использование вышедшего из строя продукта и его частей в новом продукте с другим назначением), Repair (ремонт и обслуживание неисправного продукта для использования по оригинальному назначению), Rethink (повышение интенсивности использования продукта) [11].

По мнению авторов, более эффективному внедрению и развитию циркулярных бизнес-моделей и схем-иерархий управления отходами на предприятиях минерально-сырьевого комплекса может способствовать применение логистических приемов управления особыми материальными потоками: отходами и вторичными ресурсами [12, 13]. Взаимосвязь циркулярных бизнес-моделей, схемы-иерархии управления отходами на базе концепции 9R (скорректированной для условий сырьевых предприятий) и логистических приемов управления отходами представлена в табл. 2.

В сфере управления отходами материальные потоки могут быть внутренними и являться частью замкнутых производственных циклов, организуемых на базе предприятия-недропользователя, а также внешними, формируемыми в рамках экопромышленных симбиозов (ecoindustrial symbiosis) [16], которые помимо базового предприятия-недропользователя включают организации, осуществляющие потребление и переработку отходов, а также ремонт, обслуживание и аренду машин и оборудования. Возможные участники такого экопромышленного симбиоза представлены в табл. 3.

Рассмотренные управленческие технологии, связанные с организацией замкнутых производственных циклов, вполне согласуются друг с другом и поэтому могут совместно применяться в условиях предприятий минерально-сырьевого комплекса.

Результативность использования данных технологий должна проявляться в повышении экологичности предприятий и выражаться в увеличении доли отходов, подвергнутых управлению с применением различных методов, и фиксироваться, по мнению Н. В. Пахомовой, К. К. Рихтера, М. А. Ветровой, в индексе развития циркулярной экономики для предприятий и отраслей промышленности [17, 18]. С целью возможности учета всех элементов схемы-иерархии управления отходами, которые могут применяться в условиях предприятий минерально-сырьевого комплекса, авторами статьи предлагается модифицированная формула расчета данного показателя:

$$CE = \frac{R_1 i_1 + R_2 i_2 + ... + R_n i_n}{W},$$

где $R_{1,2,...,n}$ – объем отходов, подвергнутых управлению с использованием учитываемых элементов схемы-иерархии управления отходами (тонн или ден. ед.);

$i_{1, 2, \ldots, n}$ – весовые коэффициенты применяемых элементов схемы-иерархии управления отходами (табл. 4); W – общий объем отходов (тонн или ден. ед.); n – количество применяемых элементов схемы-иерархии управления отходами.

Таблица 4. Весовые коэффициенты применяемых элементов схемы-иерархии управления отходами

Table 4. Weighting coefficients of the applied elements in the waste management scheme-hierarchy

Элемент схемы-иерархии управления отходами	Экономия природного ресурса (природных ресурсов), %	Снижение объемов загрязнения (по наиболее важным веществам), %	Прирост утилизируемых отходов, %	Итого	Весовой коэффициент ($i_{1, 2, \ldots, n}$)
Элемент R_1	C_1	C_2	C_3	ΣC_m	$i_1 = \frac{\sum C_m}{S_{\max}}$
Элемент R_2	G_1	G_2	G_3	ΣG_m	$i_2 = \frac{\sum G_m}{S_{\max}}$
…					
Элемент R_n	K_1	K_2	K_3	ΣK_m	$i_n = \frac{\sum K_m}{S_{\max}}$
Максимальное суммарное значение				$S_{\max} = (\sum C_m; \sum G_m; \ldots; \sum K_m)$	

Весовые коэффициенты $i_{1, 2, \ldots, n}$ определяются исходя из степени приоритетности того или иного элемента схемы-иерархии управления отходами с точки зрения природноресурсного, экологического и экономического аспектов, которые можно учитывать как в натуральном выражении в виде экономии природных ресурсов (материалов, энергии), снижения объемов загрязнения (по наиболее важным веществам), прироста утилизируемых отходов (табл. 4), так и стоимостном выражении путем определения стоимости сэкономленных природных ресурсов (материалов, энергии), величины снижения платежей за негативное воздействие на окружающую среду, а также рентабельности утилизации отходов (чистые доходы/сумма затрат).

Вывод. Совместное и согласованное развитие циркулярных бизнес-моделей, схем-иерархий управления отходами, а также логистических приемов управления ими способствует реализации концепции циркулярной экономики на предприятиях минерально-сырьевого комплекса, а также их движению к экологически устойчивому развитию и обеспечению конкурентоспособности.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Мочалова Л. А., Соколова О. Г. Оценка социально-эколого-экономической результативности применения циркулярных бизнес-моделей в сфере добычи полезных ископаемых // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 4. С. 80–89 (In Eng.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-4-80-89

2. Мочалова Л. А. Нормативно-правовое обеспечение перехода горных предприятий на наилучшие доступные технологии // Горный журнал. 2019. № 1. С. 28–31. DOI: 10.17580/gzh.2019.01.06

3. Гурьева М. А. Теоретические основы концепта циркулярной экономики // Экономические отношения. 2019. Т. 9. № 3. С. 2311–2336. DOI: 10.18334/eo.9.3.40990

4. Brais Suarez-Eiroaa, Emilio Fernandeza, Gonzalo Mendez-Martinezb, David Soto-Onate. Operational principles of circular economy for sustainable development: Linking theory and practice // Journal of Cleaner Production. 2019. P. 952–961. DOI: 10.1016/j.jclepro.2018.12.271

5. D'Amato D. et al. Green, circular, bio economy: A comparative analysis of sustainability avenues // Journal of Cleaner Production. 2017. No. 1. P. 716–734. DOI: 10.1016/j.jclepro.2017.09.053

6. Prieto-Sandoval V., Jaca Carmen, Ormazabal M. Towards a consensus on the circular economy // Journal of cleaner production. 2018. No. 1. P. 605–615. DOI: 10.1016/j.jclepro.2017.12.224

7. Ellen MacArthur Foundation: Towards a Circular Economy: Business Rationale For An Accelerated Transition. 2015. URL: https://www.ellenmacarthurfoundation.org/assets/downloads/TCE_Ellen-MacArthur-Foundation-9-Dec-2015.pdf (дата обращения: 15.07.2020).

8. Мочалова Л. А. Разработка циркулярных бизнес-моделей для предприятий минерально-сырьевого комплекса // Стратегии и инструменты экологически устойчивого развития экономики: сборник трудов XV Международной научно-практической конференции Российского общества экологической экономики / под ред. И. М. Потравного, П. И. Сафонова, О. А. Чередниченко, Н. А. Довготько. Ставрополь: СтГАУ, 2019. С. 273–277.

9. Reduce Reuse, and Recycle Concept (the 3Rs") and Life-cycle Economy / Governing Council of the United Nations Environment Programme. 2005. UNEP/GC.23/INF/11. URL: https://digitallibrary.un.org/record/542126 (дата обращения: 15.07.2020).

10. Houshyar A., Hoshyar A., Sulaiman R. Review paper on sustainability in manufacturing system // Journal of Applied Environmental and Biological Sciences. 2014. Vol. 4(4). P. 7–11.

11. Валько Д. В. Циркулярная экономика: понятийный аппарат и диффузия концепции в отечественных исследованиях // Научный журнал НИУ ИТМО. Серия «Экономика и экологический менеджмент». 2019. № 2. С. 42–49. DOI: 10.17586/2310-1172-2019-12-2-42-49

12. Mochalova L., Sokolova O., Yurak V. Logistics system of waste management at the mining enterprises (2019) // Journal of Environmental Management and Tourism. 2019. No. 10(1). P. 202–209. DOI: 10.14505/jemt.v10.1(33).20

13. Юков В. А. Минерально-сырьевые потоки некоторых месторождений цветных металлов // ГИАБ. 2013. № 10. С. 145–154.

14. Утилизация отходов – проблемы, пути решения: аналитический обзор / Научно-исследовательский институт – Республиканский исследовательский научно-консультационный центр экспертизы. М., 2015. URL: http://www.extech.ru/files/anr_2015/anr_5.pdf (дата обращения: 15.07.2020).

15. Комплексное устойчивое управление отходами. Горнодобывающая промышленность / В. И. Петухов [и др.]. М.: Издательский дом Академии Естествознания, 2016. 638 с.

16. Andreas M. Hein, Marija Jankovic, Romain Farel, Bernard Yannou. A conceptual framework for eco-industrial parks // Proceedings of the ASME 2015 International Design Engineering Technical Conferences &Computers and Information in Engineering Conference IDETC/CIE 2015 August 2–5, 2015. Boston, Massachusetts, USA. DOI: 10.1115/DETC2015-46322

17. Ветрова М. А. Обоснование стратегических и операционных решений предприятий в условиях перехода к циркулярной экономике: дис. … канд. экон. наук. СПб: СПбГУ, 2018. 211 с.

18. Пахомова Н. В., Рихтер К. К., Ветрова М. А. Переход к циркулярной экономике и замкнутым цепям поставок как фактор устойчивого развития // Вестник СПбГУ. Экономика. 2017. Т. 33. Вып. 2. С. 244–268. DOI:10.21638/11701/spbu05.2017.203

Поступила в редакцию 17 июля 2020 года

Сведения об авторах:

Мочалова Людмила Анатольевна – доктор экономических наук, доцент, заведующая кафедрой экономики и менеджмента Уральского государственного горного университета. E-mail: lyudmila.mochalova@m.ursmu.ru

Соколова Ольга Геннадьевна – кандидат экономических наук, доцент, доцент кафедры экономики и менеджмента Уральского государственного горного университета. E-mail: olga.sokolova@m.ursmu.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-75-86

Environmental management of mineral resource complex enterprises in the implementation of the circular economy concept

Liudmila A. Mochalova[1], Olga G. Sokolova[1]
[1] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Introduction. *Enterprises of the mineral resource complex play a significant role in the economy of our country, the development and wealth of which depend on the volume and variety of minerals in the subsurface. At the same time, the activities of enterprises of the mineral resource complex have a significant negative impact on the environment, affecting all its elements. This leads to the need to manage the environmental performance of these enterprises.*

The aim of this work *is to study management technologies that can contribute to closed production cycles creation at enterprises of the mineral complex and real improvement of their environmental performance in terms of implementing the concept of circular economy.*

The methodology of the research *includes the study, critical evaluation and systematization of technologies for closed production cycles organization and management at enterprises of the mineral resource complex.*

Research results. *The objects of research are such management technologies as: circular business models proposed in the report of the Ellen MacArthur Foundation, schemes-hierarchies of waste management with a different composition of R elements, and logistics techniques for managing waste as specific material flows. These technologies are quite consistent with each other and, when applied together, can help to increase the circular economy development index in the conditions of mineral resource complex enterprises.*
Conclusion. *The coordinated development of management technologies contributes to the implementation of a circular economy concept at the enterprises of the mineral resource complex, as well as their movement towards environmentally sustainable development and ensuring competitiveness.*

Key words: *circular economy; closed production cycles; circular business models; scheme-hierarchy of waste management; eco-industrial symbiosis; enterprises of the mineral resource complex.*

Acknowledgements. *The research has been financially supported by RFBR under project no. 20-010-00305A.*

REFERENCES

1. Mochalova L. A., Sokolova O. G. Assessment of socio-eco-economic effectiveness of circular business models in mineral production. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 4: 80–89.

2. Mochalova L. A. Regulatory and legal framework for transition to the best available techniques in mining. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2019; 1: 28–31. (In Russ.)

3. Gurieva M. A. The theoretical basis of the concept of circular economy. *Ekonomicheskie otnosheniia = Journal of International Economic Affairs*. 2019; 9(3): 2311–2336. (In Russ.)

4. Brais Suarez-Eiroaa, Emilio Fernandeza, Gonzalo Mendez-Martinezb, David Soto-Onate. Operational principles of circular economy for sustainable development: Linking theory and practice. *Journal of Cleaner Production*. 2019: 952–961.

5. D'Amato D. et al. Green, circular, bio economy: A comparative analysis of sustainability avenues. *Journal of Cleaner Production*. 2017; 1: 716–734.

6. Prieto-Sandoval V., Jaca Carmen, Ormazabal M. Towards a consensus on the circular economy. *Journal of Cleaner Production*. 2018; 1: 605–615.

7. Ellen MacArthur Foundation. *Towards a Circular Economy: Business Rationale For An Accelerated Transition. 2015*. Available from: https://www.ellenmacarthurfoundation.org/assets/downloads/TCE_Ellen-MacArthur-Foundation-9-Dec-2015.pdf [Accessed 15 July 2020].

8. Mochalova L. A. Developing circular business model for the enterprises of the mineral resource complex. In: Potravnyi I. M., Safonov P. I., Cherednichenko O. A., Dovgotko N. A. (eds.) *Strategies and instruments for the environmentally sustainable economic development: Proceeding of the 15th International conf. of the Russian Society for Ecological Economics*. Stavropol: StGAU Publishing; 2019. p. 273–277. (In Russ.)

9. UNEP. Executive Director. *Reduce Reuse, and Recycle Concept (the 3Rs") and Life-cycle Economy. Governing Council of the United Nations Environment Programme. 2005. UNEP/GC.23/INF/11*. Available from: https://digitallibrary.un.org/record/542126 [Accessed 15 July 2020].

10. Houshyar A., Hoshyar A., Sulaiman R. Review paper on sustainability in manufacturing system. *Journal of Applied Environmental and Biological Sciences*. 2014; 4(4): 7–11.

11. Валько Д. В. Circular economy: definitions and diffusion of the concept in Russian research. *Nauchnyi zhurnal NIU ITMO. Seriia «Ekonomika i ekologicheskii menedzhment» = Scientific Journal NRU ITMO. Series "Economics and Environmental Management"*. 2019; 2: 42–49. (In Russ.)

12. Mochalova L., Sokolova O., Yurak V. Logistics system of waste management at the mining enterprises (2019). *Journal of Environmental Management and Tourism*. 2019; 10(1): 202–209.

13. Iukov V. A. Mineral streams of some deposits of nonferrous metals. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2013; 10: 145–154. (In Russ.)

14. SRI FRCEC. *Waste recycling: problems and solutions: analytical review*. Moscow: 2015. Available from: http://www.extech.ru/files/anr_2015/anr_5.pdf [Accessed 15 July 2020].

15. Petukhov V. I. et al. *Integrated and sustainable waste management. Mining industry*. Moscow: Izdatelskii dom Akademii Estestvoznaniia Publishing; 2016. (In Russ.)

16. Andreas M. Hein, Marija Jankovic, Romain Farel, Bernard Yannou. A conceptual framework for eco-industrial parks. In: *Proceedings of the ASME 2015 International Design Engineering Technical Conferences & Computers and Information in Engineering Conference IDETC/CIE 2015 August 2–5, 2015*. Boston, Massachusetts, USA.

17. Vetrova M. A. *Rationale for strategic and operational solutions of enterprises in the conditions of transition to circular economy: PhD in Economics diss*. St. Petersburg: SpBU Publishing; 2018. (In Russ.)

18. Pakhomova N. V., Rikhter K. K., Vetrova M. A. Transition to circular economy and closed-loop supply chains as driver of sustainable development. *Vestnik SPbGU. Ekonomika = St. Petersburg University Journal of Economic Studies*. 2017; 33 (2): 244–268. (In Russ.)

Received 17 July 2020

Information about authors:

Liudmila A. Mochalova – DSc (Economics), Associate professor, Head of the Department of Economy and Management, Ural State Mining University. E-mail: lyudmila.mochalova@m.ursmu.ru
Olga G. Sokolova – PhD (Economics), Associate professor, associate professor of the Department of Economy and Management, Ural State Mining University. E-mail: olga.sokolova@m.ursmu.ru

Для цитирования: Мочалова Л. А., Соколова О. Г. Управление экологичностью предприятий минерально-сырьевого комплекса при реализации концепции циркулярной экономики // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 6. С. 75–86. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-75-86
For citation: Mochalova L. A., Sokolova O. G. Environmental management of mineral resource complex enterprises in the implementation of the circular economy concept. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 6: 75–86 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-75-86

УДК 622.85:504.06 DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-87-94

Комплексное экологическое разрешение: аспекты, вопросы и особенности оформления

Антонинова Н. Ю.[1, 2*], Солодухина А. А.[3], Гревцев Н. В.[2]
[1] Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия
[2] Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия
[3] Компания «Ормет», г. Орск, Россия
e-mail: natal78@list.ru

Реферат

Введение. *Приказом Минприроды России от 18.04.2018 утвержден перечень объектов, оказывающих негативное воздействие на окружающую среду, относящихся к I категории, которые должны получить комплексное экологическое разрешение (КЭР) в период с 1 января 2019 года по 31 декабря 2022 года включительно. С 01.01.2019 г. по 01.01.2025 г. КЭР должны оформить объекты I категории, объекты, оказывающие значительное негативное воздействие на окружающую среду (НВОС), не включенные в вышеприведенный Перечень, что определяет необходимость выявления особенностей подготовки обосновывающей документации для его получения. В статье рассматриваются актуальные вопросы, возникающие в процессе подготовки заявки на выдачу КЭР. Комплексное экологическое разрешение представляет собой документ, разрабатывающийся в отношении предприятий, в результате деятельности которых может пострадать экологическая обстановка в регионе.*

Цель работы. *На основании выполненных исследований в процессе подготовки заявки для получения комплексного экологического разрешения выявить нюансы и особенности ее оформления. Проанализировать нормативно-правовую базу, регламентирующую аспекты подготовки документации с целью получения положительных согласований надзорных органов.*

Методика. *Рассмотрен алгоритм заполнения заявки на выдачу комплексного экологического разрешения, выявлены вопросы и особенности подготовки обосновывающей документации с целью получения положительных согласований надзорных органов.*

Результаты и выводы. *В статье рассмотрены вопросы, наиболее часто возникающие при подготовке обосновывающей документации для получения комплексного экологического разрешения. Проанализированы особенности заполнения заявки на получение КЭР. Установлено, что на сегодняшний день нормативно-правовая база в области реализации процесса получения КЭР имеет значительное количество нестыковок, кроме того, при наличии сведений о наилучших доступных технологиях при добыче руд подземным способом технологические нормативы по выбросам загрязняющих веществ отсутствуют. Данная информация также отсутствует в приказе Минприроды России от 02.04.2019 № 206 и иных нормативных документах.*

Ключевые слова: *комплексное экологическое разрешение; загрязняющие вещества; наилучшие доступные технологии; выбросы; сбросы.*

Статья подготовлена в рамках гранта РФФИ № 20-45-660014 «Исследование закономерностей миграции и накопления тяжелых металлов в природных системах, испытывающих локальную техногенную нагрузку предприятий горно-металлургического комплекса с целью разработки эффективных методов их экологической реабилитации».

Введение. Развитие промышленности, как правило, характеризуется достаточно негативным влиянием на окружающую среду, но часто внедряемые при-

родоохранные мероприятия не дают ожидаемого результата, поэтому все большее значение приобретают вопросы совершенствования механизмов прогнозирования и предупреждения негативных последствий производственной деятельности [1–6].

С 1 января 2020 г. действует новая редакция статьи 31.1 ФЗ «Об охране окружающей среды», в которой трактуется порядок представления заявки на выдачу комплексного экологического разрешения (КЭР), ее согласования, рассмотрения и выдачи КЭР. Эта норма действует с января 2019 года, и появилась она с целью совершенствования экологического законодательства и достижения целевых показателей федерального проекта «Внедрение наилучших доступных технологий». Наилучшая доступная технология, согласно Федеральному закону от 21.07.2014 № 219-ФЗ – технология производства продукции (товаров), выполнения работ, оказания услуг, определяемая на основе современных достижений науки и техники и их наилучшего сочетания.

