ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

Научно-технический журнал. Издается с 1958 года

Выходит 8 раз в год **№ 5, 2019**

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

Иностранные члены редакционной коллегии
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», 2019

IZVESTIYA VYSSHIKH UCHEBNYKH ZAVEDENII

GORNYI ZHURNAL

Scientific and technical journal. First published in 1958

8 issues a year **No. 5, 2019**

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. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
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*
Makhno D. E. *National Research Irkutsk State Technical University, Irkutsk*
Mochalova L. A. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Pankratenko A. N. *National University of Science and Technology "MISIS", Moscow*
Petrov V. L. *National University of Science and Technology "MISIS", Moscow*
Puchkov L. A. *National University of Science and Technology "MISIS", Moscow*
Rylnikova M. V. *Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources, RAS, Moscow*
Semin A. N. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Strovskii V. E. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Shevchenko L. A. *Kuzbass State Technical University, Kemerovo*
Iakovlev V. L. *Institute of Mining of the Ural Branch of RAS, Ekaterinburg*

International members
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

Валиев Н. Г., Беркович В. Х., Пропп В. Д. **Исследование системы разработки горизонтальными слоями с гидрозакладкой и выемкой руды в нисходящем порядке под гибким перекрытием** 5

Смирнов О. Ю. **Исследование условий применения систем разработки месторождений с закладкой в различных горно-геологических условиях** 14

ГЕОМЕХАНИКА. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Сосновская Е. Л., Авдеев А. Н. **Управление геомеханическими процессами на золоторудных жильных месторождениях Восточной Сибири (In English)** 21

Боровков Ю. А., Якшибаев Т. М. **Теоретические исследования изменения радиуса зон трещинообразования в рудном штабеле кучного выщелачивания взрывом камуфлетного скважинного заряда ВВ** 30

ФИЗИЧЕСКИЕ И ХИМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА. АЭРОГАЗОДИНАМИКА

Шевченко Л. А., Ткаченко Д. А. **Физические аспекты массопереноса метана в зонах влияния скважин при дегазации угольных пластов (In English)** 37

Дырдин В. В., Ким Т. Л., Фофанов А. А., Плотников Е. А., Воронкина Н. М. **Газовыделение при механодеструкции угля** 44

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Хопунов Э. А. **Проблемы рудоподготовки в «четвертой промышленной революции»** 54

Комлев А. С. **Условия достоверного определения массовой доли ценного компонента в продуктах обогащения** 63

Усов Г. А., Фролов С. Г., Тарасов Б. Н. **Разработка технологии извлечения россыпного микронного золота с использованием диспергирования глинистой составляющей вмещающих пород** 75

ЭКОНОМИКА И УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ПРОИЗВОДСТВОМ

Галкина Н. В. **Обеспечение жизнеспособности предприятия в условиях инновационного технологического развития** 83

Андреева Л. И., Красникова Т. И., Ушаков Ю. Ю. **Методология формирования эффективной системы обеспечения работоспособности горной техники** 92

ЭЛЕКТРИФИКАЦИЯ И АВТОМАТИЗАЦИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Бабокин Г. И., Шпрехер Д. М., Колесников Е. Б. **Синтез системы стабилизации момента резания выемочного комбайна с нечетким регулятором (In English)** 107

ВЫСШЕЕ ГОРНОЕ ОБРАЗОВАНИЕ

Поленов Ю. А., Огородников В. Н., Кисин А. Ю. **Эффективные условия формирования научных кадров и повышения их профессионализма** 116

CONTENTS

GEOTECHNOLOGY: UNDERGROUND, OPEN, CONSTRUCTIONAL

Valiev N. G., Berkovich V. Kh., Propp V. D. **Substantiating the parameters of open pit mine-technical system for Olympiadinsky goldfield exploitation** 5

Smirnov O. Iu. **Investigating the conditions of applying the filling method of field development in various mining and geological conditions** 14

GEOMECHANICS. DESTRUCTION OF ROCKS

Sosnovskaia E. L., Avdeev A. N. **Control over the geotechnical processes at the goldfields of Eastern Siberia (In English)** 21