Концепция наилучших доступных технологий – это инструмент, основанный на фактических данных и позициях многих заинтересованных сторон, который поддерживает установление юридически обязательных предельных значений эмиссий в экологических разрешениях с целью эффективного предотвращения и контроля выбросов загрязняющих веществ в атмосферу, их сбросов в водные объекты и поступления в почву [7].

В странах ЕС главным законодательным документом в области охраны окружающей среды посредством применения наилучших доступных технологий (НДТ) является директива 2010/75/ЕС, согласно которой «НДТ – это наиболее эффективные новейшие разработки для различных видов деятельности, процессов и способов функционирования, которые свидетельствуют о практической целесообразности использования конкретных технологий в качестве базы для установления разрешений на эмиссии загрязняющих веществ в окружающую среду (ОС) с целью предотвращения загрязнения, или, когда предотвращение практически невозможно, минимизацию эмиссий в ОС в целом». В ней же представлены и критерии определения НДТ [8–10].

КЭР представляет собой документ, разрабатывающийся в отношении предприятий I категории опасности, в результате деятельности которых может пострадать экологическая обстановка в регионе, оформляющийся в соответствии с постановлением Правительства РФ от 13.02.2019 № 143 «О порядке выдачи комплексных экологических разрешений, их переоформления, пересмотра, внесения в них изменений, а также отзыва».

Выдается КЭР Росприроднадзором, в него включаются требования по охране окружающей среды, касающиеся конкретного субъекта хозяйственной деятельности [11].

Анализ и обсуждение. Применение дифференцированных мер государственного регулирования к объектам, оказывающим негативное воздействие на окружающую среду, коренным образом изменило процесс нормирования негативного воздействия. Ранее хозяйствующий субъект, при осуществлении деятельности которого были образованы источники выбросов загрязняющих веществ и/или сбросов загрязняющих веществ, отходы производства и потребления, обязан был получить для каждого из видов негативного воздействия отдельный документ (разрешение на выброс вредных (загрязняющих) веществ в атмосферный воздух, разрешение на сброс загрязняющих веществ в водные объекты, а также документ об утверждении нормативов образования отходов и лимитов на их размещение). Причем процедура нормирования сопровождалась финансовыми и временными издержками, так как согласование разработанных документов осуществлялось не

только в Управлении Федеральной службы по надзору в сфере природопользования или Министерстве природных ресурсов (в зависимости от принадлежности), но и в Роспотребнадзоре, а если дело касалось установления нормативов допустимых сбросов, то согласование проходило также в органах Росрыболовства, Управлении водных ресурсов, Росгидромете. При этом данная процедура была едина независимо от того, существенное ли оказывается воздействие на окружающую среду либо незначительное, крупный это горно-обогатительный комбинат или пекарня.

Дифференцированный подход позволил облегчить, а в некоторых случаях и исключить полностью процедуру получения разрешений и установления нормативов и лимитов для объектов II–IV категории.

Для объектов I категории ранее получаемые документы (разрешение на выбросы загрязняющих веществ, разрешение на сбросы загрязняющих веществ и лимиты на размещение отходов) объединены единым документом – комплексным экологическим разрешением. Объекты II категории также при желании могут получить комплексное экологическое разрешение, но при наличии установленных отраслевых технологических показателей.

Несмотря на то что с 01.01.2019 г. получение комплексного экологического разрешения стало возможным в части законодательной базы, сам процесс и понимание алгоритма действий в данном направлении весьма затруднительны. Уже на предварительном этапе по подготовке заявки на получение КЭР возникает много вопросов, а ситуация осложняется полным отсутствием информации и методических разъяснений.

Изначально при подготовке заявки на получение КЭР необходимо определиться с отраслевым справочником наилучших доступных технологий, в котором определены критерии достижения целей охраны окружающей среды при условии наличия технической возможности применения технологии. А данный справочник должен быть не только разработан и опубликован, но и утвержден, как должны быть утверждены и технологические показатели НДТ. Справочники НДТ опубликованы на официальном сайте Росстандарта Федерального агентства по техническому регулированию и метрологии.

Информационно-технологический справочник по наилучшим доступным технологиям представляет собой перечень фактических данных, описывающих технологические процессы производства отрасли. При этом учитывается современное положение, оборудование и технологии, позволяющие осуществлять работы с наименьшим влиянием на окружающую среду.

В качестве основополагающего для добычи и обогащения руд цветных металлов разработан справочник «Добыча и обогащение руд цветных металлов ИТС 23-2017», технологические показатели наилучших доступных технологий утверждены приказом Минприроды России от 02.04.2019 № 206, а сами технологии достаточно широко применимы и апробированы [12].

Кроме того, справочник содержит ряд обязательных приложений, в частности область применения, перечень маркерных веществ и технологических показателей, перечень НДТ, которые включены в справочник, а также показатели энергоэффективности. Однако существуют некоторые разночтения между справочником НДТ «Добыча и обогащение руд цветных металлов ИТС 23-2017» и приказом Минприроды России от 02.04.2019 № 206 при сопоставлении условий интерпретации данных по технологическим показателям.

В «Приложении Б» справочника «Добыча и обогащение руд цветных металлов ИТС 23-2017» технологические показатели для процесса отработки месторождений открытым способом установлены по взвешенным веществам со снос-

кой «Применение значения осуществляется на границе санитарно-защитной зоны», однако в приказе № 206 Минприроды России от 02.04.2019 утверждены те же показатели, но без соответствующей сноски. В свою очередь, при расчете технологических показателей следует руководствоваться приказом и применять соответствующее значение, но уже для организованных источников выбросов загрязняющих веществ.

В части сбросов загрязняющих веществ в водные объекты справочником НДТ установлены технологические показатели по взвешенным веществам, приказом № 206 технологические показатели установлены также для кадмия, меди, свинца, железа, никеля, цинка, марганца, сульфатов, алюминия.

Следует также отметить, что справочник «Добыча и обогащение руд цветных металлов ИТС 23-2017» содержит сведения в части наилучших доступных технологий при добыче руд подземным способом, однако технологические нормативы по выбросам загрязняющих веществ установлены только для открытых работ. Данная информация также отсутствует в приказе Минприроды России от 02.04.2019 № 206 и иных нормативных документах.

Обратим внимание не только на установленные технологические показатели, но и на показатели энергоэффективности.

В «Приложении Г» справочника «Добыча и обогащение руд цветных металлов ИТС 23-2017» содержатся сведения по расходу электроэнергии (отношение приведено в кВт · ч/т руды). На сегодняшний день эти данные носят справочный характер, так как пока не утверждены соответствующими приказами, однако информация по расходу электроэнергии включается в пункт 1.4. раздела 1 заявки на получение КЭР.

Действующее законодательство не содержит нормативных актов, обязывающих природопользователей в случае превышения установленных показателей энергоэффективности согласовывать и реализовывать программы мероприятий по снижению энергопотребления, однако, учитывая курс, выбранный правительством в данном направлении, такие нормативные акты весьма ожидаемы.

Помимо установления технологических показателей также необходима разработка программы повышения экологической эффективности в случае невозможности соблюдения технологических нормативов, нормативов допустимых выбросов, сбросов веществ I и II класса опасности по показателям наилучших доступных технологий, хотя именно эти данные являются основополагающими для оценки необходимости внедрения НДТ и выделения необходимых материальных затрат в связи с этим переходом. Программа должны быть приложена к заявке, но процедура согласования программы пока не совсем ясна.

Далее в процессе подготовки материалов и заявки КЭР актуализируется ранее разработанная природоохранная проектная документация, качественно-количественные показатели источников воздействия на окружающую среду.

Заключительным же этапом является оформление заявки, форма которой утверждена приказом Минприроды России от 11.10.2018 № 510. Одной из основных задач при подготовке материалов является расчет технологических нормативов выбросов, результаты которого должны быть представлены в разделе 2.

При заполнении данного раздела учитываются технологические показатели НДТ, установленные соответствующим приказом, также осуществляется расчет технологических нормативов выбросов (т/год) для стационарных источников выбросов. В случае, если технологические показатели НДТ не установлены, как, например, для вида деятельности *добыча и обогащение руд цветных металлов подземным способом*, в соответствующих графах указывается информация об отсутствии установленных технологических показателей на момент подачи заявки на получение КЭР.

В случае же, если в состав выбросов входят загрязняющие вещества, по которым установлены технологические показатели НДТ, допустим, в состав отходящих газов (организованный источник) обогатительной фабрики при осуществлении дробления входит пыль неорганическая 70–20 % SiO_2, по которому установлен показатель НДТ, то данный источник включается в таблицу. Выбросы от вспомогательных процессов, таких как работа котельной, в данном разделе не учитываются, так как не содержат указанного вещества.

Однако если при расчете выбросов с учетом состава руды, согласно распоряжению Правительства РФ от 08.07.2015 № 1316-р «Об утверждении перечня загрязняющих веществ, в отношении которых применяются меры государственного регулирования в области охраны окружающей среды», расчет будет произведен по компонентам кадмий, медь, железо, цинк, пыль неорганическая с содержанием кремния до 20 %, а технологический показатель для процесса обогащения руды установлен по веществу «Пыль неорганическая с содержанием кремния 20–70 %», данный расчет установленным требованиям соответствовать не будет.

Таким образом, перед началом выполнения расчетов выбросов загрязняющих веществ от источников, для которых установлены технологические показатели, следует четко определить компонентный состав загрязняющих веществ.

Вопрос определения технологических показателей для процесса обогащения руды более урегулирован, нежели для процесса ее добычи. В частности, приказом Минприроды России от 02.04.2019 № 206 утвержден технологический показатель для стационарных источников выбросов загрязняющих веществ по взвешенным веществам со значением $n \leq 0{,}5$ мг/м^3. С учетом технологических процессов, проходящих при отработке горных выработок открытым способом, сопровождающихся значительным выделением пыли (это взрывные работы, дробление, транспортирование, пыление открытых складов и отвалов), достижение таких показателей на источниках не представляется возможным. К примеру, при расчете выбросов загрязняющих веществ от сбрасывающего короба щековой дробилки СМД производительностью 160 т/ч получено, что концентрация выбросов на выходе составляет 29 мг/м^3. Данный расчет проведен с учетом оборудования источника – установкой типа ЦИКЛОН с эффективностью очистки не менее 70 %. В случае превышения установленных показателей НДТ предприятие должно разработать и согласовать программу повышения экологической эффективности, в которой должны быть указаны конкретные мероприятия и сроки их выполнения, позволяющие снизить выбросы до уровней установленных нормативов, что позволит предприятиям, не отвечающим требованиям наилучших доступных технологий, модернизировать оборудование и достичь необходимых требований. Рассматривая технологический процесс дробления и все возможные варианты модернизации оборудования, следует понимать, что для данного процесса на сегодняшний день достижение установленных показателей невозможно.

В «Приложении Б» справочника ИТС 23-2017 технологический норматив *взвешенные вещества* указан со сноской «Замеры осуществляются на границе СЗЗ», что вполне логично, учитывая специфику производства и ее особенности. Ведь основной вклад (до 95 % от всей массы выбросов загрязняющих веществ) вносят неорганизованные источники выбросов, инструментальные замеры на которых производить невозможно. Единственным возможным мероприятием, направленным на сокращение выбросов загрязняющих веществ, является метод гидрообеспыливания. В связи с этим абсолютно очевидным решением для ведения горных работ является установление технологических показателей НДТ по взвешенным веществам именно на границе санитарно-защитной зоны.

Возникают вопросы и по заполнению раздела, содержащего расчет технологических нормативов сбросов. Приказом № 206 от 02.04.2019 установлены техно-

логические показатели загрязняющих веществ в сбросах в водные объекты, соответствующие НДТ для производственных процессов разработки месторождений по 10 показателям. Значения показателей, установленных по сбросам загрязняющих веществ, в значительной степени отличаются от значений, установленных приказом Минсельхоза России от 13.12.2016 № 552. Так, например, значение технологического норматива по показателю сульфат-аниона должно быть меньше или равно 1300 мг/дм^3, а приказом № 552 от 13.12.2016 установлено значение 100 мг/дм^3, по меди технологический норматив устанавливается меньшим или равным 0,3 мг/дм^3, в приказе № 552 – 0,001 мг/дм^3.

Однако с учетом того, что процесс согласования нормативов допустимых сбросов с органами Роспотребнадзора, Бассейнового водного управления (БВУ), Гидрометцентра и Росрыболовства не отменен, показатели должны соответствовать санитарно-эпидемиологическим и иным требованиям, установленным законодательством РФ. Но, как правило, процесс очистки с помощью имеющихся наилучших доступных технологий не позволяет очистить сток до показателей, установленных приказом № 552.

Выводы. В целом получение КЭР, объединившего в себе получение сразу трех разрешений, структурирует алгоритм действий природоохранной службы предприятий и позволит избежать разночтений по проектам, разработанным в разный период времени, однако на сегодняшний день нормативно-правовая база в области реализации процесса получения КЭР имеет значительное количество нестыковок. Решение данного вопроса также усугубляется крайне малой информированностью, отсутствием механизмов реализации принятых законов и административного регламента исполнения Росприроднадзором государственной услуги по выдаче КЭР, а также алгоритмов и разъяснений как по вопросу оформления самой заявки на получение комплексного экологического разрешения, так и по процессу получения согласований и прохождения экспертиз в части раздела выбросов и сбросов в Роспотребнадзоре и иных согласующих органах.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Рыбникова Л. С., Рыбников П. А., Наволокина В. Ю. Оценка влияния затопленного Левихинского медноколчеданного рудника на качество поверхностных вод реки Тагил // Проблемы недропользования. 2019. № 3(22). С. 155–161.

2. Хохряков А. В., Ларионова И. В., Москвина О. А., Цейтлин Е. М. Системный подход к обеспечению экологической безопасности в горной промышленности // ГИАБ. 2020. № 3-1. С. 501–517.

3. Старицына И. А., Беличев А. А. Анализ использования нарушенных земель Свердловской области // Аграрный вестник Урала. 2018. № 4(171). С. 5.

4. Антонинова Н. Ю., Шубина Л. А. Об особенностях комплексного экологического анализа районов, испытывающих локальную техногенную нагрузку предприятий горно-металлургического комплекса // Экология и промышленность России. 2017. № 2. С. 52–56.

5. Гревцев Н. В., Антонинова Н. Ю., Шубина Л. А. Геохимические особенности почв в районах функционирования горно-металлургического комплекса // Известия вузов. Горный журнал. 2015. № 8. С. 29–34.

6. Сандибеков М. Н., Рысбеков К. Б., Жакыпбек Ы., Абен А. С. Обоснование направления рекультивации нарушенных земель при кучном выщелачивании золотосодержащих руд месторождения Родниковое // Маркшейдерия и недропользование. 2019. № 2(100). С. 55–58.

7. OECD (2019), Best Available Techniques for Preventing and Controlling Industrial Pollution, Activity 3: Measuring the Effectiveness of BAT Policies, Environment, Health and Safety, Environment Directorate, OECD. URL: www.oecd.org (дата обращения: 21.06.2020).

8. Отчет об исследовании. Ассоциация «KAZENERGY». Исследование действующих практик Экологического законодательства в странах ОЭСР*, России и Бразилии. URL: www.kazenergy.com (дата обращения: 21.06.2020).

9. Directive 2010/75/EU on industrial emissions. URL: www.emissions-euets.com (дата обращения: 21.06.2020).

10. Ahmadzai H. (2018). A global approach: emissions – releases and cross-media aspects in assessments. BAT-BEP, 73rd Meeting of the BEAC WGE Subgroup for Hotspots Exclusion, Skelleftea EC (2018). Ex-post assessment of costs and benefits from implementing BAT under the Industrial Emissions Directive, Carried out by Ricardo Energy & Environment for the European Commission.

11. Сорокин Н. Д. Изменения в порядке оформления КЭР // Экология производства. Март, 2020. С. 22–24. DOI: 10.33465/2078-3981-2020-188-3-20-24

12. Добыча и обогащение руд цветных металлов: информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям ИТС-23-2017. URL: www.rst.gov.ru (дата обращения: 20.06.2020).

Поступила в редакцию 6 июля 2020 года

Сведения об авторах:

Антонинова Наталья Юрьевна – кандидат технических наук, заведующая лабораторией экологии горного производства Института горного дела УрО РАН, доцент кафедры природообустройства и водопользования Уральского государственного горного университета. E-mail: natal78@list.ru
Солодухина Анна Александровна – начальник отдела охраны окружающей среды компании «Ормет». E-mail: soloduhina_anna@ormet.rcc-group.ru
Гревцев Николай Васильевич – доктор технических наук, заведующий кафедрой природообустройства и водопользования Уральского государственного горного университета. E-mail: n.v.grevtsev@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-87-94

Integrated Environmental Permit: aspects, problems and registration

Natalia Iu. Antoninova[1, 2], Anna A. Solodukhina[3], Nikolai V. Grevtsev[2]
[1] Institute of Mining UB RAS, Ekaterinburg, Russia.
[2] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.
[3] JSC Ormet company, Orsk, Russia.

Abstract

Introduction. *Order of the Ministry of Natural Resources of Russia dated April 18, 2018 no. 154 approved a list of facilities that have a negative impact on the environment, belonging to category I, which must receive an integrated environmental permit within the period from 01 January 2019 to 31 December 2022 inclusive. During the period of 01 January 2019 to 01 January 2025 IEP must draw up the objects of the NIE (negative impact on the environment) category I that are not included in the above List, which determines the need to identify the features of the supporting documents preparation in order to receive it. Integrated environmental permit is a document being developed in relation to enterprises, the activities of which may affect the environmental situation in the region, enterprises of the 1st hazard category.*

Research aim. *Based on the studies performed in the process of preparing the application for an integrated environmental permit (IEP), the research aims to identify the nuances and features of its design and analyze the regulatory framework governing aspects of documents preparation in order to obtain positive approvals from supervisory authorities*

Methodology. *An algorithm for filling out an application for issuing an integrated environmental permit is considered, issues and features of the supporting documents preparation to obtain positive approvals from regulatory authorities are identified.*

Results. *The article discusses the issues that most often arise when preparing supporting documents for an integrated environmental permit. The features of filling out an application for obtaining IEP are analyzed. It has been established that today the regulatory and legal framework in the field of implementing the process of obtaining IEP has a significant number of inconsistencies. Besides, in case there is information about the best available technologies for underground ore mining, there are no technological standards for pollutant emissions. This information is also missing in the order of the Ministry of Natural Resources of Russia dated 02.04.2019 no. 206 and other regulatory documents.*

Key words: *integrated environmental permit; pollutants; best available technologies; discharges.*

Acknowledgements. *The article has been prepared under RFBR grant no. 20-45-660014 "Study of heavy metals migration and accumulation regularities in natural systems subject to local man-induced impact from mining and smelting enterprises in order to develop effective methods of their ecological reclamation".*

REFERENCES

1. Rybnikova L. S., Rybnikov P. A., Navolokina V. Iu. Assessment of the influence of the flooded copper mine Levikhinsky on the quality of Tagil river water. *Problemy nedropolzovaniia = The Problems of Subsoil Use*. 2019; 3(22): 155–161. (In Russ.)

2. Khokhriakov A. V., Larionova I. V., Moskvina O. A., Tseitlin E. M. A system approach to environmental safety management in mining. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2020; 3-1: 501–517. (In Russ.)

3. Staritsyna I. A., Belichev A. A. Analysis of the Sverdlovsk region' disturbed lands use. *Agrarnyi vestnik Urala = Agrarian Bulletin of the Urals*. 2018; 4(171): 5. (In Russ.)

4. Antoninova N. Iu., Shubina L. A. To the question about the features of integrated environmental analysis areas experienced local technical burden of mining and smelting complex enterprises. *Ekologiia i promyshlennost Rossii = Ecology and Industry of Russia*. 2017; 2: 52–56. (In Russ.)

5. Grevtsev N. V., Antoninova N. Iu., Shubina L. A. Geochemical features of soils in the areas of mining-metallurgical complex operation. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2015; 8: 29–34. (In Russ.)

6. Sandibekov M. N., Rysbekov K. B., Zhakypbek Y., Aben A. S. Substantiate the directions of recultivation of disturbed lands during heap leaching of gold ore deposits in the Rodnikovoye. *Marksheideriia i nedropolzovanie = Mine Surveying and Subsurface Use*. 2019; 2(100): 55–58. (In Russ.)

7. OECD. *Best Available Techniques for Preventing and Controlling Industrial Pollution. Activity 3: Measuring the Effectiveness of BAT Policies*. Available from: www.oecd.org [Accessed 21 June 2020].

8. KAZENERGY Association. *Research report. Research on the current environmental legislation practices in the OECD* countries, RUSSIA, and BRAZIL*. Available from: www.kazenergy.com [Accessed 21 June 2020].

9. *Directive 2010/75/EU on industrial emissions*. Available from: www.emissions-euets.com [Accessed 21 June 2020].

10. Ahmadzai H. (2018). A global approach: emissions – releases and cross-media aspects in assessments. BAT-BEP, 73rd Meeting of the BEAC WGE Subgroup for Hotspots Exclusion, Skelleftea EC (2018). Ex-post assessment of costs and benefits from implementing BAT under the Industrial Emissions Directive, Carried out by Ricardo Energy & Environment for the European Commission.

11. Sorokin N. D. Changes in IEP registration. *Ekologiia proizvodstva = Industrial Ecology*. 2020; March: 22–24. (In Russ.)

12. *Extraction and refining of non-ferrous metals: information and technical reference book for best available techniques, ITS-23-2017*. Available from: www.rst.gov.ru [Accessed 20 June 2020].

Received 6 July 2020

Information about authors:

Natalia Iu. Antoninova – PhD (Engineering), Head of Mining Ecology Laboratory, Institute of Mining UB RAS, associate professor of the Department of Environmental Engineering and Water Use, Ural State Mining University. E-mail: natal78@list.ru

Anna A. Solodukhina – Head of the environmental protection department JSC "Ormet". E-mail: soloduhina_anna@ormet.rcc-group.ru

Nikolai V. Grevtsev – DSc (Engineering), Head of the Department of Environmental Engineering and Water Use, Ural State Mining University. E-mail: n.v.grevtsev@mail.ru

Для цитирования: Антонинова Н. Ю., Солодухина А. А., Гревцев Н. В. Комплексное экологическое разрешение: аспекты, вопросы и особенности оформления // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 6. С. …–…. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-..-..

For citation: Antoninova N. Iu., Solodukhina A. A., Grevtsev N. V. Integrated Environmental Permit: aspects, problems and registration**.** *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 6: …–… (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-..-..

DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-95-101

Calculating the optimal physical size of an industrial plate recuperator

Vitalii M. Tauger[1]*, Ivan V. Minin[1], Vitalii E. Adas[1]
[1] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia
e-mail: tauger2016@yandex.ru

Abstract

Introduction. *The wide spread of plate heat exchangers in various fields of technology is due to the simplicity of their design and a variety of layout schemes. An area where their use is very promising is heat recovery. The effect of an air heat exchanger-recuperator consists in heating the incoming flow with the heat of the outgoing flow and is expressed in drastically reduced power consumption, which would otherwise be spent on heating.*

Research methodology. *The object of research is a recuperator designed to heat the air entering the production room in winter. Resistance to air flow is a significant disadvantage of the plate heat exchange. The aerodynamic resistance reduces the flow rate, therefore, leads to a decrease in the flow rate of air passing through the recuperator, so the required flow rate is ensured by special fan installations. The task of designing a recuperator is to minimize the size of the flow part and prevent excessive load on the fan unit. Calculation with the use of the recuperatorTs mathematical model is applied in the research.*

Results. *In the course of the research, a mathematical model of the recuperator has been developed, which includes a condition for limiting the pressure loss by an acceptable value. Ratios have been obtained for determining the optimal duct width between the plates, plates height, length and number.*

Conclusion. *A simplified mathematical model has been proposed to estimate the dimensions of the flow part. The reliability of the simplified model has been confirmed by numerical calculation.*

Key words: *plate heat exchanger; recuperator; aerodynamic drag; ventilation; flow; flow part; duct.*

Introduction. Heat exchangers of various types including the plate ones are widely applied in technical equipment in order to ensure the temperature specifications for equipment operation and comfortable working conditions for the staff [1–4]. Plate heat exchanger's operation is based on the transfer of heat energy from one fluid (heat carrier) to another through the separating wall, i. e. plate. The scheme of the cocurrent heat exchanger is shown at fig. 1.

The body *1* contains the heat-transmitting plates *2* which make up a line of ducts. Along the duct δ_h wide travels the heat carrier (denoted by red arrows at the duct's inlet), while along the duct δ_c wide travels the heated (cold) medium (denoted by blue arrows at the duct's inlet). The ducts with the heat carrier and cold medium alternate. Media travel round the ducts is accompanied by heat transfer from the heat carrier to the cold medium through the separating plate. The heat carrier gets cooler (denoted by blue arrows at the duct's outlet), while the cold flow gets heated (denoted by red arrows at the duct's outlet).

Plate heat exchangers are widely used both in engineering and private life due to their simple design. Heat recuperation is an area where their application seems promising enough [5–8]. The effect of an air heat exchanger-recuperator consists in heating the incoming flow with the heat of the outgoing flow and is expressed in drastically reduced power consumption, which would otherwise be spent on heating. The recuperator is studied later in the research which is aimed at heating the incoming

air in winter period when its low temperature may cause equipment overcooling and break comfortable working conditions.

Along with advantages such as the mentioned simplicity of the design and the possibility of implementing various structural solutions (cocurrent, countercurrent and crossflow schemes), the plate recuperator also has a significant drawback, which is its resistance to flow of medium inside the ducts. Aerodynamic resistance reduces the flow velocity, resulting in the reduced consumption of air passing through the recuperator. So the required flow rate is ensured by special fan installations. Industrial recuperators are aimed at rather high flow rates. For instance, air recuperators for workshops are designed for the flow rate of 10–100 m^3/s. In order to operate, such a device requires a large cross-section or/and a large number of ducts as well as relatively high differential pressure, therefore, high fan power consumption. That is why the designer often has to solve the problem of optimization and compromise, i. e. deliberately set too high capacity and size of the ventilation installation in return of the recuperator size minimization.

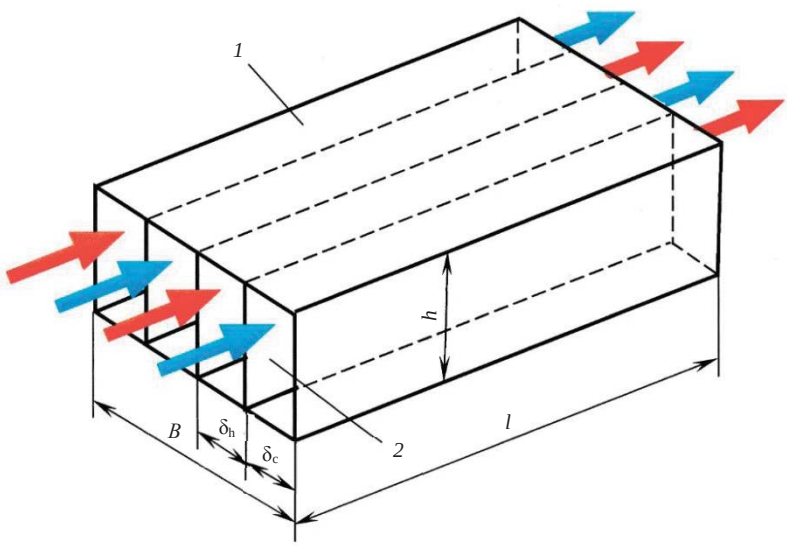

Fig. 1. The scheme of the concurrent heat exchanger
Рис. 1. Схема пластинчатого прямоточного теплообменника

Research methodology. Research aim is to obtain the ratios to determine the optimal width of the duct between the plates δ, height *h* and length *l* of a plate. The following are the criteria of optimality:

– small size of the recuperator;

– maximum acceptable size of ducts' aerodynamic resistance.

The occupied volume, as a product of the overall dimensions of the recuperator's active part, is considered to be the indicator of the small size. The sizes of the ducts are calculated by the admissibility limit of the aerodynamic resistance:

$$\Delta p_h = [\Delta p]; \quad \Delta p_c = [\Delta p], \tag{1}$$

where $\Delta p_h, \Delta p_c$ is the depression of the ducts with heated and cold flows correspondingly; $[\Delta p]$ the maximum admissible depression.

Recuperator's mathematical model is constructed taking into account that the area of the heat transferring surface F has been obtained earlier with the help of the assumptions of thermodynamics and thermal engineering [9, 10].

Research results. By the dimensions of the plates and the distances between them, both the dimensions and the aerodynamic resistance of the recuperator are determined. Thus, these parameters are interconnected.

Let us consider the typical instance, where the mass flow rates the incoming and the outgoing flows are equal.

The equality of the mass flow rates is realized:

$$Q_{h1}\rho_{h1} = Q_{c1}\rho_{c1}, \tag{2}$$

where Q_{h1} and ρ_{h1} are the volumetric rate and the density of the heat carrier at the inlet of the recuperator; Q_{c1} and ρ_{c1} are the volumetric rate and the density of the cold flow at the inlet of the recuperator.

Aerodynamic analysis is complicated by the fact that flow parameters change as soon as they pass through the ducts. The temperature of the heat carrier gets lower and its density grows. Consequently, the volumetric rate and velocity decrease. The temperature of the cold flow, on the contrary, gets higher being accompanied by the increase in the volumetric rate and velocity. However, taking into account the approximate character usual to aerodynamic analysis, it is reasonable to come to mean values of the parameters.

Then, air pressure drop at its passing through the ducts (without local resistances) will be expressed as follows [11, 12]:

$$\begin{aligned} \Delta p_h &= \lambda_h \frac{l}{d_h} \rho_h \frac{v_h^2}{2}; \\ \Delta p_c &= \lambda_c \frac{l}{d_c} \rho_c \frac{v_c^2}{2}, \end{aligned} \tag{3}$$

where λ_h and λ_c are the coefficients of aerodynamic (linear) resistance of ducts for heated and cold flows correspondingly; ρ_h and ρ_c are the mean densities of heated and cold air correspondingly; v_h and v_c are the mean velocities of heated and cold flows correspondingly; d_h and d_c are the typical sizes (hydraulic diameter) of ducts for heated and cold flows correspondingly.

In case when $\delta_h(\delta_c) << h$, the hydraulic diameters are $d_h = 2\delta_h$; $d_c = 2\delta_c$.

Considering that the flow of one direction travels along a half of the total number of ducts z, and applying ratios

$$\begin{aligned} Q_{h1}\rho_{h1} &= Q_h\rho_h = Q_c\rho_c; \\ v_h &= \frac{2Q_h}{z\delta_h h}; \\ v_c &= \frac{2Q_c}{z\delta_c h}, \end{aligned} \tag{4}$$

we get:

$$v_c = \frac{2Q_h\rho_h}{\rho_c z\delta_c h}. \tag{5}$$

Flow velocity in the duct of an industrial recuperator, as a rule, is not less than 10 m/s. Estimated calculations have shown that the most probable is the pre-quadratic flow regime where coefficients λ_h and λ_c (expressions (3)) are to be calculated by the Altshuler formula [13, 14]:

$$\lambda_h = 0{,}11\left(\frac{68}{\mathrm{Re}_h} + \frac{\Delta_e}{d_h}\right)^{0{,}25};$$
$$\lambda_c = 0{,}11\left(\frac{68}{\mathrm{Re}_c} + \frac{\Delta_e}{d_c}\right)^{0{,}25}, \tag{6}$$

where Re_h and Re_c are the Reynolds numbers characterizing the flow inside the ducts with heated and cold flows; Δ_e is the equivalent roughness of plates surface.

The Reynolds numbers for the heat carrier and the cold flow averaged in temperature ranges are

$$\mathrm{Re}_h = \frac{v_h d_h}{\upsilon_h};$$
$$\mathrm{Re}_c = \frac{v_c d_c}{\upsilon_c}, \tag{7}$$

where υ_h and υ_c are the mean coefficients of kinematic viscosity of the flows in the corresponding temperature intervals.

Despite the apparent difference between Re_h and Re_c as far as the size is concerned, the value of λ_h is little different from λ_c, then $\lambda_h \approx \lambda_c$.

For an extreme case of $\Delta p_h = \Delta p_c = [\Delta p]$ expressions (3) with the account of expression (5) are transformed into the following:

$$\lambda_h \frac{l}{\delta_h^3}\rho_h\left(\frac{Q_h}{zh}\right)^2 = \lambda_c \frac{l}{\delta_c^3\rho_c}\left(\frac{Q_h\rho_h}{zh}\right)^2 = [\Delta p]. \tag{8}$$

Equation (8) informs of the ducts' width

$$\delta_c = \sqrt[3]{\frac{\rho_h}{\rho_c}}\delta_h, \tag{9}$$

making it possible to estimate whether it is significant to construct the ducts of different width to reduce the size B of the recuperator.

Rough estimates by the probable values of mean density in temperature ranges of flows show that the difference of the ducts' width does not exceed $0.05\delta_h$. In small-size industrial recuperators the width of the duct has the period of 10 mm, so the construction of ducts with such a difference is not only irrational, but often just technologically impossible. So, it is possible to accept $\delta_h = \delta_c = \delta$, which allows calculating by a duct, for instance by the heat carrier. Total area of plates must be equal to F, so

$$F = (z-1)hl. \tag{10}$$

Equations (1)–(10) represent a full mathematical model of an optimal recuperator. After reduction it is reduced to the system of equations (10):

$$\begin{cases} \lambda_h \dfrac{l}{\delta^3} \rho_h \left(\dfrac{Q_h}{zh} \right)^2 = [\Delta p], \\ (z-1)hl = F. \end{cases} \tag{10}$$

System (10) contains five unknown quantities: δ, h, l, z, Δ_e, so basically, it can be solved only after the well-grounded substantiation of three independent parameters [15]. However, in this case the solution is going to be labor-intensive, particularly due to the unknown quantities in λ_h coefficient. For rough estimation it is reasonable to use a feature of the coefficient λ_h, which is poor dependence of its value on the variation of Re_h and d_h in formula (6). As applied to wide ranges of velocity and temperature, the sufficient reliability of calculation will be ensured if $\lambda_h = 0.035$.

Let us illustrate the procedure of rough estimation by an example. Industrial recuperator with consumption $Q_h = 100$ m^3/s is designed to heat the air coming into the workshop in winter period by the heat of the outgoing flow. As a result of the thermodynamic calculation the value of F = 3800 m^2 has been obtained. Mean density of the outgoing air is ρ_h = 1.23 kg/m^3 for the average temperature of 14 ºC. Ventilation system is designed for the admissible pressure difference in the flow part of the recuperator $[\Delta p]$ = 300 Pa. Let us find the size of the flow part.

The accepted parameters: $\lambda_h = 0.035$; δ = 0.016 m; h = 2.5 m.

In order to simplify, it is considered that $(z - 1) \approx z$. Then it follows from the first equation of the system that

$$z = \frac{1}{\delta h} \sqrt[3]{\frac{\lambda_h F \rho_h Q_h^2}{[\Delta p]}}, \tag{11}$$

and from the second equation

$$l = \frac{F}{(z-1)h}. \tag{12}$$

The substitution of numerical values into formulae (11), (12) makes it possible to obtain z = 440 and l = 3.5 m. So, the dimensions of the recuperator's flow part (without plates' width) are $l \times B \times h$ = 3.5 × 7.0 × 2.5 m, and its volume is V = 61.25 m^3.

Results analysis. Average velocity of the heat carrier in the ducts calculated by the corresponding formula (4), v_h = 11.4 m/s. The Reynolds number (formula (7)) for the obtained value of velocity and the accepted width of the duct is Re_h = 24 300, the coefficient of the aerodynamic resistance of a duct (formula (6)) λ_h = 0.031, duct's resistance (formula (3)) Δp = 271 Pa < $[\Delta p]$ = 300 Pa, the error conditioned by the assumptions made up minus 9.7 % from $[\Delta p]$, which is quite satisfactory for aerodynamic calculations.

Conclusion. The mathematical model of the plate recuperator based on the condition of limiting the aerodynamic resistance by the admissible value, makes it possible to minimize the dimensions and volume of the recuperator's active part. A simplified mathematical model has been proposed, the reliability of which has been confirmed by numerical calculation.

REFERENCES

1. Prokhorov V. B., Denishchuk D. A. Use of condensing heat exchangers for deep heat recovery of coal and oil-fired boiler`s exhaust gases. *Teplovye protsessy v tekhnike = Thermal Processes in Engineering*. 2017; 8 (T. 9): 377–382. (In Russ.)

2. Pechenegov Iu. Ia. A reverse-flow plate heat exchanger with optimal parameters for ventilation systems. *Energobezopasnost i energosberezhenie = Energy Safety And Energy Economy*. 2019; 2: 29–33. (In Russ.)

3. Jeong K., Kessen M., Bilirgen H., Levy E. Analytical modeling of water condensation in condensing heat exchanger. *International Journal of Heat and Mass Transfer*. 2010; 53: 2361–2368.

4. Shi X., Che D., Agnew B., Gao J. An investigation of the performance of compact heat exchanger for latent heat recovery from exhaust flue gases. *International Journal of Heat and Mass Transfer*. 2011; 54: 606–615.

5. Akhmiarov T. A., Beliaev V. S., Spiridonov A. V., Shubin I. L. The system of active energy conservation with heat recuperation. *Energosberezhenie = Energy Conservation Journal*. 2013; 4: 36–46. (In Russ.)

6. Godo M., Takatsuka T., Shindo S. Study on energy saving air-conditioning compact desiccant ventilation units. In: *International Symposium on Next-generation Air Conditioning and Refrigeration Technology*. 2010: 6.

7. Godo M. Study on energy saving air-conditioning system using compact desiccant ventilation units. Comparison of Regeneration Efficiency. In: *JSRAE Annual Conf*. 2008. P. 125–128.

8. Godo M. Study on energy saving air-conditioning system using compact desiccant ventilation units. Adsorption and desorption behavior of the direct heating regeneration type. In: *JSRAE Annual Conf*. 2009. P. 427–430.

9. Golovanchikov A. B., Prokhorenko N. A., Merentsov N. A., Smolskaia D. O., Ostapenko A. A. Modeling of heat processes under the flashing motion of the hot and cold heat carrier in the double-sheed coil heat exchanger. *Energo- i resursosberezhenie: promyshlennost i transport = Energy and Resource Saving: Industry and Transport*. 2019; 1: 7–10.