Borovkov Iu. A., Iakshibaev T. M. **Theoretical studies of changes in fracture zones radius in the ore pile of heap leaching with camouflet blasthole charge explosion** 30

PHYSICAL AND CHEMICAL PROCESSES OF MINING. AEROGAS DYNAMICS

Shevchenko L. A., Tkachenko D. A. **Physical aspects of methane mass transfer in well influence zones when degassing coal seams (In English)** 37

Dyrdin V. V., Kim T. L., Fofanov A. A., Plotnikov E. A., Voronkina N. M. **Gas emission under coal mechanical degradation** 44

MINERAL PROCESSING

Khopunov E. A. **Problems of ore preparation in the "fourth industrial revolution"** 54

Komlev A. S. **The conditions of reliable determination of valuable component mass fraction in mineral processing products** 63

Usov G. A., Frolov S. G., Tarasov B. N. **Developing the technology of extracting placer micron sized gold with the use of enclosing rock clay bond dispersion** 75

ECONOMICS AND MINING PRODUCTION CONTROL

Galkina N. V. **Ensuring the viability of an enterprise in the conditions of innovative technological development** 83

Andreeva L. I., Krasnikova T. I., Ushakov Iu. Iu. **The methodology for the formation of an effective system to ensure the performance of mining equipment** 92

ELECTRIFICATION AND AUTOMATION OF MINING ENTERPRISES

Babokin G. I., Shprekher D. M., Kolesnikov E. B. **Cutting torque stabilization system synthesis of the shearer loader with a fuzzy controller (In English)** 107

MINING HIGHER EDUCATION

Polenov Iu. A., Ogorodnikov V. N., Kisin A. Iu. **Effective conditions for academic personnel formation and professional development** 116

УДК 622.272.5 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-5-13

Исследование системы разработки горизонтальными слоями с гидрозакладкой и выемкой руды в нисходящем порядке под гибким перекрытием

Валиев Н. Г.[1], Беркович В. Х.[1], Пропп В. Д.[1]*
[1] Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия
e-mail: vladimir.propp@mail.ru

Реферат

Постановка задачи. *Предложен новый вариант системы разработки горизонтальными слоями с гидрозакладкой и выемкой руды в нисходящем порядке под гибким подвесным перекрытием.*

Цель работы. *Исследовать возможность отработки крутопадающих рудных тел малой мощности системой разработки горизонтальными слоями с гидрозакладкой и выемкой руды в нисходящем порядке под гибким перекрытием.*

Методология. *Проведены лабораторные и аналитические исследования влияния влажности закладочного материала на его устойчивость, плотность, коэффициент внутреннего трения и, в конечном итоге, на величину нагрузки от части закладочного массива на гибкое перекрытие.*

Результаты. *Установлено, что разработанный способ послойной выемки под гибким перекрытием конструктивно несложен и применим при отработке крутопадающих рудных тел малой мощности в удароопасных условиях.*

Выводы. *Предложенная технология может быть использована при отработке крутопадающих рудных тел малой мощности в удароопасных условиях. Ее применение позволит повысить безопасность проведения очистных работ и отказаться от использования дорогостоящего и остродефицитного материала – цемента.*

Ключевые слова: *горизонтальные слои; нисходящий порядок выемки; гибкое подвесное перекрытие; гидравлическая закладка; физическое моделирование; криволинейная призма; влажность массива.*

Введение. Подземная добыча полезных ископаемых в сложных горно-геологических условиях обуславливает необходимость поиска новых вариантов систем разработки, обеспечивающих повышение технико-экономических показателей и безопасность труда. Одним из возможных вариантов такого поиска является предложенный авторами способ отработки месторождений горизонтальными слоями с гидрозакладкой и нисходящей выемкой руды под гибким подвесным перекрытием. В результате проведенных методом физического моделирования исследований установлено, что разработанный способ послойной выемки под гибким перекрытием конструктивно несложен и применим при отработке крутопадающих рудных тел малой мощности в удароопасных условиях.