10. Boltenko E. A. The efficiency of heat transfer in heat-transfer apparatuses with interacting swirled and transit flows. *Teploenergetika = Thermal Engineering*. 2019; 1: 85–90. (In Russ.)

11. Kovalevskii V. F. *Heat-exchanging devices and thermal analyses of mining machinery hydraulic actuator*. Moscow: Nedra Publilshing; 1972. (In Russ.)

12. Khorin V. N. *Hydrostatic power drive of downhole equipment*. Moscow: Nedra Publilshing; 1980. (In Russ.)

13. Morozova N. V., Korshak A. A. Pipeline hydraulic calculations and border Reynolds numbers. *Neftegazovoe delo = Oil and Gas Business*. 2007; 1 (T. 5): 120–125. (In Russ.)

14. PKF Spetsdetal. *Separate hydraulic design of pipeline*. Available from: https://pkfdetal.ru/info/15-samostoyatelnyj-gidravlicheskij-raschet-truboprovoda [Accessed 15 May, 2020].

15. Salimov R. B. *Mathematics for engineers and industrial engineers.* Moscow: FIZMATLIT Publishing; 2009. (In Russ.)

Received 21 May 2020

Information about authors:

Vitalii M. Tauger – PhD (Engineering), Associate Professor, Head of Engineering Mechanics Department, Ural State Mining University. E-mail: tauger2016@yandex.ru
Ivan V. Minin – researcher, Department of Commercial Research, Ural State Mining University. E-mail: mr.minin-ivan@yandex.ru
Vitalii E. Adas – laboratory assistant, Department of Mining Machinery Operations, Ural State Mining University. E-mail: vintus66@mail.ru5

УДК 620.97; 628.84; 622.4 DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-95-101

Расчет оптимальных размеров пластинчатого рекуператора промышленного назначения

Таугер В. М.[1], Минин И. В.[1], Адас В. Е.[1]
[1] Уральский государственный горный университет, Екатеринбург, Россия.

Реферат

Введение. *Широкое распространение пластинчатых теплообменников в различных областях техники объясняется простотой их конструкции и разнообразием компоновочных схем. Одна из областей, в которой их использование представляется весьма перспективным, – рекуперация тепла. Эффект воздушного теплообменника-рекуператора состоит в нагреве входящего потока теплом исходящего потока и выражается в резком снижении расхода электроэнергии, которая в противном случае затрачивалась бы на нагрев.*

Методика проведения исследования. *Объектом исследования является рекуператор, предназначенный для нагрева воздуха, входящего в производственное помещение, в зимний период. Существенный недостаток пластинчатого рекуператора состоит в сопротивлении течению воздуха. Аэродинамическое сопротивление снижает скорость потока, следовательно, приводит к уменьшению расхода проходящего через рекуператор воздуха, поэтому потребный расход обеспечивается специальными вентиляторными установками. Задачей проектирования*

рекуператора является минимизация размеров проточной части с предотвращением сверхнормативной нагрузки на вентиляторную установку. В исследовании применены расчеты с использованием математической модели рекуператора.
Результаты исследования. *В ходе исследования составлена математическая модель рекуператора, включающая в себя условие ограничения потери давления допускаемой величиной. Получены соотношения для определения оптимальных ширины канала между пластинами, высоты и длины пластины, а также числа пластин.*
Вывод. *Предложена упрощенная математическая модель, позволяющая оценить габариты проточной части. Достоверность упрощенной модели подтверждена числовым расчетом.*

Ключевые слова: *пластинчатый теплообменник; рекуператор; аэродинамическое сопротивление; вентиляция; поток; проточная часть; канал.*

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Прохоров В. Б., Денищук Д. А. Использование теплообменников конденсационного типа для глубокой утилизации теплоты дымовых газов при сжигании твердого и жидкого топлива // Тепловые процессы в технике. 2017. № 8 (Т. 9). С. 377–382.
2. Печенегов Ю. Я. Пластинчатый теплоутилизатор с реверсивным движением потоков теплоносителей и оптимальными параметрами для вентиляционных систем // Энергобезопасность и энергосбережение. 2019. № 2. С. 29–33.
3. Jeong K., Kessen M., Bilirgen H., Levy E. Analytical modeling of water condensation in condensing heat exchanger // International Journal of Heat and Mass Transfer. 2010. No. 53. P. 2361–2368.
4. Shi X., Che D., Agnew B., Gao J. An investigation of the performance of compact heat exchanger for latent heat recovery from exhaust flue gases // International Journal of Heat and Mass Transfer. 2011. No. 54. P. 606–615.
5. Ахмяров Т. А., Беляев В. С., Спиридонов А. В., Шубин И. Л. Система активного энергосбережения с рекуперацией тепла // Энергосбережение. 2013. № 4. С. 36–46.
6. Godo M., Takatsuka T., Shindo S. Study on energy saving air-conditioning compact desiccant ventilation units // International Symposium on Next-generation Air Conditioning and Refrigeration Technology. 2010. P. 6.
7. Godo M. Study on energy saving air-conditioning system using compact desiccant ventilation units. Comparison of Regeneration Efficiency // JSRAE Annual Conf. 2008. P. 125–128.
8. Godo M. Study on energy saving air-conditioning system using compact desiccant ventilation units. Adsorption and desorption behavior of the direct heating regeneration type // JSRAE Annual Conf. 2009. P. 427–430.
9. Голованчиков А. Б., Прохоренко Н. А., Меренцов Н. А., Смольская Д. О., Остапенко А. А. Моделирование тепловых процессов при противоточном движении горячего и холодного теплоносителя в двухходовом кожухотрубном теплообменнике // Энерго- и ресурсосбережение: промышленность и транспорт. 2019. № 1. С. 7–10.
10. Болтенко Э. А. Эффективность теплообмена в теплопередающих устройствах с использованием взаимодействующих закрученного и транзитного потоков // Теплоэнергетика. 2019. № 1. С. 85–90.
11. Ковалевский В. Ф. Теплообменные устройства и тепловые расчеты гидропривода горных машин. М.: Недра, 1972. 224 с.
12. Хорин В. Н. Объемный гидропривод забойного оборудования. М.: Недра, 1980. 415 с.
13. Морозова Н. В., Коршак А. А. О границах зон трения при гидравлическом расчете нефте- и нефтепродуктопроводов // Нефтегазовое дело. 2007. № 1 (Т. 5). С. 120–125.
14. Самостоятельный гидравлический расчет трубопровода URL: https://pkfdetal.ru/info/15-samostoyatelnyj-gidravlicheskij-raschet-truboprovoda (дата обращения: 15.05.2020).
15. Салимов Р. Б. Математика для инженеров и технологов. М.: ФИЗМАТЛИТ, 2009. 484 с.

Поступила в редакцию 21 мая 2020 года

Сведения об авторах:

Таугер Виталий Михайлович – кандидат технических наук, доцент, заведующий кафедрой технической механики Уральского государственного горного университета. E-mail: tauger2016@yandex.ru
Минин Иван Вадимович – инженер-исследователь отдела хоздоговорных научно-исследовательских работ Уральского государственного горного университета. E-mail: mr.minin-ivan@yandex.ru
Адас Виталий Евгеньевич – лаборант кафедры эксплуатации горного оборудования Уральского государственного горного университета. E-mail: vintus66@mail.ru

Для цитирования: Таугер В. М., Минин И. В., Адас В. Е. Расчет оптимальных размеров пластинчатого рекуператора промышленного назначения // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 6. С. 95–101 (In Eng.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-95-101
For citation: Tauger V. M., Minin I. V., Adas V. E. Calculating the optimal physical size of an industrial plate recuperator. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 6: 95–101. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-95-101

УДК 622.44 DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-102-108

Обоснование срока службы вентиляторов главного проветривания в условиях переменной нагрузки

Копачев В. Ф.[1]
[1] Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия
e-mail: u1331@yandex.ru

Реферат

Цель работы. *Исследование основных закономерностей изменения функционального состояния вентиляторов главного проветривания, входящих в состав главных вентиляторных установок, в зависимости от технологических условий эксплуатации. Установление нормативного срока службы вентиляторов главного проветривания с учетом дифференцированного анализа разрушающих факторов, конструктивных особенностей, интенсивности и режимов эксплуатации вентиляторных комплексов.*

Методика проведения исследований. *На основании анализа структуры главных вентиляторных установок и дифференцированного учета технологических факторов, влияющих на функциональную эффективность вентиляторов главного проветривания, предложена математическая модель определения нормативного и остаточного ресурса работы вентилятора главного проветривания с учетом переменной нагрузки.*

Результаты и их анализ. *В результате исследования воздействия деструктивных факторов на основные функциональные узлы вентилятора главного проветривания предложено уравнение, учитывающее физические свойства материала, из которого изготовлены элементы вентилятора и численное влияние внешних физических факторов на эксплуатацию машины. Результаты исследования показывают, что ресурс вентиляторов главного проветривания следует определять исходя из долговечности работы крупного узла машины – коренного вала, с учетом режима работы машины.*

Выводы и область применения результатов. *Схемные решения комплексов шахтных вентиляторных установок предопределяют срок службы вентиляторов главного проветривания, который должен устанавливаться на стадии рабочего проектирования с учетом дифференцированного анализа разрушающих факторов, конструктивных особенностей, интенсивности и режимов эксплуатации вентиляторных комплексов. Предлагаемая методика расчета остаточного ресурса вентиляторов главного проветривания находит применение в экспертных организациях и Методических указаниях по определению остаточного ресурса шахтных вентиляторов главного проветривания, работающих с превышением нормативного срока эксплуатации. Также указанная методика может быть использована проектными организациями для определения проектных сроков службы сооружаемых главных вентиляторных установок.*

Ключевые слова: *вентилятор; главная вентиляторная установка; остаточный ресурс; расчет надежности; вентилятор главного проветривания; математическое моделирование; схемы вентиляторов; эксплуатация вентиляторов.*

Цель работы. Вентиляторная установка является ключевым элементом в сложной многосвязной системе всего комплекса горного предприятия, от которого зависит безопасность ведения горных работ. Реализация эффективной с точки зрения безопасности эксплуатации комплексов главных вентиляторных установок (ГВУ) не может быть осуществлена без комплекса исследований, направленных на прогноз технического состояния оборудования и обоснования фактического остаточного ресурса и нормативных сроков службы вентиляторов главного проветривания (ВГП) [1, 2].

В сложившейся практике проектирования и эксплуатации ГВУ вопросам обоснования и обеспечения нормативных сроков службы ВГП не уделяется должного внимания, что нередко является причиной преждевременного выхода вентиляторов из строя. Нормативные сроки службы шахтных ВГП не учитывают фактические условия их эксплуатации, амплитуду изменения нагрузок и их цикличность, а также состояние вспомогательных узлов и агрегатов. Таким образом, выходит, что технический вопрос эксплуатации машины решается директивным методом [3].

Современное состояние развития науки и техники обуславливает создание дифференцированного подхода к оценке срока службы ВГП, учитывающего многообразие условий эксплуатации и особенности конструкции. Такой подход отражает общую тенденцию современного технического обслуживания горных машин и комплексов по их состоянию, когда наработка или календарный срок службы не являются основополагающим критерием, посредством которого ранее оценивалось техническое состояние объекта и его остаточный ресурс работы [4].

В настоящее время оценка остаточного ресурса ВГП проводится по результатам дефектоскопии их основных узлов, визуального и инструментального обследования и на основании данных о сроке эксплуатации и режимах работы установки. Для достоверной оценки остаточного ресурса необходимо учитывать динамические свойства и характеристики элементов вентилятора, которые возникают в процессе эксплуатации, причем за весь период его эксплуатации. Поэтому первоочередное значение в настоящее время должны получить достоверные методы расчета общей фактической и остаточной пригодности (ресурса) ВГП, которые должны базироваться на фактических параметрах интенсивности эксплуатации установки с обязательным учетом уровней агрессивного воздействия внешней среды и других вредных факторов [2, 4, 5].

Методика проведения исследований. Поверхностные комплексы ГВУ являются сложными системами. Элементы поверхностного комплекса ГВУ находятся в постоянном взаимодействии друг с другом и с внешней средой: коренной вал взаимодействует с рабочим колесом, рабочее колесо взаимодействует с воздушным потоком, воздушный поток воздействует на направляющий аппарат, и т. д.

В процессе эксплуатации ГВУ происходит ухудшение их технико-экономических показателей под воздействием внутренних и внешних дестабилизирующих факторов [6].

К внутренним дестабилизирующим факторам, присущим самим объектам поверхностных комплексов ГВУ, относят:

– износ оборудования и старение материала основных узлов, приводящие к снижению производительности и надежности, увеличению потребления электроэнергии и затрат на поддержание узлов оборудования в требуемой кондиции;

– плановое развитие фронта горных работ и связанное с ним увеличение производительности и давления вентилятора.

К внешним дестабилизирующим факторам, которые обусловлены средой функционирования ГВУ, относят:

– увеличение агрессивности внешней среды;

– изменение технологических требований и условий вентиляции рудника, связанное с модернизацией предприятия и соответствующим отклонением от расчетных значений функционирования ВГП как по аэродинамическим параметрам, так и по схемному решению поверхностного комплекса ГВУ.

Основной базовой структурной единицей вентилятора главного проветривания является коренной вал, и его разрушение означает замену всей машины, т. е. по сути дела состояние вала определяет технический ресурс вентилятора.

На определенной стадии действия циклических нагрузок, которым подвергаются валы вентиляторов, в местах вала, где циклические напряжения достигают больших значений (галтели, надрезы, участки шероховатости, места структурных дефектов металла и т. п.), могут возникать и прогрессивно развиваться трещины усталости, которые постепенно приводят к усталостному разрушению вала [7, 8].

Следует отметить, что в настоящее время в технической литературе нет рекомендаций и методик расчета деталей машин на долговечность, учитывающих процессы коррозии поверхностных слоев металла. Но так как процессы коррозии протекают во времени, такие методики могут быть разработаны. К числу внешних факторов, также влияющих на условия эксплуатации ГВУ, следует отнести: средний уровень и амплитуду изменения температуры и атмосферного давления, влажность воздуха и среднее количество атмосферных осадков, а также скорость и направление ветра. Естественно, что воздействие климатических факторов и химической агрессивности вентиляционных потоков на работоспособность и долговечность машин носит комплексный характер и далеко не всегда может быть определено в явной форме. Поэтому для оценки степени влияния указанных факторов на долговечность ГВУ в первом приближении плодотворным может оказаться также и их раздельное рассмотрение.

Результаты и их анализ. Методика определения остаточного ресурса вентилятора главного проветривания описывается технологическим графом (рис. 1). Дестабилизирующие факторы (ДФ) воздействуют на основные элементы ВГП – коренной вал (КВ), рабочее колесо (РК), регулирующие элементы (РЭ) и т. д. Определение остаточного ресурса ВГП предложено производить по фактору усталостной прочности основных неремонтопригодных узлов вентиляторов – коренных валов. При этом остаточный ресурс вентилятора по фактору усталостной прочности рассчитывается исходя из фактических циклов нагружения вала вентилятора в прогнозируемом периоде с учетом всех дестабилизирующих факторов [9, 10], (*Методические указания по определению остаточного ресурса вентиляторов главного проветривания, работающих с превышением нормативного срока эксплуатации / С. А. Тимухин, В. Ф. Копачев и др. // Согласовано с управлением государственного горного и металлургического надзора РФ. Москва, письмо № 13-07/2047 от 16.08.07. 2009. 25 с.*).

Расчет теоретического допустимого числа циклов нагружения $N_т$ вала ВГП до разрушения производится с учетом следующих факторов: определения величины критической частоты вращения $\omega_{кр}$ вала разными методами ($\omega_{кр1}$, $\omega_{кр2}$) – с последующим сравнением и анализом полученных результатов; значений параметров вибрации, полученных за последние 2–3 экспертных обследования главной вентиляторной установки; химической и физической агрессивности исходящих вентиляционных потоков $K_к$; коэффициента асимметричности нагрузочного цикла $K_ц$ на основе учета суммарных опорных реакций отдельно от вращающихся и невращаюшихся нагрузок, динамического коэффициента, учитывающего увеличение прогиба вала при приближении к резонансной частоте, напряжения в опасных сечениях от вращающихся и невращающихся нагрузок σ'_{max} и σ'_{min}, спектра напряжений нагрузочного цикла; коэффициента надежности $K_з$, фактического времени работы ВГП до экспертного обследования $T_ф$, допустимого числа циклов вала до разрушения $N_{доп}$ и допустимого остаточного числа циклов $N_{ост}$; коэффициента резервирования вентиляторных агрегатов $K_р$.

Изложенный в Методических указаниях подход предполагает нагрузку элементов вентилятора неизменной за все время его эксплуатации (*Методические указания по определению остаточного ресурса вентиляторов главного про-*

ветривания, работающих с превышением нормативного срока эксплуатации / С. А. Тимухин, В. Ф. Копачев и др. // Согласовано с управлением государственного горного и металлургического надзора РФ. Москва, письмо № 13-07/2047 от 16.08.07. 2009. 25 с.). Однако на практике в связи с необходимостью регулирования ГВУ в течение смены, суток и года [11, 12] нагрузка на элементы ВГП, в том числе и на его коренной вал, носит переменный характер. На рис. 2 показан приведенный блок нагружения коренного вала вентилятора ВЦД-47 «Север», установленного на северном вентиляционном стволе шахты «Кельинская» ОАО «СУБР», соответствующий графику суточного регулирования вентилятора по подаче и статическому давлению.

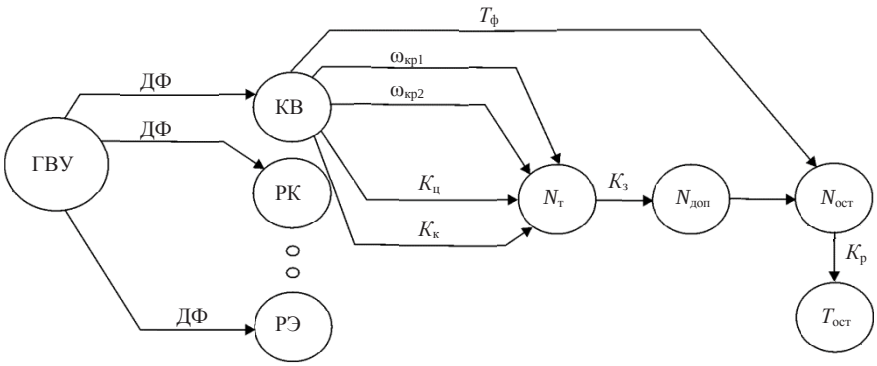

Рис. 1. Схема определения остаточного срока службы ВГП
Fig. 1. Scheme of main fan residual life determination

На основе таких графиков может быть определен характер переменного нагружения элементов вентилятора как в части величин напряжений, так и продолжительности их воздействия. Все это должно одинаково относиться как к периоду, предшествующему прогнозу, так и к самому прогнозному периоду. Согласно [7], предложенный подход предполагает, что любой элемент ВГП должен выдержать: при напряжении σ_{max1} – часть общих циклов $r_1 = N_1/\Sigma N$, при напряжении σ_{max2} – часть общих циклов $r_2 = N_2/\Sigma N$, или в общем виде: при напряжении $\sigma_{max i}$ – часть общих циклов $r_i = N_i/\Sigma N$.