Методика проведения исследований. Исследования проводились по данным условий отработки рудных тел Кочкарского месторождения, представленного многочисленными кварцевыми жилами крутого падения. Месторождение в основном отрабатывалось системой разработки горизонтальными слоями с гидрозакладкой, в целом соответствующей горно-геологическим условиям и имеющей

удовлетворительные технико-экономические показатели [1–4]. Однако с понижением уровня горных работ на отдельных участках при ведении очистных работ возникли осложнения, связанные с различными проявлениями горного давления, в том числе и динамическими. На участках со сложными горно-геологическими условиями резко ухудшились показатели добычи, повысилась опасность травматизма работающих. Все это обусловило необходимость применения новых вариантов системы разработки, обеспечивающих повышение технико-экономических показателей и безопасность труда. Вывод специалистов-геомехаников был однозначен: при отработке участков, опасных по горным ударам, наиболее целесообразна послойная выемка в нисходящем порядке, так как очистные работы в этом случае ведутся в подработанной, а следовательно, разгруженной зоне [5].

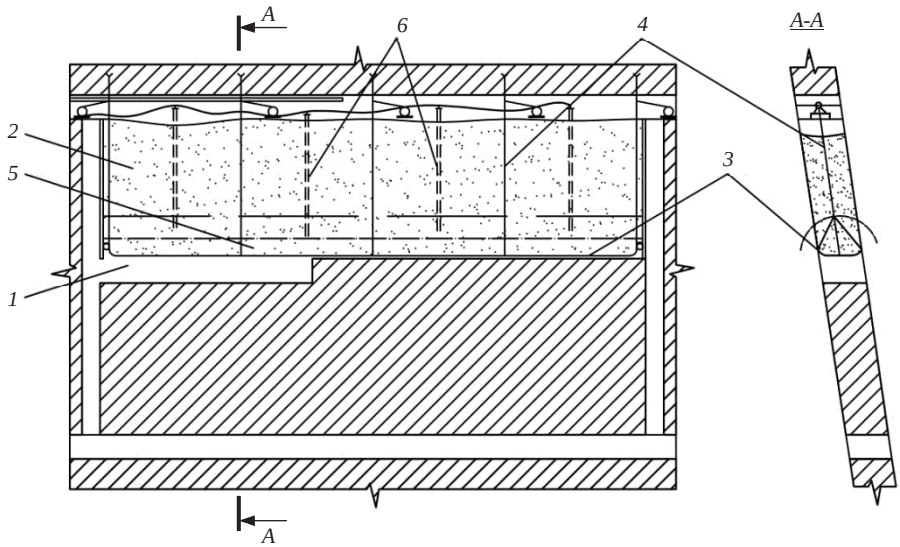

Рис. 1. Вариант системы разработки горизонтальными слоями с гибким перекрытием и нисходящим порядком выемки:
1 – очистная выработка; *2* – закладочный массив; *3* – гибкое перекрытие; *4* – тросы подвески; *5* – объем криволинейной призмы; *6* – напорные трубопроводы

Fig. 1. A variant of the development system of horizontal layers with flexible overlap and descending order of excavation:
1 – cleaning development; *2* – backfill array; *3* – flexible overlap; *4* – suspension cable; *5* – the volume of a curved prism; *6* – pressure pipelines

Слоевая система разработки с выемкой в нисходящем порядке и твердеющей закладкой – технология безопасная, с большими резервами в плане повышения производительности труда, качества выемки полезного ископаемого [6, 7]. Однако за счет необходимости применения в значительных объемах дорогостоящего и остродефицитного материала – цемента – существенно увеличивается себестоимость добываемой руды [8–14]. Поэтому одной из задач исследователей была разработка способа ведения очистных работ без использования твердеющих смесей. Испытания нового варианта системы разработки, проведенные при отработке Кочкарского месторождения, показали его соответствие горно-геологическим условиям. Сдерживала внедрение этого варианта лишь высокая трудоемкость работ по сооружению подвесных перекрытий, достигающая 50 % в общем балансе трудозатрат по системе.

Суть нового варианта заключается в следующем (рис. 1). Очистная выработка *1* проходится под массивом закладки *2*, который поддерживается гибким перекрытием *3*, подвешенным на тросах *4*.

Закладочный массив создается из хвостов обогатительной фабрики без каких-либо вяжущих добавок. Гибкое перекрытие представляет собой двух-трехслойный настил из металлической сетки с диаметром ячеек 10 × 10 мм, который сверху покрывается прорезиненной тканью, обеспечивающей дренаж воды из закладочного массива. Перекрытие усиливается тросами подвески диаметром 28–30 мм, уложенными через 2–3 м. Способ подачи закладочного материала – гидравлический. Управление устойчивостью закладочного массива, а следовательно и кровлей очистной выработки, основано на том, что сыпучий закладочный материал обладает свойством изменять в зависимости от влажности некоторые свои прочностные характеристики.

Технологический цикл включает следующие операции. После отработки очередного слоя тросы подвески ослабляются и гибкое перекрытие вместе с частью закладочного массива *5* опускается на почву отработанного слоя. До этого момента массив закладки должен иметь влажность W_1, обеспечивающую его максимальную устойчивость. Система подвески, таким образом, будет испытывать нагрузку только от некоторой отделившейся части закладочного массива, представляющей собой криволинейную призму, ограниченную сверху сводом естественного равновесия, а снизу – гибким перекрытием. Под действием этой нагрузки и происходит опускание перекрытия на почву отработанного слоя. После этого в закладочный массив через напорные трубопроводы *6* нагнетается вода и его влажность повышается до значения W_2, при котором закладочный массив теряет свою устойчивость. Водонасыщенный закладочный материал приобретает свойства плывуна и опускается на почву отработанного слоя. Затем прекращается подача воды, производится натяжка системы подвески перекрытия и дренаж закладочного массива до влажности W_1. После этого под защитой искусственного перекрытия могут начинаться очистные работы на новом слое.

Такова принципиальная схема предложенной технологии. Как видно из описания, ее узловым моментом является определение нагрузок на систему подвески гибкого перекрытия при устойчивом состоянии закладочного массива, а также интервала влажностей, обеспечивающего такое состояние.

Исследование устойчивости закладочного материала в зависимости от его влажности проводили в лабораторных условиях методом физического моделирования. Модель представляла собой ящик размерами 350 × 1200 × 600 мм, передняя стенка которого выполнена из органического стекла. Боковые стенки ящика с целью имитации шероховатости с внутренней стороны были покрыты мраморной крошкой. Дно ящика откидное, на шарнирах и снабжено замковым устройством. Геометрические параметры модели соответствовали средним размерам очистного блока при вертикальном падении рудной залежи в масштабе 1 : 10. Для засыпки модели использовали реальный закладочный материал плотностью 1400 кг/м^3 при воздушно-сухой влажности.

Экспериментальный ящик полностью засыпался закладочным материалом. Затем материал насыщался водой до предельной влагоемкости, после чего его оставляли на определенное время, в течение которого происходил дренаж излишков воды и некоторое его подсыхание. Изменением этого промежутка времени регулировалась влажность закладочного массива. После этого открывалось замковое устройство и днище на шарнирах откидывалось. В образовавшееся отверстие проваливался материал, а над отверстием образовывался свод естественного равновесия, который по длине имел примерно одинаковое очертание. Замеры высоты свода проводились в четырех сечениях, и среднее из них фиксировалось. Затем в трех точках свода отбирались пробы закладочного материала, которые просушивались в сушильном шкафу при температуре 105° С. Взвешивание проб до и после просушивания определяло влажность массива и соответствующий ей объемный вес материала.

Влажность закладочного материала W, %, вычислялась по формуле [11]

$$W = \left[\left(G_1 - G_2\right)/\left(G_1 - G_0\right)\right]100\ \%,$$

где G_1 – вес бюксы с влажным образцом, кг; G_2 – вес бюксы с высушенным образцом, кг; G_0 – вес пустой бюксы, кг.

Результаты экспериментов в части определения зависимости высоты свода от влажности закладочного массива приведены далее, даны средние значения W и h.