Данное решение предполагает предварительное определение числа допустимых до разрушения циклов $N_{доп i}$ при напряжениях $\sigma_{max i}$, что может быть реализовано посредством методики (*Методические указания по определению остаточного ресурса вентиляторов главного проветривания, работающих с превышением нормативного срока эксплуатации / С. А. Тимухин, В. Ф. Копачев и др. // Согласовано с управлением государственного горного и металлургического надзора РФ. Москва, письмо № 13-07/2047 от 16.08.07. 2009. 25 с.*). Проведя соответствующие преобразования, получим зависимость общего допустимого числа рабочих циклов элемента ВГП, которое он в состоянии выдержать до разрушения в условиях переменной нагрузки:

$$N_{доп} = \left(\sum_{i=1}^{n} \frac{r_i}{N_{доп i}} \right)^{-1}, \qquad (1)$$

где $N_{доп i}$ – допустимое расчетное число циклов по условию разрушения для i-го периода нагружения; n – число периодов нагружения.

Значение $N_{\text{доп}i}$ определяется на основе кривой усталости и фактического нагружения элемента с учетом постоянного значения нагрузки в периоде:

$$N_{\text{доп}i} = 10^{m_i} K_{\text{з}}^{-1},$$

где m_i – показатель степени, находится из выражения:

$$m_i = 14 - 7K_{\text{ц}i}\sigma_{\max i}\left(K_{\text{к}}\sigma_{-1}\right)^{-1},$$

где $\sigma_{\max i}$ – максимальное растягивающее напряжение нагрузочного цикла, учитывающее изгибающие и касательные нагружения; σ_{-1} – предел выносливости материала элемента ВГП.

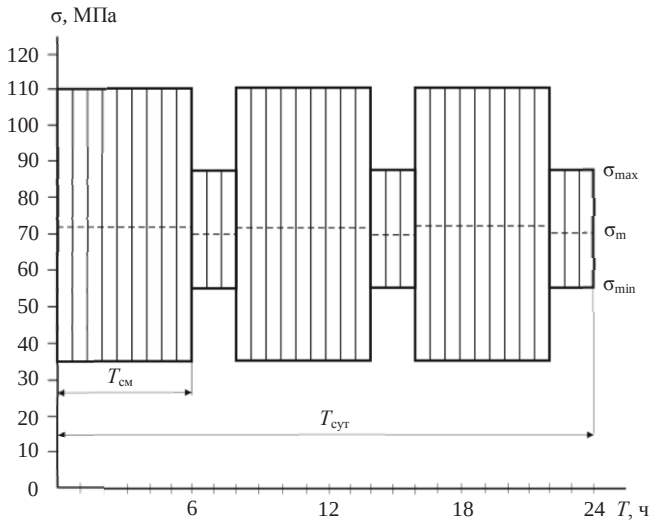

Рис. 2. Приведенный блок нагружения вала, соответствующий суточному графику подачи воздуха
Fig. 2. Reduced block of shaft load corresponding to the 24-hour time schedule of air delivery

Выводы и область применения результатов. Формула (1) позволяет определить общее число циклов, которое может выдержать элемент ВГП, в том числе и главный вал вентилятора при его переменной нагрузке.

Моделирование нагрузочного цикла на примере ГВУ с вентилятором ВЦД-47 «Север», регулируемого частотой вращения привода на глубину 0,5, согласно графику, приведенному на рис. 2, показало, что с учетом переменного характера нагружения допускаемое число циклов до разрушения его вала $N_{\text{доп}} = 3{,}59 \cdot 10^9$ (что соответствует 15,94 лет непрерывной работы вентилятора). При работе этого же вентилятора без регулирования с постоянной нагрузкой на максимальной скорости вращения вала число допускаемых циклов до его разрушения $N_{\text{доп}} = 3{,}08 \cdot 10^9$ (что соответствует 11,96 лет непрерывной работы вентилятора).

Таким образом, схемные решения комплексов шахтных вентиляторных установок предопределяют срок службы ВГП, который должен устанавливаться на стадии рабочего проектирования с учетом дифференцированного анализа разрушающих факторов, конструктивных особенностей, интенсивности и режимов эксплуатации вентиляторных комплексов. Методология определения общего фактического и остаточного ресурса ВГП должна быть основана на расчете уста-

лостной прочности основных узлов главной вентиляторной установки, что имеет достаточное теоретическое обоснование и экспериментальное подтверждение. Выполнение подобных расчетов в рамках комиссионных и экспертных обследований ГВУ, выявляющих их остаточный ресурс, будет способствовать стремлению горнорудных предприятий обеспечивать более рациональную нагрузку ГВУ с целью увеличения ресурса вентилятора главного проветривания. Предложенный метод может быть реализован в качестве дополнительных материалов к применяемым в настоящее время методикам при оценке остаточного ресурса ВГП при их экспертном обследовании.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Герике Б. Л., Герике П. Б. Оценка остаточного ресурса вентиляторов главного проветривания // Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов. 2014. № 1. С. 47–49.

2. Герике Б. Л., Шахманов В. Н. Мониторинг технического состояния шахтных вентиляторов главного проветривания по параметрам механических колебаний // Перспективы инновационного развития угольных регионов России: сб. трудов IV Междунар. науч.-техн. конф. Прокопьевск, 2014. С. 278–282.

3. Иващенко Е. П., Марченко А. Ю., Юдкин Б. Ю., Марченко М. Ю., Салтанов С. Н., Баринов И. М., Викулов Е. А. Расчетная оценка ресурса вентиляторов главного проветривания // Актуальные проблемы повышения эффективности и безопасности эксплуатации горно-шахтного и нефтепромыслового оборудования. 2015. Т. 1. С. 234–238.

4. Li-Ping Shi, Li Han, Ke-Wu Wang, Chuan-Juan Zhang. Mine ventilator fault diagnosis based on information fusion technique // Procedia Earth and Planetary Science. 2009. Vol. 1. Issue 1. P. 1484–1488.

5. Rusinski E., Czmochowski J., Moczko P., Pietrusiak D. Monitoring and testing of high power industrial fans vibration // Procedia Engineering. 2017. Vol. 199. P. 2190–2195.

6. Pang Zhenan, Sheng Si Xiao, Hu Chan-Hua, Zhang Jianxun, Pei Hong. A review on modeling and analysis of accelerated degradation data for reliability assessment // Microelectronics Reliability. 2020. Vol. 107. 113602.

7. Беренов Д. И. Расчеты деталей на прочность. М.: Машгиз, 1959. 316 с.

8. Серенсен С. В., Когаев В. П., Шнейдерович Р. М. Несущая способность и расчет деталей машин на прочность. М.: Машиностроение, 1975. 488 с.

9. Красюк А. М., Косых П. В. К расчету изгибных колебаний вала ротора осевого вентилятора главного проветривания // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2016. № 3. С. 80–89.

10. Иващенко Е. П., Марченко А. Ю., Юдкин Б. Ю., Марченко М. Ю., Салтанов С. Н., Баринов И. М., Викулов Е. А. К вопросу расчетов первой критической частоты вращения валов вентиляторов главного проветривания // Актуальные проблемы повышения эффективности и безопасности эксплуатации горно-шахтного и нефтепромыслового оборудования. 2015. Т. 1. С. 228–233.

11. Andries J. H. Nel, Deon C. Arndt, Jan C. Vosloo, Marc J. Mathews. Achieving energy efficiency with medium voltage variable speed drives for ventilation-on-demand in South Africa // Journal of Cleaner Production. 2019. Vol. 232. P. 379–390.

12. Гендлер С. Г., Нгуен Т. Ха. Обоснование рациональных способов обеспечения воздухом выемочных участков действующих угольных шахт Вьетнама при углублении горных работ // Записки Горного института. 2018. Т. 234. С. 652–657.

Поступила в редакцию 8 июня 2020 года

Сведения об авторах:

Копачев Валерий Феликсович – кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры технической механики Уральского государственного горного университета. E-mail: u1331@yandex.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-102-108

Rationale for main fans service life in the conditions of changing load

Valerii F. Kopachev[1]
[1] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Research aim *is to study basic regularities in functional condition change of main fans included in the configuration of main mine ventilation installations depending on the technological service conditions. The research also aims to determine the standard service life of main fans with the account of the differential analysis of the destructive factors, structural features, intensity and modes of operation of ventilation plants.*

Research methodology. *Based on the analysis of main fan installations structure and differential analysis of technological factors affecting the functional efficiency of main fans, a mathematical model has been proposed which determines the standard and residual life of the main fan with the account of the changing load.*
Results and analysis. *As a result of studying the impact of destructive factors on the main functional parts of the main fan, an equation has been proposed, which takes into account the physical properties of the material the fan elements are made of together with the quantitative effect of the external physical factors on the machine's operation. Research results show that the resource of the main fans should be determined based on the useful life of the machine's major component, i.e. mainshaft, with the account of the machine's operation mode.*
Conclusions and scope of results. *Circuit designs of mine ventilation plants predetermine the main fans service life. The service life should be established at the stage of the detail design with the account of the differential analysis of the destructive factors, structural features, intensity and operation modes of ventilation plants. The proposed methodology for main mine fans residual life determination is applied in expert organizations and Guidances on the determination of residual life of main mine fans which operate under the excess of the standard service life. The methodology may also be applied by project organizations to determine the design service life for the constructed main ventilation installations.*

Key words: *fan; main ventilation installation; residual life; reliability analysis; main fan; mathematical simulation; fan layout diagrams; fans operation.*

REFERENCES

1. Gerike B. L., Gerike P. B. Main fans residual life assessment. In: *Knowledge intensive technologies of mineral development and exploitation*. 2014; 1: 47–49. (In Russ.)
2. Gerike B. L., Shakhmanov V. N. Main mine fans technical condition monitoring by the parameters of mechanical oscillations. In: *The prospects of Russian coal mining regions innovative development: proceedings of 4th International science to practice conf*. Prokopyevsk; 2014. p. 278–282. (In Russ.)
3. Ivashchenko E. P., Marchenko A. Iu., Iudkin B. Iu., Marchenko M. Iu., Saltanov S. N., Barinov I. M., Vikulov E. A. Estimation of the main fan service life. In: *Current issues of improving the efficiency and safety of mining and oilfield equipment operation*. 2015; 1: 234–238. (In Russ.)
4. Li-Ping Shi, Li Han, Ke-Wu Wang, Chuan-Juan Zhang. Mine ventilator fault diagnosis based on information fusion technique. *Procedia Earth and Planetary Science*. 2009; 1(1): 1484–1488.
5. Rusinski E., Czmochowski J., Moczko P., Pietrusiak D. Monitoring and testing of high power industrial fans vibration. *Procedia Engineering*. 2017; 199: 2190–2195.
6. Pang Zhenan, Sheng Si Xiao, Hu Chan-Hua, Zhang Jianxun, Pei Hong. A review on modeling and analysis of accelerated degradation data for reliability assessment. *Microelectronics Reliability*. 2020; 107: 113602.
7. Berenov D. I. *Stress analysis of the component parts*. Moscow: Mashgiz Publishing; 1959. (In Russ.)
8. Serensen S. V., Kogaev V. P., Shneiderovich R. M. *The bearing capacity and stress analysis of machine elements*. Moscow: Mashinostroenie Publishing; 1975. (In Russ.)
9. Krasiuk A. M., Kosykh P. V. Calculating bending vibrations of main axial mine fan rotor shaft. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh = Journal of Mining Science*. 2016; 3: 80–89. (In Russ.)
10. Ivashchenko E. P., Marchenko A. Iu., Iudkin B. Iu., Marchenko M. Iu., Saltanov S. N., Barinov I. M., Vikulov E. A. Regarding the issue of calculating the first torsional critical speed of shafts in main fans. In: *Current issues of improving the efficiency and safety of mining and oilfield equipment operation*. 2015; 1: 228–233. (In Russ.)
11. Andries J. H. Nel, Deon C. Arndt, Jan C. Vosloo, Marc J. Mathews. Achieving energy efficiency with medium voltage variable speed drives for ventilation-on-demand in South Africa. *Journal of Cleaner Production*. 2019; 232: 379–390.
12. Gendler S. G., Nguen T. Kha. Rationale for the rational means of providing excavation sites with air at the operating coal shafts of Vietnam as soon as mining goes deeper. *Zapiski Gornogo instituta = Journal of Mining Institute*. 2018; 234: 652–657. (In Russ.)

Received 8 June 2020

Information about authors:

Valerii F. Kopachev – PhD (Engineering), Associate Professor, associate professor of Engineering Mechanics Department, Ural State Mining University. E-mail: u1331@yandex.ru

Для цитирования: Копачев В. Ф. Обоснование срока службы вентиляторов главного проветривания в условиях переменной нагрузки // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 6. С. 102–108. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-102-108
For citation: Kopachev V. F. Rationale for main fans service life in the conditions of changing load. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 6: 102–108 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-102-108

DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-109-120

Rating the speed of the shearer's electric motor drive load automatic control

Dmitrii M. Shprekher[1]*, Gennadii I. Babokin[2], Evgenii B. Kolesnikov[3], Aleksandr V. Zelenkov[1],
[1] Tula State University, Tula, Russia
[2] National University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russia
[3] Novomoskovsk Institute (branch) of Dmitry Mendeleev University of Chemical Technology of Russia, Novomoskovsk, Russia
e-mail: shpreher-d@yandex.ru

Abstract

Introduction. *It is possible to improve productivity, effectiveness, and cost-efficiency of coal extraction due to the efficient use of physical resources, technical upgrade of mechanized longwall equipment, and introduction of advanced technologies and control methods. The existing method of shearer electric motor drive automation based on the automated load controller of Uran type has a significant drawback of low speed. In case the actuator (A) meets solid rock and the shearer's (S) speed is not changed, it may result in heavy shock loads on A and its transmission, therefore, increased wear of the cutter or machine's breakage, leading to production loss due to the reduced speed of travel along the face. The foregoing demands higher standards of the load controller's speed, making the task of improving the control system's development a relevant scientific task.*

Research aim *is to synthesize the neural tuner for the coefficients of the proportional-integral controller (PI controller) in the control system of a shearer with increased speed as compared to the existing standard controllers. The research also aims to estimate its efficiency by the method of mathematical simulation.*

Methodology. *Mathematical model has been developed which has made it possible to compare the performance of standard controllers with an adaptive PI controller. The structure and parameters of the neural network underlying the controller have been substantiated. The proposed controller was compared to the standard PI controller and to the MPC controller (microprocessor-based speed controller) by the method of simulation experiment.*

Research results. *The adaptive PI controller has been synthesized based on the neural network which allows changing the coefficients of the PI controller as soon as coal strength changes.*

Summary. The simulation experiment has shown that the PI controller with the neural network tuner for its coefficients in the control system will make it possible to increase the load controller's speed by 1.5 to 3 times on average as compared to the classical controller. Therefore, it is going to be possible to avoid critical overload and breakage of mechanical parts in the shearer's transmission in case of the sudden contact of its actuator with solid inclusion.

Key words: *shearer; PI controller; MPC controller; coal strength; modelling; neural network; speed.*

Introduction. It is possible to improve productivity, effectiveness, and cost-efficiency of coal extraction due to the efficient use of physical resources, technical upgrade of mechanized longwall equipment, and introduction of advanced technologies and control methods.

Fig. 1 represents the block diagram of the shearer's (S) automated control [1].

The cutting drive includes a uncontrolled asynchronous electric motor M1 which rotates the actuator (A) equipped with cutters through the reducer. The feeding unit is the frequency-controlled asynchronous electric drive which consists in a frequency changer (FC) which feeds asynchronous motors (M2 and M3) activating propulsion devices D1 and D2 and the chainless feeder (CF). In order to provide full load of the cutting electric motor in the shearer's electric drive (ED) control system, the load controller (LC) is used. It is aimed at maintaining the cutting electric motor M1 nominal power by changing the shearer's travel speed along the face V_f. Cutting electric motors load is determined by the thickness of the chip cut by the screws and broken coal strength which changes in a rather wide range.

In the diagram in fig. 1 to the input of the LC from the comparison element, a mismatch signal e is supplied, equal to the difference between the reference cutting current i_r and its actual value i_c.

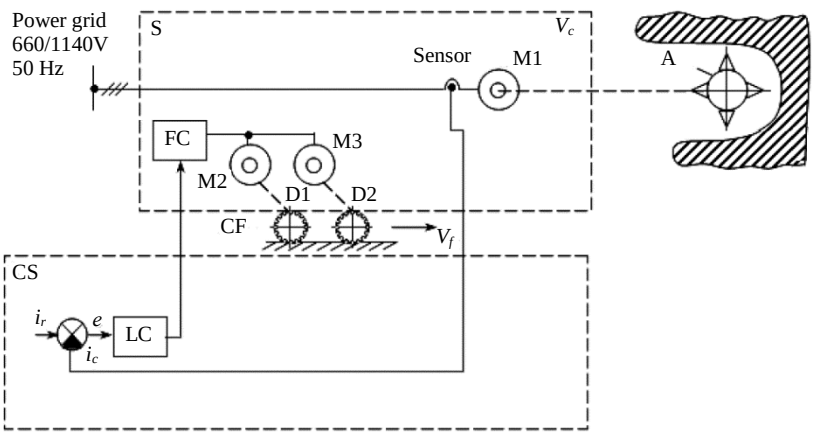

Fig. 1. Block diagram of the shearer's automated control
Рис. 1. Структурная схема автоматического управления ОК

The existing method of shearer electric motor drive automation based on the automated load controller of Uran type [2] has a significant drawback of low speed. System's speed in this case is determined by the time of transition. It is a well-known fact that shearer drive load depends on the coal strength, solid inclusions, cutters blunting, etc. If the actuator (A) meets solid rock and the shearer's (S) feed speed is not changed, it may result in heavy shock loads on A and its transmission, therefore, causing increased wear of the cutter or machine's breakage, leading to production loss due to the reduced speed of travel along the face [3].

The foregoing demands higher standards of the speed of the load controller. So the task of developing an adaptive load controller of the shearer's electric drive ensuring maximum speed of the control system is a relevant scientific task.

Analysis of literature on the subject. Scientific publications of native and foreign scientists are dedicated to problems in the field of shearer's operation modes automation. Work [4] described the study of the shearer with the remote feed system based on the slip coupling; research [5] investigated into the problems of dynamics and optimization of carrying system parameters of the shearers under random load; [6, 7] made an attempt of predicting the load acting on the drive of the cutter-loader. Works [8, 9] engineered the devices for coal shearers automated control. Works [10, 11] were dedicated to the problem of controlling complex technical objects by building their mathematical models which further determined the algorithm of control. [12] resulted

in the suggestion to use smart controllers in the shearer's control system based on fuzzy logic and neural networks (NN). [13] made some attempts in realizing the control by smart controllers with fuzzy logic, while [14] tried to do it with standard neural controller Matlab. However, all works considered the shearer in a simplified way, by one or several dynamical elements the coefficients of which were constant. In reality, it is a complex object with a large number of nonlinearities.

Research aim is to synthesize the neural tuner, which will solve the problem of the input data generalization and provide the optimal, earlier obtained by the expert, coefficients of the PI controller in the conditions of changing controlled object parameters in order to ensure the required quality of transition.

Subject matter. Control systems with classical PI controllers. The majority of industrial controllers apply the PI algorithm. They are so popular due to simple design, ease of use, clear functioning, ability to solve the majority of practical tasks, and low cost [15].

Table 1. Parameters of PI controller coefficients at various values of coal resistance to cutting

Таблица 1. Параметры коэффициентов ПИ-регулятора при различных значениях сопротивляемости угля резанию

Coal resistance to cutting, N/mm	Proportional coefficient K_P	Integral coefficient K_I
150–300	0.45	3.8
300–350	0.36	3.2
350–400	0.32	2.8
400–450	0.3	2.6
450–500	0.28	2.4
500–550	0.25	2.2
550–600	0.23	2.0
600–650	0.22	1.8
650–700	0.21	1.7
700–750	0.2	1.6
750–800	0.19	1.45
800–850	0.185	1.4
850–900	0.175	1.35
900–950	0.172	1.32
950–1000	0.169	1.26

PI controller uses current and past data on the error of control to manage the system with a feedback; proportional coefficient is responsible for the current information; integral coefficient answers for past information storage and further accounting [16]. PI controller continuously computes error $e(t)$, which represents the difference of the signal (setpoint) $r(t)$ and the measured output of the system $y(t)$, and forms the control action $u(t)$ for the system based on the proportional P and integral I items $e(t)$. Mathematically it is written as follows:

$$u(t) = K_P e(t) + K_I \int_0^t e(\tau) d\tau, \quad (1)$$

where K_P and K_I are proportional and integral coefficients.

For variations in coal resistance to cutting with the help of the Ziegler–Nichols method, the PI controller was tuned by the criterion of transition minimum time. The results are presented in table 1.

The analysis of the table showed that the PI controller allowable for a particular mode is unfitted for the other mode. PI controller's coefficients therefore should possess parameters which drift over time, and due to that once tuned PI controller won't be able to reach the aim of control in the process of the controlled object (CO) operation. As a result, constant tuning of PI controller's coefficients is required [17].

Besides, the majority of real controlled objects have nonlinear characteristics which change in the process of operation, while they are overwhelmingly controlled by linear PI controllers. The coefficients of such controllers are often selected especially for the particular state of the object. However, in case the object transfers into other states (for instance, change in coal strength or shearer's actuator contact with solid inclusion) these values of the coefficients no longer make for obtaining the required quality of transitions. The foregoing results in the reduced quality of control [18], speed reduction and increased dynamic load in transmission.

Model predictive control (MPC). This method consists in searching for an optimal control in the bounded interval.

The main aim the model predictive control may be pictured as follows: there is control input of the object $u(t)$ and the output controlled variable $y(t)$, and $r(t)$ is the desired amount (dependence) of the controlled variable change.

The gist of the method is to find some sequence of the controlled variable values $u(t)$, which will make it possible to ensure the best trajectory for the controlled variable $y(t)$. Estimated control actions sequence length $u(t)$ is a fixed quantity called the control horizon. The desired sequence of control action values is found as a result of a particular optimization problem.

The following objective functional is used for optimization [19]. The functional contains the quadrature misalignment between the predicted output variable of the controlled object $y(t)$ and the desired trajectory $r(t)$. When selecting optimal values of the controlled variable $u(t)$ the controller aims at minimizing the functional which is presented by the expression

$$J = \sum_{i=k}^{k+he} [r(i) - y(i)]^2 + \sum_{i=k}^{k+hu} [u(i) - u(k)]^2,$$

where $k = 1, 2, \ldots, \infty$; he is the number of steps in the prediction of the controlled variable $y(t)$ behavior (prediction horizon); hu is the length of control action future values sequence $u(t)$ (control horizon).

After the computed optimal control action u(t) is fed to the controlled object, at the next step the whole procedure is repeated again with the account of new information received.

Adaptive controller based on the neural network. Artificial neural networks (ANN) can be used in various configurations in control. It is connected with the fact that NN possess nonlinear properties and the ability to learn which gives adaptive properties to neural control systems.

Adaptive two-level circuits are of a great interest [20] with a base PI controller at the lower level and a tuner which coordinates the operation of the base controller at the upper level.

A block diagram of such control is shown in fig. 2.

Let us transform the continuous PI controller described by equation (1) into a discrete form by substituting an integration operator for a finite sum [18]. Then

$$u(k) = K_P e(k) + K_I \sum_{j=0}^{k} e(j),$$

where k is a time step (simulation step), $e(k)$ is a control error in discrete time, $u(k)$ is a control signal in discrete time.

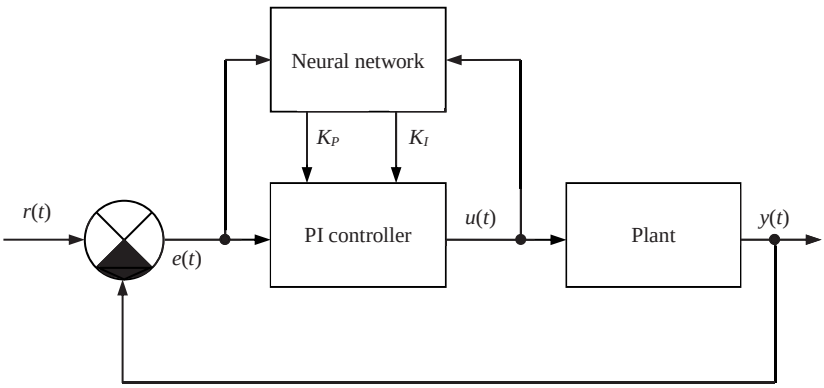

Fig. 2. Block scheme of the adaptive tuner for PI controller's coefficients based on NN

Рис. 2. Структурная схема адаптивного настройщика коэффициентов ПИ-регулятора на базе НС

Then control signal correction (change) is

$$\Delta u(k) = K_P[e(k) - e(k-1)] + K_I e(k).$$

At the same time $\Delta u(k) = u(k) - u(k-1)$. Then

$$u(k) - u(k-1) = K_P[e(k) - e(k-1)] + K_I e(k),$$

and

$$u(k) = K_P\left(e(k) - e(k-1)\right) + K_I e(k) + u(k-1). \quad (2)$$

In other words, PI controller, according to (2), has to actually have some information on mismatch in real time, mismatch at the moment a step back, and on the control signal a step back. Consequently, NN under consideration must have 3 inlets and 2 outlets (fig. 3). Inlets are selected working conditions of the system; coefficients K_P and K_I of the PI controller are the outlets.

The neurons number of the NN shown in fig. 3 equals correspondingly to: j – for an input layer, i – for an inner layer and l – for an output layer.

Inner layer neurons behavior is described by the following equations [20]:

$$O_i^{(2)} = f_i\left(net_i^{(2)}\right); \qquad net_i^{(2)} = \sum_{1}^{j} w_{ij}^{(2)} O_j^{(1)}.$$

Similarly, for the neurons of the output layer we obtain

$$O_l^{(3)} = f_l\left(net_l^{(3)}\right),\ l = 1, 2; \qquad net_l^{(3)} = \sum_1^l w_{li}^{(3)} O_i^{(2)},$$

where O_j, O_i and O_l are the output values of the input, buried and output layers correspondingly; w_{li} – connection strength between the i-element of the buried layer and l-element of the output layer; w_{ij} – connection strength between the j-element of the input layer and the i-element of the buried layer; net_i, net_l – weighted sum of buried and output layers correspondingly; f_i and f_l are the activation function of the buried and output layers correspondingly.

For the buried layer, let us accept the sigmoid activation function $f(net_i^{(2)}) = \dfrac{1}{1+e^{-neti}}$, and for the output layer – linear function $f(net_l^{ù}) = net_l$.

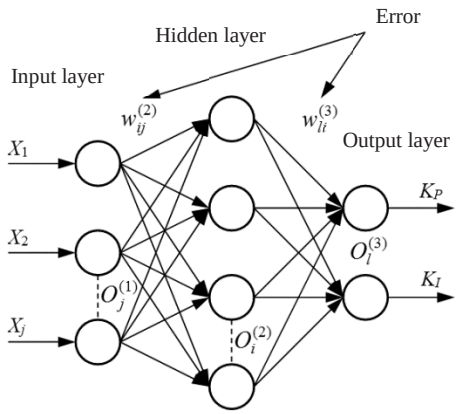

Fig. 3. The structure of the neural network applied to tune the PI controller's coefficients
Рис. 3. Структура нейронной сети, применяемой для настройки коэффициентов ПИ-регулятора

Neural network was trained with the help of Levenberg–Marquardt algorithm [21]. NN was trained with the help of this method to obtain the minimization of the objective function E which is generally a mean-square error calculated in the output layer of the network as a half of the sum of differences of desired and actual outputs of output layer elements squared:

$$E(w) = \frac{1}{2}\sum_{i=1}^{M}[e_i(w)]^2 = \sum_{i=1}^{M}[d_i - y_i]^2 \to \min,$$

where $e_i(w)$ is a function of NN error across the training set, d_i – the desired output of the i-element of the output layer; y_i – the actual output of the i-element of the output layer, and M is the number of the inlets.

This method of training was implemented in Matlab software according to the recommendations of work [22]. For the designed network the number of neurons of the buried layer is accepted as equal to 20.

Mathematical model of the shearer as a control object and its full description are presented in [11, 12].

In the course of NN training, material resistance to cutting was simulated by Random Sourcer block which generated evenly distributed random numbers within the range of

250 to 1000 N/mm with an interval of 2 s. Additionally a program has been implemented which compares strength values and proportional and integral coefficients of the PI controller obtained earlier for each discrete strength value. Intermediate coefficients of the controller were calculated by spline interpolation implemented in Matlab Function block.

In order to test the comparative analysis of three options of controllers in the shearer's control system, i.e. the PI controller with constant coefficients, the MPC controller and the PI controller with the neural tuner for its coefficients, a simulation model has been worked out implemented in Simulink and represented in fig. 4.

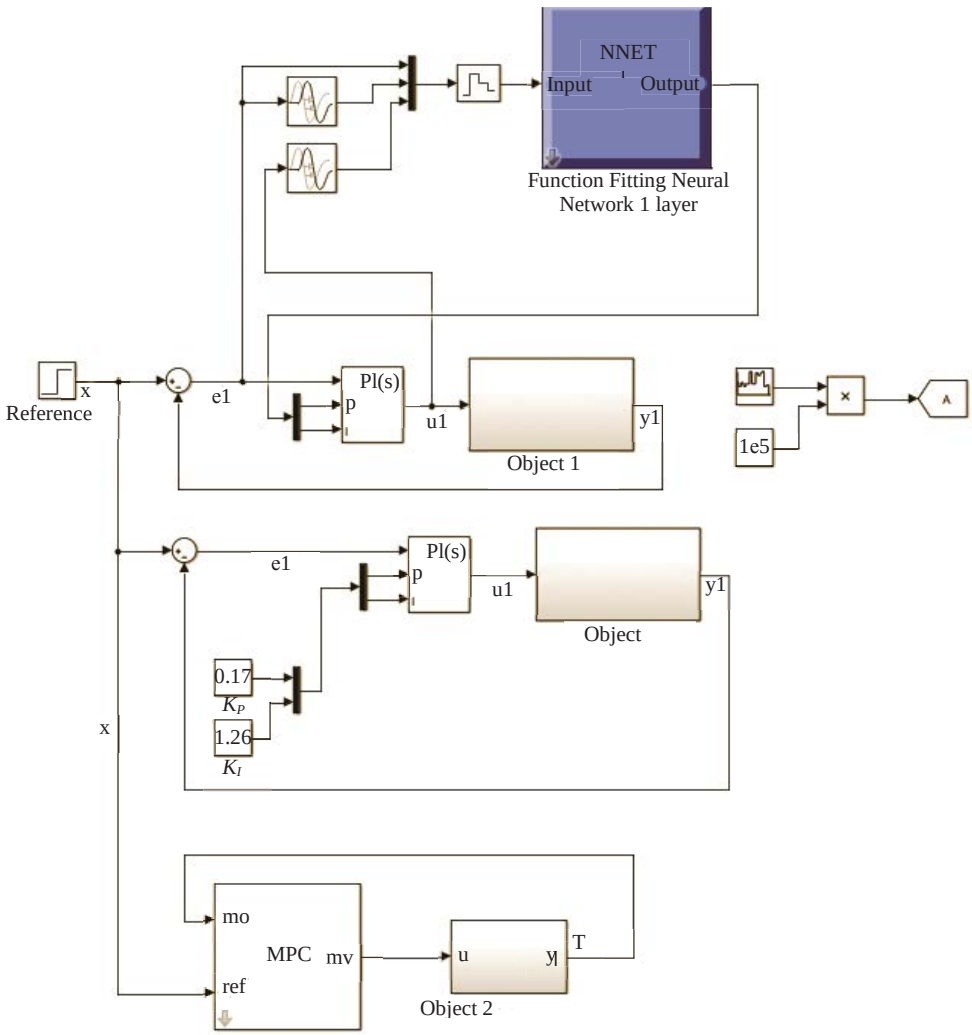

Fig. 4. Simulation model of CS comparison
Рис. 4. Имитационная модель сравнения систем управления

Fig. 5 presents simulation results. It can be seen from graphs *b* and *c* of fig. 5 that as soon as coal strength changes within 150–450 N/mm, the speed of a typical PI controller has made up 0.97 s with load on and 1.4 s with load-off; as soon as coal strength changes within 400–800 N/mm, the speed of a typical PI controller has made up 0.66 s with load on and 1.25 s with load-off.

MPC controller as compared to typical PI controller does not significantly affect the time of transition, but increases the variability of feed rate in transient modes.

As soon as coal strength changes within 150–450 N/mm, the speed of the PI controller with the neural tuner made up 0.37 s with load-on and load-off; as soon as coal strength changes within 400–800 N/mm, the speed made up 0.43 s with load-on and load-off.

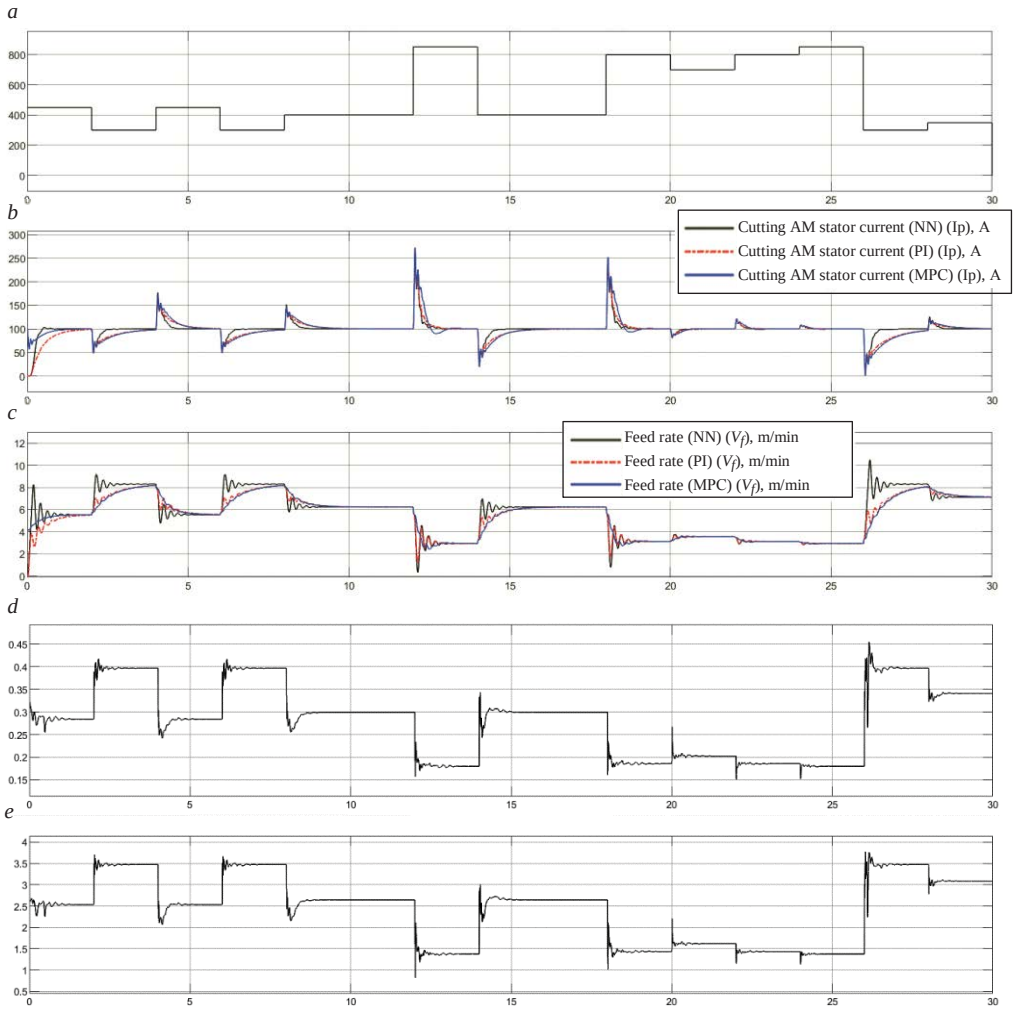

Fig. 5. The results of comparing the classical PI controller and the controller with the neural tuner of its coefficients:
a – material resistance to cutting (A), N/mm; *b* – cutting AM stator current (Ip), A; *c* – feed rate V_f, m/min; *d* – proportional coefficient K_P; *e* – integral coefficient K_I

Рис. 5. Результаты сравнения работы классического ПИ-регулятора и регулятора с нейросетевым настройщиком его коэффициентов:
a – сопротивляемость материала резанию (A), Н/мм; *b* – ток статора АД резания (Ip), A; *c* – скорость подачи $V_п$, м/мин; *d* – пропорциональный коэффициент K_P; *e* – интегральный коэффициент K_I

It can be seen from graphs *d* and *e* of fig. 5 that the coefficients of the PI controller which provide the required quality of transition change significantly depending on load variation (coal strength). It is also apparent that their behavior is significantly nonlinear, and it justifies the use of NN to tune the coefficients of PI controller under variable parameters of the control system.

So, the application of the PI controller with the neural tuner will make it possible to significantly improve the speed of the load controller by 1.5 to 3 times on average, thus

ensuring the reduction of dynamic load in the shearer's transmission when working at solid inclusions and during possible arrest of an actuator, increase in the time of the cutting electromotor nominal operation mode and so improve the shearer's reliability and capacity.

Summary. Within the framework of this research it has been proposed to apply the PI controller the coefficients of which will adapt to the outer conditions of the shearer's operation under sudden load change (coal strength) in order to improve the speed of the control system. Correct operation of the synthesized controller was checked with the help of computer simulation.

The quality of transition under the operation of three controllers has been compared: classical PI controller with constant coefficients, MPC controller, and adaptive PI controller with neural tuner of its coefficients.

PI controller with neural tuner has shown the best result which will make it possible to improve the speed of the load controller by 1.5 to 3 times on average as compared to the classical controller, and consequently, eliminate critical overloads and possible breakage of mechanical parts in the shearer's transmission in case of its actuator's sudden contact with a solid inclusion.

The proposed approach may be used when solving other practical tasks as well, where the controlled object is nonlinear and the control algorithm has to adapt to changing state of the object. The obtained results are meant to be further used to improve shearer's control system.

REFERENCES

1. Babokin G. I., Gnatiuk T. A. Estimating the robustness of shearer electric motor drive control system for various load tuners. *Izvestiia Tulskogo gosudarstvennogo universiteta. Tekhnicheskie nauki = Proceedings of the Tula State University. Engineering Sciences.* 2013; 2: 10–15. (In Russ.)