Высота свода естественного равновесия закладочного массива при различных значениях влажности

The height of the set of natural equilibrium of the backfill array at different values of humidity

W, %	5,3	7,8	12,9	16,1	22,2	26,0
h, мм	–	142	102	60	48	40

В материале, имеющем влажность 5,3 %, свода не образовалось. На основании представленных данных построен график, изображенный на рис. 2. Характер кривой на графике говорит о наличии явной зависимости высоты свода от влажности материала. Судя по имеющимся данным, эта зависимость нелинейного характера, однако с полной уверенностью об этом можно будет говорить после серии дополнительных экспериментов.

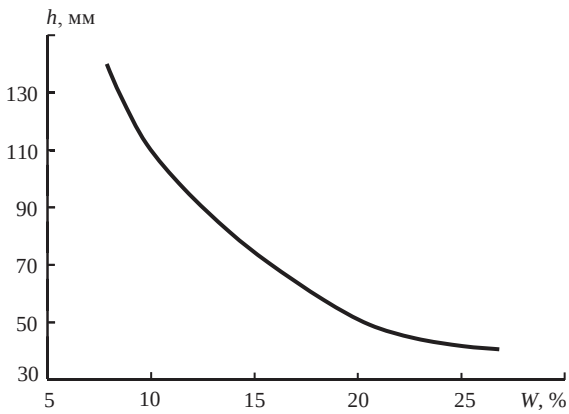

Рис. 2. Зависимость высоты свода естественного равновесия от влажности массива
Fig. 2. The dependence of the height of the set of natural equilibrium from the humidity of the array of internal friction

Граничными условиями существования свода естественного равновесия для данного материала является влажность W = 6–7 %, при которой появляются признаки образования свода, и влажность W = 28 %, соответствующая полному водонасыщению материала, при котором силы внутреннего трения настолько малы, что не в состоянии обеспечить устойчивость массива.

Параллельно с описанным экспериментом проводилась серия испытаний закладочного материала на стандартном трибометре с целью определения начального сопротивления сдвигу материала в зависимости от его влажности, а также определения коэффициентов и углов внутреннего трения.

Испытываемый материал засыпался в желоб, этим же материалом заполнялась и подвижная коробка, установленная в желобе. Поверхность материала выравнивалась и увлажнялась до определенной величины, после чего материал, находящийся в подвижной коробке, нагружался набором прижимных пластин. Затем на чашку трибометра производилась постепенная укладка гирь, продолжавшаяся до тех пор, пока коробка не начнет двигаться. Собственные сопротивления конструкции компенсировались заранее подобранными разновесами. Нагружение чашки производилось с интервалом 10 г.

Нормальные напряжения вычислялись по формуле [12]

$$\sigma = \left[\left(G_1 + G_2\right)/S\right] + \gamma h,$$

где G_1 – вес коробки, кг; G_2 – вес прижимных пластин, кг; S – площадь сечения коробки, см^2; h – высота слоя закладочного материала в коробке, см; γ – плотность материала, кг/см^3.

Начальные сопротивления сдвигу вычислялись по формуле

$$\tau = G_3\left(1 - Z\sqrt{2}\right)/S,$$

где G_3 – вес гирь на чашке (за вычетом веса гирь, компенсирующего собственное сопротивление конструкции), кг; Z – коэффициент сопротивления движению поверхностей (в расчетах принимался равным нулю, так как величина сопротивления движению была на порядок ниже интервала нагружения чашки).

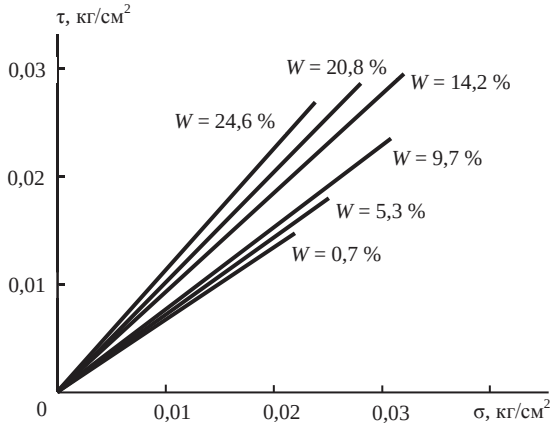

Рис. 3. Диаграмма нормальных и касательных напряжений для определения угла и коэффициента внутреннего трения
Fig. 3. Diagram of normal and tangential stresses to determine the angle and coefficient of internal friction

По окончании каждого опыта брались пробы материала из плоскости, по которой происходил процесс сдвига. Каждый опыт проводился с тремя различными величинами веса прижимных пластин. По полученным значениям σ и τ строились диаграммы нормальных и касательных напряжений для определения углов и коэффициентов внутреннего трения при различных значениях влажности (рис. 3).