2. Starikov B. Ia., Azarkh V. L., Rabinovich Z. M. *Asynchronous electric drive of shearers.* Moscow: Nedra Publishing; 1981. (In Russ.)

3. Liu C., Qin D., Liao Y. Electromechanical dynamic analysis for the drum driving system of the long-wall shearer. *Advances in Mechanical Engineering*. 7(10): 2015.

4. Dubinin S. V. *Reducing dynamic load and increasing the efficiency of shearer remote feed: abstract of PhD in Engineering diss*. Donetsk; 1991. (In Russ.)

5. Boiko N. G. *Optimizing the parameters of shearer carrying systems*. Donetsk: DonSTU Publishing; 2012. (In Russ.)

6. Gorbatov P. A., Perinskii M. V. Mathematical models predicting maximum loads in the subsystems of shearer drive based on simulation modeling. In: *Mechatronic mining equipment – 2010: Proceedings of International Science and Technology Conference*. Donetsk: DonSTU Publishing; 2010. p. 25–34. (In Russ.)

7. Zubarev S. G. Improving the system of coal shearer feed by predicting the load. *Tekhnologicheskii audit i rezervy proizvodstva = Technology Audit and Production Reserves*. 2014; 6; 4(20): 17–20.

8. Ivanov A. S. *Developing the nonlinear system of mining machine cutting electric motor drive load control system: PhD in Engineering diss*. Novokuznetsk: 2010. (In Russ.)

9. Kolesnikov E. B. *Developing and studying the feed mechanism of the shearer with variable-frequency drive: abstract PhD in Engineering diss*. Moscow: 1996. (In Russ.)

10. Tkachev V. V., Bublikov A. V. *Using simulation modeling to investigate the automatic control system of the cutter-loader*. Dnepropetrovsk: Dnipro University of Technology Publishing; 2015. (In Russ.)

11. Babokin G. I., Shprekher D. M., Kolesnikov E. B. Mathematical modeling of electric drive of the coal combine with the built-in system of movement. *Izvestiia Tulskogo gosudarstvennogo universiteta. Tekhnicheskie nauki = Proceedings of the Tula State University. Engineering Sciences.* 2019; 3: 645–651. (In Russ.)

12. Shprekher D. M., Babokin G. I., Kolesnikov E. B., Zelenkov A. V. Study loading dynamics for adjustable electric drive of shearer loader. *Izvestiia Tulskogo gosudarstvennogo universiteta. Tekhnicheskie nauki = Proceedings of the Tula State University. Engineering Sciences.* 2020; 2: 514–525. (In Russ.)

13. ZhaoYi-Hui. Constant power automatic control system of electric haulage shearer based on fuzzy control. *Coal Mine Electromechanical*. 2012; 12: 41–43.

14. Zhou Yuan-Hua, Ma Hong-Wei, Wu Hai-Yan, Zhao You-Jun. Constant cutting-power control of shearer based on neural network model predictive control. *Switzerland. Trans. Tech. Publication*. 2013; 823: 340–344.

15. Aström K. J. and Hagglund T. *Advanced PID Control*. ISA, Boston, 2006.

16. Kiam Heong Ang, G. Chong, and Yun Li. *PID control system analysis, design, and technology*. 2005; 13: 559–576.

17. Aleksandrov A. G., Palenov M. V. Adaptive PID controllers: state-of-the-art and future developments. *Avtomatika i telemekhanik = Automation and Remote Control*. 2014; 2: 16–30. (In Russ.)

18. Eremenko Iu. I., Poleshchenko D. A., Glushchenko A. I., Iarmuratii D. Iu. On PID controller intellectual adaptation parameters to reduce control process energy usage. In: *Scientific Gazette. Ser. History. Political science. Economics. Information science*. 2013; 22(165); 28: 210–217. (In Russ.)

19. Nadezhdin I. S., Goriunov A. G., Manenti F. Control systems of a non-stationary plant based on MPC and PID type fuzzy logic controller. *Upravlenie bolshimi sistemami = Analysis and Synthesis of Control Systems*. 2018; 75: 50–75. (In Russ.)

20. Zhenyu Jia, Kim Byeongwoo. Direct torque control with adaptive PI speed controller based on neural network for PMSM drives. *International Conference on Electrical Engineering, Control and Robotics*. Chengdu, China, January 12–14, 2018. doi.org/10.1051/matecconf/201816002011

21. Osovskii S. *Neural networks for data processing: translation from Polish*. Moscow: Finansy i statistika Publishing; 2002. (In Russ.)

22. Medvedev V. S., Potemkin V. G. (ed.) *Neural networks. Matlab 6.* Moscow: Dialog-MIFI Publishing; 2001. (In Russ.)

Received 25 May 2020

Information about authors:

Dmitrii M. Shprekher – DSc (Engineering), Associate Professor, professor of the Department of Electrical Engineering and Electrical Equipment, Tula State University. E-mail: shpreher-d@yandex.ru
Gennadii I. Babokin – DSc (Engineering), Professor, professor of the Department of Energy Industry and Energy Efficiency, Mining Institute of the National University of Science and Technology MISIS. E-mail: babokinginov@yandex.ru
Evgenii B. Kolesnikov – PhD (Engineering), Associate Professor, associate professor of Industrial Power Supply Department, Novomoskovsk Institute (branch) of Dmitry Mendeleev University of Chemical Technology of Russia. E-mail: kolesnikov55@mail.ru
Aleksandr V. Zelenkov – PhD student, Department of Electrical Engineering and Electrical Equipment, Tula State University. E-mail: sashazelnkv@mail.ru

УДК 62-83-52.001.5;075.8 DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-109-120

Оценка быстродействия системы автоматического регулирования нагрузки электропривода очистного комбайна

Шпрехер Д. М.[1], Бабокин Г. И.[2], Колесников Е. Б.[3], Зеленков А. В.[1]
[1] Тульский государственный университет, Тула, Россия.
[2] Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Москва, Россия.
[3] Новомосковский филиал (институт) Российского химико-технологического университета, Новомосковск, Россия.

Реферат

Введение. *Эффективное использование материальных ресурсов, техническое перевооружение очистных механизированных комплексов, внедрение прогрессивных технологий и способов управления дают возможность повысить производительность, эффективность и экономичность выемки угля. Существующий способ автоматизации электропривода горных комбайнов, основанный на автоматическом регуляторе нагрузки типа «Уран» обладает существенным недостатком, заключающимся в низком быстродействии. В случае, если исполнительный орган (ИО) встретит твердую породу и скорость подачи очистного комбайна (ОК) не будет быстро изменена, это может привести к большим ударным нагрузкам на ИО и его трансмиссию. Как следствие, повышенный износ режущего инструмента или поломка комбайна, а значит, потеря добычи за счет уменьшения скорости перемещения вдоль линии забоя. Изложенное предъявляет повышенные требования к быстродействию регулятора нагрузки. Поэтому повышение эффективности разработки его системы управления является актуальной научной задачей.*

Цель работы. *Синтез нейросетевого корректора коэффициентов пропорционально-интегрального регулятора (ПИ-регулятора) в системе управления ОК, обладающего повышенным быстродействием по сравнению с существующими типовыми регуляторами, и оценка его эффективности методом математического моделирования.*

Методология. *Разработана имитационная математическая модель, позволяющая сравнить результаты работы типовых регуляторов и адаптивного ПИ-регулятора, обоснована структура и параметры нейронной сети, которая лежит в основе такого регулятора. Проведено сравнение методом модельного эксперимента предложенного регулятора с типовым ПИ-регулятором и МРС-регулятором (микропроцессорный регулятор скорости).*

Результаты. *Синтезирован адаптивный ПИ-регулятор, в основе которого лежит нейронная сеть, позволяющая изменять коэффициенты ПИ-регулятора при изменении такого параметра, как крепость угля.*

Выводы. *Модельный эксперимент показал, что ПИ-регулятор с нейросетевым подстройщиком его коэффициентов в системе управления позволит повысить быстродействие регулятора нагрузки в среднем от 1,5 до 3 раз по сравнению с классическим регулятором, а значит, избежать критических перегрузок и возможной поломки механических частей в трансмиссии ОК при внезапной встрече его ИО с твердым включением.*

Ключевые слова: *очистной комбайн; ПИ-регулятор; МРС-регулятор; крепость угля; моделирование; нейронная сеть; быстродействие.*

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бабокин Г. И., Гнатюк Т. А. Оценка робастности системы управления электроприводом комбайна для различных регуляторов нагрузки // Известия Тульского государственного университета. Технические науки. 2013. № 2. С. 10–15.

2. Стариков Б. Я., Азарх В. Л., Рабинович З. М. Асинхронный электропривод очистных комбайнов. М.: Недра, 1981. 281 с.

3. Liu C., Qin D., Liao Y. Electromechanical dynamic analysis for the drum driving system of the long-wall shearer // Advances in Mechanical Engineering. Vol. 7. Issue 10. 2015. P. 1–14

4. Дубинин С. В. Снижение динамических нагрузок и повышение эффективности вынесенной системы подачи очистного комбайна: автореф. дис. … канд. техн. наук. Донецк, 1991. 209 с.

5. Бойко Н. Г. Оптимизация параметров силовых систем очистных комбайнов. Донецк: ДонНТУ, 2012. 214 с.

6. Горбатов П. А., Перинский М. В. Математические модели для прогнозирования максимальных нагрузок в подсистемах привода очистных комбайнов на основе имитационного моделирования // Мехатронное горное оборудование – 2010: науч. тр. междунар. науч.-техн. конф. Донецк: ДонНТУ, 2010. С. 25–34.

7. Зубарев С. Г. Совершенствование системы подачи угольного комбайна путем прогнозирования нагрузки // Технологический аудит и резервы производства. 2014. Т. 6. № 4(20). С. 17–20.

8. Иванов А. С. Разработка нелинейной системы управления нагрузкой электропривода резания проходческого комбайна: дис. … канд. техн. наук. Новокузнецк, 2010. 160 с.

9. Колесников Е. Б. Разработка и исследование механизма подачи очистного комбайна с частотно-регулируемым электроприводом: автореф. дис. … канд. техн. наук. Москва, 1996. 20 с.

10. Ткачев В. В., Бубликов А. В. Использование имитационного моделирования для исследования системы автоматического управления добычным комбайном. Днепропетровск: НГУ. 2015. 182 с.

11. Бабокин Г. И., Шпрехер Д. М., Колесников Е. Б. Математическое моделирование электропривода очистного комбайна с встроенной системой перемещения // Известия Тульского государственного университета. Технические науки. 2019. № 3. С. 645–651.

12. Шпрехер Д. М., Бабокин Г. И., Колесников Е. Б., Зеленков А. В. Исследование динамики нагружения регулируемого электропривода очистного комбайна // Известия Тульского государственного университета. Технические науки. 2020. № 2. С. 514–525.

13. ZhaoYi-Hui. Constant power automatic control system of electric haulage shearer based on fuzzy control // Coal Mine Electromechanical. 2012. Vol. 12. P. 41–43.

14. Zhou Yuan-Hua, Ma Hong-Wei, Wu Hai-Yan, Zhao You-Jun. Constant cutting-power control of shearer based on neural network model predictive control // Switzerland. Trans. Tech. Publication. 2013. Vol. 823. P. 340–344.

15. Aström K. J. and Hagglund T. Advanced PID Control. ISA, Boston, 2006.

16. Kiam Heong Ang, G. Chong, and Yun Li. PID control system analysis, design, and technology. 2005. No. 13. P. 559–576.

17. Александров А. Г., Паленов М. В. Состояние и перспективы развития адаптивных ПИД-регуляторов // Автоматика и телемеханика. 2014. № 2. С. 16–30

18. Еременко Ю. И., Полещенко Д. А., Глущенко А. И., Ярмуратий Д. Ю. Об интеллектуальной адаптации параметров ПИД-регулятора для снижения энергопотребления управляемого процесса // Научные ведомости. Сер. История. Политология. Экономика. Информатика. 2013. № 22(165). Вып. 28. С. 210–217.

19. Надеждин И. С., Горюнов А. Г., Маненти Ф. Системы управления нестационарным объектом на основе МРС-регулятора и ПИД-регулятора с нечеткой логикой // Управление большими системами. 2018. Вып. 75. С. 50–75.

20. Zhenyu Jia, Kim Byeongwoo. Direct torque control with adaptive PI speed controller based on neural network for PMSM drives // International Conference on Electrical Engineering, Control and Robotics. Chengdu, China, January 12–14, 2018. doi.org/10.1051/matecconf/201816002011

21. Осовский С. Нейронные сети для обработки информации: пер. с польского. М.: Финансы и статистика, 2002. 344 с.

22. Медведев В. С., Потемкин В. Г. Нейронные сети. Matlab 6: под общ. ред. В. Г. Потемкина. М.: Диалог-МИФИ, 2001. 630 с.

Поступила в редакцию 25 мая 2020 года

Сведения об авторах:

Шпрехер Дмитрий Маркович – доктор технических наук, доцент, профессор кафедры электротехники и электрооборудования Тульского государственного университета. E-mail: shpreher-d@yandex.ru
Бабокин Геннадий Иванович – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры энергетики и энергоэффективности Горного института Национального исследовательского технологического университета «МИСиС». E-mail: babokinginov@yandex.ru
Колесников Евгений Борисович – кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры электроснабжения промышленных предприятий Новомосковского филиала (института) Российского химико-технологического университета им. Д. И. Менделеева. E-mail: kolesnikov55@mail.ru
Зеленков Александр Вадимович – аспирант кафедры электротехники и электрооборудования Тульского государственного университета. E-mail: sashazelnkv@mail.ru

Для цитирования: Шпрехер Д. М., Бабокин Г. И., Колесников Е. Б., Зеленков А. В. Оценка быстродействия системы автоматического регулирования нагрузки электропривода очистного комбайна // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 6. С. 109–120 (In Eng.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-109-120
For citation: Shprekher D. M., Babokin G. I., Kolesnikov E. B., Zelenkov A. V. Rating the speed of the shearer's electric motor drive load automatic control. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 6: 109–120. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-109-120

УДК 622.1:378 DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-121-127

100 лет Уральской высшей маркшейдерской школе

Гордеев В. А.
Почетный член Союза маркшейдеров России и Международного общества по маркшейдерскому делу (ISM)

Реферат
В статье дается историческая справка о создании и развитии Уральской маркшейдерской школы – кафедры маркшейдерского дела Уральского государственного горного университета – за 100 лет существования. Основателем и первым заведующим кафедрой был П. К. Соболевский. Среди выпускников кафедры – Д. Н. Оглоблин, Г. И. Вилесов, П. А. Рыжов, А. А. Игошин, П. П. Бастан, Г. Л. Фисенко, И. М. Петухов и многие другие известные ученые и производственники. Кафедра является базовой по подготовке маркшейдеров на Урале и в Западной Сибири.
Ключевые слова: *Уральский государственный горный университет; кафедра маркшейдерского дела; подготовка инженеров-маркшейдеров.*

В конце 1919 г. Уральский горный институт начал формировать новый профессорско-преподавательский состав. 16 сентября 1920 г. профессором астрономии и маркшейдерского искусства геологоразведочного факультета избирается Петр Константинович Соболевский. С этого дня и ведет отсчет времени кафедра маркшейдерского дела УГГУ.

В первые же годы работы в институте П. К. Соболевский организует горно-геометрическую, картографическую и астрономическую лаборатории, а также лабораторию магнитометрии (1924) и другие лаборатории прикладной геофизики. Для студентов-горняков (маркшейдерской специальности тогда еще не было) он читает курсы: сферическая тригонометрия, теория ошибок, маркшейдерское искусство и геофизические методы разведок. Чтобы обеспечить учебный процесс методической литературой, перерабатывает и издает на стеклографе лекционные курсы, читавшиеся им в Томском технологическом институте.

Наряду с учебной работой и обустройством кафедры П. К. Соболевский организовал проведение горно-геометрических и геофизических работ для горных предприятий Урала. В 1921 г. он создает первую на Урале службу времени, которая бесперебойно снабжает справками население и организации. В 1923–1924 гг. под руководством П. К. Соболевского проведена первая договорная работа «Составление пластовой карты Егоршинского каменноугольного месторождения».

Для выполнения работ широко привлекались студенты: Д. Н. Оглоблин, Г. И. Вилесов, П. А. Рыжов, П. А. Корольков, А. А. Юньков, А. А. Игошин, они возглавляли многочисленные горно-геометрические и геофизические экспедиции на уральские месторождения (Касли, Соликамск, Алапаевск, Невьянск, Ивдель, Богословск, Гумбейка, Бакал и др.).

На базе работ горно-геометрической и геофизической лабораторий в 1928 г. был создан Научно-исследовательский институт геофизических методов разведки и горной геометрии, организатором и научным руководителем которого стал П. К. Соболевский. На базе геофизических лабораторий кафедры маркшейдер-

ского искусства была создана кафедра геофизики, и П. К. Соболевский до своего отъезда в Москву в 1933 г. был ее заведующим (по совместительству).

Учитывая острую нехватку квалифицированных маркшейдерских кадров, П. К. Соболевский организует в 1925 г. курсы по подготовке ответственных маркшейдеров и их помощников. Наряду с подготовкой специалистов он усиленно работает над пропагандой научных знаний в широких кругах трудящихся, читает популярные лекции по астрономии, горному делу на промышленных предприятиях Свердловска и на шахтах Урала, преподает в воскресном рабочем университете, активно работает в Уральском обществе любителей естествознания.

По инициативе П. К. Соболевского в 1925 г. проводятся I Общесибирский съезд работников по маркшейдерскому делу в Томске и Маркшейдерский съезд Уральской области и Башкирской Республики в Свердловске, а в 1930 г. – 3-я расширенная сессия Президиума постоянной маркшейдерской комиссии при НТС каменноугольной и горнорудной промышленности в Свердловске.

В апреле 1928 г. рудничное отделение горного факультета окончили сразу 28 человек, один из них – Дмитрий Николаевич Оглоблин – был оставлен младшим ассистентом по кафедре маркшейдерского искусства и физических методов изысканий (таким тогда было название кафедры). С него ведется отсчет выпускников кафедры.

Заметим, что уральский вуз стал третьим вузом России, в котором состоялся выпуск маркшейдеров. Первым был Томский технологический институт (1911), затем Ленинградский горный институт (1926).

В начале 1930-х гг. штат кафедры существенно пополнился. С 1 сентября 1930 г. штатным профессором кафедры маркшейдерского искусства становится приглашенный из Сибирского технологического института доцент Владимир Флорианович Турчинский. Он читает курсы маркшейдерского дела, начертательной геометрии, маркшейдерского черчения, теории ошибок и способа наименьших квадратов.

В это время – с мая 1928 г. по октябрь 1931 г. – Д. Н. Оглоблин работает ассистентом (руководит практическими занятиями по маркшейдерскому искусству), а с октября 1931 г. по январь 1934 г. – исполняющим обязанности доцента. По окончании института остаются Г. И. Вилесов, А. А. Игошин, П. А. Рыжов. В конце 1933 г. П. К. Соболевский переводится в Москву для организации преподавания маркшейдерских дисциплин в Московском геологоразведочном институте, а впоследствии – в Московском горном институте. В 1933–1935 гг. кафедрой руководил профессор В. Ф. Турчинский. В июле 1935 г. на посту заведующего кафедрой его сменил доцент Д. Н. Оглоблин, защитивший вскоре кандидатскую диссертацию.

С 1934 г. по настоящее время учебная маркшейдерская практика проводится на шахтах Березовского рудника. Здесь студенты-маркшейдеры под руководством преподавателей выполняют весь комплекс маркшейдерско-геодезического обеспечения подземных горных работ – от создания подходной полигонометрии на поверхности до создания и ориентирования подземной полигонометрии, а также съемки горных выработок.

Д. Н. Оглоблин стал организатором Уральской группы Центрального научно-исследовательского маркшейдерского бюро (ЦНИМБ) – ныне Уральский филиал ВНИМИ, которая начала работу 1 января 1935 г. в Свердловске. Благодаря его незаурядным организаторским способностям в сравнительно короткое время были начаты натурные исследования сдвижения горных пород на угольных шахтах и рудниках Урала и Казахстана.

Выпускники кафедры уже в довоенное время хорошо зарекомендовали себя на производстве, возглавляя маркшейдерские службы многих уральских предприятий.

В годы Великой Отечественной войны подготовка маркшейдерских кадров не прекращалась. Выпуск специалистов в 1941–1945 гг. составил 147 человек. Выпуск 1941 г. состоялся в два этапа, практически все юноши-выпускники 1941 г. ушли на фронт, в том числе будущий Герой Советского Союза Андрей Михайлович Крутошинский.

В Свердловск были эвакуированы многие предприятия, в том числе Центральная группа ЦНИМБ, руководство которой взял на себя Д. Н. Оглоблин. Дмитрий Николаевич в 1942 г. назначается ректором института, он пробыл на этом посту всю войну. В связи с большой загруженностью в августе 1943 г. Д. Н. Оглоблин сложил с себя обязанности заведующего кафедрой, передав этот пост доценту А. А. Игошину. В 1946 г. А. А. Игошин становится проректором по учебной работе, и кафедру возглавил доцент Г. И. Вилесов.

С 1946 г. на протяжении трех десятилетий кафедру возглавлял Георгий Иванович Вилесов (1902–1979). Это был хороший организатор, очень трудолюбивый и ответственный человек, требовательный к себе, коллегам и студентам. В учебном процессе увеличивается удельный вес таких дисциплин, как организация и планирование горных работ, охрана недр и геометризация месторождений. За преподавателями закрепляются отдельные дисциплины, по всем читаемым курсам издаются учебно-методические материалы, выходят в свет учебники и монографии сотрудников кафедры: Рудаков М. Л. «Маркшейдерские работы при открытых разработках» (1950) и «Маркшейдерский учет горно-эксплуатационных работ на карьерах» (1952); Вилесов Г. И. и Ивченко А. Н. «Практикум по геометрии недр» (1956); Камшилов В. В. и Гаврилов Б. К. «Маркшейдерское дело на карьерах и приисках» (1969); Вилесов Г. И., Ивченко А. Н., Диденко И. М. «Методика геометризации месторождений» (1973).

Большая часть воспитанников кафедры успешно работает на горных предприятиях Урала, Казахстана, Дальнего Востока. Выпускники Уральской маркшейдерской школы обеспечили бесперебойную работу горных предприятий в трудные послевоенные годы восстановления нарушенного войной народного хозяйства, а также в период подъема социалистического строительства. Многие воспитанники кафедры возглавили крупные научные коллективы, кафедры маркшейдерского дела и геодезии в различных вузах страны, маркшейдерские службы горных предприятий, а некоторые выпускники стали руководителями крупных производственных коллективов.

Кафедра становится базой подготовки маркшейдеров для горных предприятий Урала и Западной Сибири. В период с 1947 по 1966 г. организованы и проведены пять Уральских совещаний работников маркшейдерской службы. С 1937 по 1975 г. подготовлено и издано 11 маркшейдерских выпусков Трудов Свердловского горного института.

Основное направление научных исследований кафедры в этот период – совершенствование и рационализация маркшейдерской службы горных предприятий Урала:

– теоретическое обоснование необходимой точности и новые методы маркшейдерских работ на карьерах (В. В. Камшилов, Б. К. Гаврилов, Н. Д. Ипполитов, П. П. Бастан, Н. А. Медовщикова);

– анализ горно-геометрической информации и изучение изменчивости показателей (Г. И. Вилесов, П. П. Бастан, А. В. Гальянов);

– разработка методики геометризации месторождений, прогнозирование качественных и количественных показателей месторождений (Г. И. Вилесов, А. Н. Ивченко, И. М. Диденко, П. П. Бастан, В. А. Коуров, А. В. Гальянов, С. А. Бекетова);

– разработка методики учета потерь и разубоживания полезных ископаемых (М. Л. Рудаков, А. Н. Ивченко, В. А. Коуров, А. В. Гальянов, И. М. Диденко, А. Т. Леонтьев);

– оценка устойчивости карьерных откосов (М. Л. Рудаков, В. В. Камшилов, Н. Д. Ипполитов, А. В. Шабурников, А. П. Бадулин);

– гироскопическое ориентирование шахт (Н. Д. Ипполитов, А. П. Бадулин, В. С. Воронов);

– создание и конструирование новых приборов и инструментов (Б. К. Гаврилов, Н. В. Кортев).

В результате проведенных работ создана методика производства маркшейдерских съемок и наблюдений за устойчивостью бортов на карьерах, разработаны способы геометризации угольных, железорудных и других месторождений; предложены способы учета потерь и разубоживания полезных ископаемых.

В результате обобщения материалов выполненных научно-исследовательских работ сотрудники кафедры защитили две докторские диссертации – М. Л. Рудаков (1956), Г. И. Вилесов (1961) – и 17 кандидатских диссертаций.

С 1975 г. почти 20 лет кафедрой заведовал известный специалист по горной геомеханике Юрий Иванович Туринцев (1931–2009). Ранее он работал в институте «Унипромедь», где возглавлял лабораторию устойчивости бортов карьеров. В 1975 г. Ю. И. Туринцев защитил докторскую диссертацию.

Вместе с ним из института «Унипромедь» пришли доц. Голубко Б. П., с.н.с. Половов Б. Д. и ст. инженер Заславская С. В., а также молодые научные работники и аспиранты: Дегтярь Ю. Л., Гордеев В. А., Земских Г. В. и др.

Изменились направления исследований. Началось широкое внедрение светодальномерной техники в производство наблюдений за деформациями горнотехнических сооружений и земной поверхности под влиянием разработок, в создание и развитие маркшейдерских опорных и съемочных сетей. Появление светодальномерной техники позволило сотрудникам кафедры внести существенный вклад в методику наблюдений за процессом сдвижения горных пород на открытых и подземных разработках, в совершенствование способов создания опорных и съемочных сетей (Ю. И. Туринцев, Б. П. Голубко, А. П. Бадулин, В. Е. Коновалов, Г. В. Матюгин, В. П. Орлов, Г. Ф. Трифонов, В. А. Гордеев, Г. В. Земских, С. В. Заславская и др.). Кафедра становится ведущей организацией в Советском Союзе по проектированию и производству наблюдений за устойчивостью карьерных откосов. Расширилась география работ – Урал, Сибирь, Казахстан, Таджикистан, юг России, а с 1988 г. – Монголия (совместное монголо-российское предприятие «ГОК Эрдэнэт»).

Большая и ответственная работа была выполнена в 1980-е гг. по обеспечению сбоек коллекторных тоннелей в ряде городов Советского Союза – Сочи, Баку, Волгограде, Харькове, Черновцах, Уфе и др. Разработана «Инструкция по производству маркшейдерских работ при строительстве тоннелей специального назначения» (В. А. Гордеев, А. П. Бадулин, Г. В. Земских). Из научно-исследовательских работ 1980-х и начала 1990-х гг. следует отметить работы по созданию методики геометризации геомеханических и горнотехнических условий на карьерах (В. А. Гордеев, А. В. Самарин). По результатам этих работ сотрудниками кафедры в 1980–1995 гг. защищены две докторские (Б. Д. Половов, 1985; В. А. Гордеев, 1994) и 7 кандидатских диссертаций.

В 1977 г. кафедра организует и проводит Уральскую маркшейдерскую конференцию, в 1984 г. – Всесоюзное научно-техническое совещание маркшейдеров. Сотрудники кафедры приняли участие в работе VII-го Международного конгресса по маркшейдерскому делу (Ленинград, 1988) и XXXIX Дня горняков и метал-

лургов (Фрайберг, 1988). С 1977 по 1992 г. выпускался межвузовский сборник «Вопросы рационализации маркшейдерской службы на горных предприятиях».

Сотрудники кафедры активно участвовали в разработке ряда ведомственных нормативных документов – Минсевзапстроя СССР («Геодезическо-маркшейдерское обеспечение строительства тоннелей в городах и на промышленных предприятиях», 1989) и Минцветмета СССР («Временные методические указания по управлению устойчивости бортов карьеров цветной металлургии», 1989, «Методическое руководство по повышению надежности предохранительных берм на нерабочих бортах карьеров Минцветмета СССР»).

Вышли в свет коллективные брошюры: «Предупреждение деформаций на карьерах Урала» (Туринцев Ю. И., Половов Б. Д., Коновалов В. Е., Мартынов А. К., Шестаков В. Г., 1982), «Геомеханические процессы на открытых горных работах» (Туринцев Ю. И., Половов Б. Д., Гордеев В. А., Коновалов В. Е., Мартынов А. К., 1984), «Маркшейдерское обеспечение строительства тоннелей специального назначения» (Туринцев Ю. И., Гордеев В. А., Земских Г. В., Колпин М. С., Сивашинский Р. Г., 1984), «Районирование карьерных полей по физико-технологическим параметрам горных пород» (Гордеев В. А., Самарин А. В., 1988).

В 1979 г. кафедра переехала из 2-го здания в новый, 4-й учебный корпус. Совершенствуется учебный процесс – перерабатываются учебные планы и программы, за каждым циклом дисциплин закрепляются преподаватели: по маркшейдерскому делу – доц. Б. П. Голубко, доц. А. П. Бадулин и доц. Г. В. Земских; по геомеханике – проф. Ю. И. Туринцев, доц. В. А. Киселев; по геометрии недр – доц. И. М. Диденко, доц. А. В. Самарин, доц. А. Т. Леонтьев; по математической обработке – доц. В. А. Гордеев; по маркшейдерским приборам – доц. Н. В. Кортев, доц. Г. В. Земских.

За эти годы для Монголии подготовлено 16 специалистов, многие из которых работают по специальности. Начиная с 1987 г. возобновилось издание учебных пособий преподавателями кафедры: «Математическая обработка маркшейдерско-геодезических измерений» (Гордеев В. А., 1987); «Анализ точности маркшейдерских съемок» (Голубко Б. П., 1989); «Статистические методы обработки маркшейдерско-геологической информации» (Гордеев В. А., Диденко И. М., 1992).

С 1988 г. силами кафедры, в основном за счет хоздоговоров, создается дисплейный класс. Большое внимание уделялось укреплению приборной базы для учебного и научного процесса. На средства от договорных работ и за счет бюджетного финансирования приобретались светодальномеры и электронные тахеометры, оптико-механические приборы.

С 1994 по 2019 г. кафедрой руководил профессор В. А. Гордеев. В связи с тяжелым материальным положением горных предприятий России появились новые направления научно-исследовательских работ: исследование геомеханических процессов и маркшейдерские наблюдения на карьерах и хвостохранилищах; составление проектов разработки карьеров по добыче общераспространенных полезных ископаемых; разработка пакетов прикладных программ по оценке устойчивости карьерных откосов, обработки результатов съемки карьеров и наблюдений за деформациями на карьерах; разработка трехмерных компьютерных моделей горно-технологических объектов.

В 1995 г. были получены первые лицензии на производство маркшейдерских, топогеодезических и картографических работ. Заработанные средства являлись дополнительным источником бюджета преподавателей и привлекаемых к работам студентов, они позволили оснастить дисплейный класс кафедры современными компьютерами, на эти средства приобреталась современная оргтехника, пополнялась приборная база, выполнялся ремонт студенческих аудиторий и кабинетов сотрудников кафедры.

С 2008 г. наш вуз опережает другие вузы России по количеству студентов маркшейдерской специальности. В УГГУ одновременно обучается свыше 500 студентов на маркшейдерской специальности. Российская гильдия экспертов в сфере профессионального образования называла в 2010–2014 гг. образовательную программу «Маркшейдерское дело» нашего университета лучшей образовательной программой инновационной России.

Спрос на выпускников-маркшейдеров очень высок – ежегодно приходит 80–100 заявок со всей России, широка география производственных практик.

Кафедра является базовой по переподготовке маркшейдеров на Урале и в Западной Сибири. В 1992 г. в рамках дополнительного профессионального образования возобновлена подготовка работников горных предприятий на право ответственного ведения горных работ. За 23 года ее прошли 243 человека. С 2003 г. организованы и проводятся курсы повышения квалификации маркшейдеров Уральского региона. За это время курсы окончили 2200 маркшейдеров горных предприятий России, в том числе 1000 – повторно. В 2010 г. приняты первые слушатели курсов профессиональной переподготовки специалистов маркшейдерских служб горно- и нефтегазодобывающих предприятий, имеющих высшее профессиональное образование. К 2020 г. курсы окончили 76 работников горных предприятий.

С 1995 г. каждые 5 лет проводятся встречи выпускников кафедры. В 2002 г. проведена Международная конференция «Проблемы геометризации недр», посвященная 100-летию со дня рождения проф. Г. И. Вилесова, в 2005 г. – Международная научно-практическая конференция «Состояние и перспективы развития маркшейдерского дела на Урале», посвященная 100-летию со дня рождения проф. Д. Н. Оглоблина, в 2010 г. – Международная научно-практическая конференция «Состояние и перспективы развития маркшейдерского дела», посвященная 90-летию кафедры.

Укрепились международные связи кафедры. Заключены прямые договоры о сотрудничестве: в 1999 г. с Институтом маркшейдерского дела и геодезии Фрайбергской горной академии и с кафедрой маркшейдерского дела Софийского горно-геологического университета; в 2001 г. с Техническим институтом (г. Эрдэнэт, Монголия); в 2004 г. – с кафедрой маркшейдерии Кыргызского горно-металлургического института (г. Бишкек, Киргизия) и с маркшейдерским факультетом Ляонинского технического университета (г. Фусинь, Китай).

Начиная с 1997 г. ежегодно сотрудники кафедры выезжают за рубеж для участия в научных конференциях, участвовали в работе VII, XII, XIII, XV и XVII Международных конгрессов по маркшейдерскому делу. В сентябре 2012 г. в Екатеринбурге при УГГУ было организовано и проведено 40-е заседание Президиума ISM.

Кафедра с 1987 г. выполняет ответственные работы в Монголии по оценке и контролю устойчивости карьера, отвалов и дамбы хвостохранилища ГОК «Эрдэнэт» (Туринцев Ю. И., Гордеев В. А., Самарин А. В., Бадулин А. П., Яковлев В. Н., Голубко Б. П. и др.). В 2006–2007 гг. выполнена работа по оценке устойчивости бортов карьера АО «Шаймерден» (Казахстан) – Гордеев В. А., Самарин А. В., Бадулин А. П. и др. В 2007–2009 гг. совершены две поездки в Алжир для обеспечения сбойки трехкилометрового гидротехнического тоннеля на р. Джер (Гордеев В. А., Бадулин А. П.).

Сотрудники кафедры – проф. Гордеев В. А., проф. Туринцев Ю. И., проф. Бадулин А. П., доц. Самарин А. В. и доц. Яковлев В. Н. являются Почетными горняками Монголии. Проф. Гордеев В. А. и проф. Голубко Б. П. – Почетные горняки Польши, проф. Гордеев В. А. избран в 2004 г. в Президиум ISM. Проф. Гордеев В. А. и проф. Гальянов А. В. – члены Академии горных наук.

Кафедра славится своими выпускниками, общее число которых в 2019 г. перевалило за 3500 человек. Среди выпускников – 19 докторов и 76 кандидатов наук. Сотни выпускников возглавили маркшейдерские службы трестов, производственных объединений, горно-обогатительных комбинатов, рудоуправлений, тоннельных отрядов. Выпускники-маркшейдеры УГГУ становились руководителями крупнейших горных предприятий Урала и Казахстана – «Севуралбокситруда», «Ураласбест», Березовское РУ, «Кустанайасбест». В достижении таких успехов им помогли уникальность маркшейдерской специальности и их вузовские наставники – преподаватели кафедры маркшейдерского дела.

В 2019 г. после переезда проф. В. А. Гордеева в Краснодар кафедру возглавил молодой доктор наук, выпускник кафедры А. В. Жабко.

Кафедра маркшейдерского дела Уральского государственного горного университета не утратила достигнутых позиций. Она по-прежнему занимает достойное место среди выпускающих маркшейдерских кафедр России, продолжает оставаться кузницей маркшейдерских кадров для горных предприятий Урала и других регионов России. Она имеет свое методическое, воспитательное и научное лицо и по праву называется Уральской высшей маркшейдерской школой.

Поступила в редакцию 17 июля 2020 года

Сведения об авторах:

Гордеев Виктор Александрович – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры кадастра и геоинженерии Кубанского государственного технологического университета. E-mail: kafedrakadastr@yandex.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-121-127

The 100th anniversary of the Ural Higher School of Mine Surveying

Viktor A. Gordeev [1]
[1] Kuban State Technological University, Krasnodar, Russia.

Abstract
The article contains the historical note on the establishment and development of the Ural Higher School of Mine Surveying, the department of Mine Surveying of the Ural State Mining University, within 100 years of existence. The founder and the first chairperson was P. K. Sobolevskii. D. N. Ogloblin, G. I. Vilesov, P. A. Ryzhov, A. A. Igoshin, P. P. Bastan, G. L. Fisenko, I. M. Petukhov and many other renowned scientists and production workers were the graduating students of the department. It is the specialized department training surveyors in the Urals and Western Siberia.

Key words: *Ural State Mining University; Department of Mine Surveying; engineers-surveyor training.*

Received 17 July 2020

Information about authors:

Viktor A. Gordeev – DSc (Engineering), Professor, professor of the Department of Cadastre and Geo-engineering, Kuban State Technological University, Honorary member of the Russian Union of Mining Surveyors and the International Society for Mine Surveying (ISM). E-mail: kafedrakadastr@yandex.ru

Для цитирования: Гордеев В. А. 100 лет Уральской высшей маркшейдерской школе // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 6. С. 121–127. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-121-127
For citation: Gordeev V. A. The 100th anniversary of the Ural Higher School of Mine Surveying. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 6: 121–127 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-121-127

ЖУРНАЛ ПУБЛИКУЕТ СТАТЬИ В СЛЕДУЮЩИХ РАЗДЕЛАХ:

- **Геотехнология: подземная, открытая, строительная**
- **Геомеханика. Разрушение горных пород**
- **Физические и химические процессы горного производства. Аэрогазодинамика**
- **Горнопромышленная и нефтегазовая геология, геофизика**
- **Маркшейдерское дело, геодезия и кадастр**
- **Геоинформатика**
- **Обогащение полезных ископаемых**
- **Экономика и управление горным производством**
- **Геоэкология, рациональное природопользование**
- **Горная механика. Горные машины и транспорт**
- **Электрификация и автоматизация горных предприятий**
- **Безопасность горного производства**
- **Высшее горное образование**
- **История. Информация. Рецензии**

Требования к оформлению статей размещены на официальном сайте журнала: http://www.mining-science.ru