Величины углов и коэффициентов внутреннего трения рассчитаны по данным этой диаграммы, а изменение их величины в зависимости от влажности массива изображено на рис. 4.

Некоторое понижение плотности закладочного материала в начальном периоде увлажнения объясняется тем, что в этом промежутке идет образование молекулярных водяных пленок вокруг частиц материала, которые препятствуют непосредственному контакту частиц друг с другом, в результате чего пористость материала увеличивается, способствуя уменьшению его плотности.

Сходство графиков, изображенных на рис. 2 и 4, говорит о зависимости высоты свода естественного равновесия от коэффициента внутреннего трения материала, который, таким образом, может служить одним из главных показателей при оценке устойчивости массива.

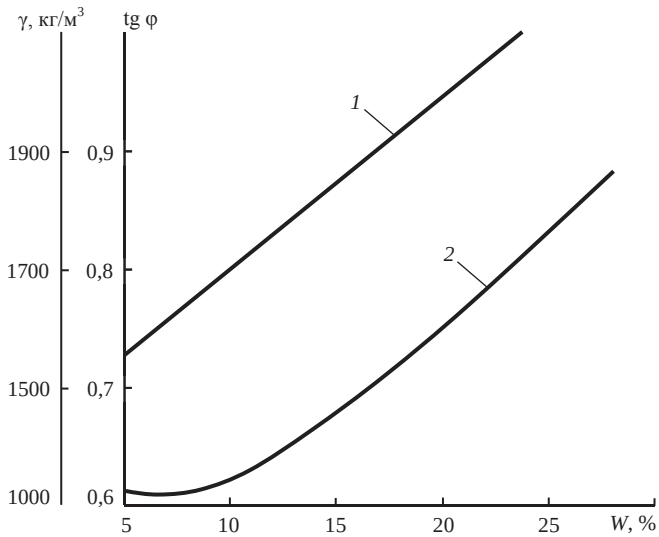

Рис. 4. Зависимости коэффициента внутреннего трения – *1* и плотности закладочного материала – *2* от его влажности
Fig. 4. Graph of the coefficient of internal friction – *1* and density of the filling material – *2* on its moisture

Конечной целью эксперимента является определение возможных нагрузок на гибкое перекрытие, поддерживающее отделяющуюся часть закладочного массива. В опыте эта часть массива представляет собой криволинейную призму, ограниченную сверху сводом естественного равновесия, снизу – дном, с боков – стенками модели. Таким образом, для определения массы отделяющейся криволинейной призмы при известных размерах модели необходимо знать высоту свода и плотность материала. Высота свода замерялась в ходе эксперимента, а характер изменения плотности определен на основе измерения плотности взятых проб. Кривая зависимости плотности материала от его влажности изображена на рис. 4.

При определении массы отделяющейся от массива части закладочного материала, представленной в виде призмы, площадь ее поперечного сечения считалась как площадь параболического сегмента с постоянным основанием, равным ширине модели.

Высота сегмента равнялась высоте свода естественного равновесия, замеренного в эксперименте. Результаты расчетов представлены далее.

Определение массы отделившейся от массива части закладочного материала
Determination of the weight of the part of the backfill material separated from the array

Высота свода, см	14,2	10,2	6,0	4,8	4,0
Объем призмы, см^3	32 660	23 460	13 800	11 040	9200
Плотность материала, кг/м^3	1330	1430	1580	1660	1820
Масса призмы, кг	43,44	33,55	21,80	18,33	16,74

Результаты испытаний закладочного материала на трибометре приведены в таблице, а результаты эксперимента по определению нагрузки на гибкое перекрытие (геометрический масштаб модели 1 : 10, а весовой масштаб 1 : 10^3), переведенные в натурные и выраженные, как нагрузка *P* на погонный метр слоя при ширине выработки 3 м и различной влажности массива, представлены далее.

Результаты лабораторного эксперимента, переведенные в натурные значения
The results of the laboratory experiment, converted to field values

W, %	7,8	12,9	16,1	22,2	26,0
P, т	7,12	3,28	0,90	0,53	0,39

Из приведенных данных следует, что максимальные нагрузки, испытываемые гибким перекрытием, достигают величины, которую вполне могут выдержать стальные канаты диаметром 11–12 мм с трехкратным запасом прочности.

Результаты испытаний закладочного материала на трибометре
The test results of the filling material on the tribometer

Показатель	*W* = 0,7 %			*W* = 5,3 %			*W* = 9,7 %		
	Вес пригрузки, кг			Вес пригрузки, кг			Вес пригрузки, кг		
	6	8	10	6	8	10	6	8	10
τ, кг/см^2	0,0111	0,0141	0,0180	0,0118	0,0150	0,0187	0,0120	0,0160	0,0196
σ, кг/см^2	0,0160	0,0210	0,0260	0,0160	0,0210	0,0260	0,0160	0,0210	0,0260
φ, град	34,6	33,8	34,6	36,5	35,7	35,7	36,8	37,2	36,8
tgφ	0,69	0,67	0,69	0,74	0,72	0,72	0,75	0,76	0,75
Показатель	*W* = 14,2 %			*W* = 20,8 %			*W* = 24,6 %		
	Вес пригрузки, кг			Вес пригрузки, кг			Вес пригрузки, кг		
	6	8	10	6	8	10	6	8	10
τ, кг/см^2	0,0146	0,0192	0,0230	0,0166	0,0212	0,0264	0,0170	0,0228	0,0280
σ, кг/см^2	0,0160	0,0210	0,260	0,0160	0,0210	0,0260	0,0160	0,0210	0,0260
φ, град	42,3	42,3	41,7	45,5	45,3	45,3	46,6	47,2	47,2
tgφ	0,91	0,91	0,89	1,02	1,01	1,01	1,06	1,08	1,08

Выводы. Доказана осуществимость предлагаемой технологии на практике, так как величина нагрузки на систему подвески гибкого перекрытия не является препятствием для ее конструирования. При этом необходимо отметить, что эксперимент проведен при наихудших условиях, когда угол падения залежи принимался равным 90°. В случае наклонного падения нагрузки будут еще меньше.

Необходимым условием эффективного применения предлагаемого способа разработки является наличие надежного способа быстрого насыщения и дренажа закладочного массива, связано это с тем, что скорости протекания процессов в естественных условиях чрезвычайно малы. Также необходим надежный контроль влажности массива.

Внедрение предложенной технологии отработки крутопадающих рудных тел малой мощности в удароопасных условиях позволит повысить безопасность очистных работ и отказаться от использования дорогостоящего и остродефицитного материала – цемента.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Трубецкой К. Н., Галченко Ю. П., Шуклин А. С. Высокоэффективная геотехнология комплексного освоения пологих и наклонных жильных месторождений // Горный журнал. 2018. № 2. С. 73–74.

2. Хайрутдинов М. М., Шаймярданов И. К. Подземная геотехнология с закладкой выработанного пространства: недостатки, возможности, совершенствование // ГИАБ. 2009. № 1. С. 240–250.

3. Коновалов А. П., Аршавский В. В., Хуцишвили В. И., Сорокина Л. Н., Анфиногенов С. В. Закладочные работы на подземных рудниках и перспективы их совершенствования // Горный журнал. 2001. № 7. С. 3–7.

4. Хомяков В. И. Зарубежный опыт закладки на рудниках. М.: Недра, 1984. 224 с.

5. Аксенов А. А., Гобов Н. В., Котляров В. В. Исследование геомеханического состояния гигроскопического массива при системах разработки с закладкой и с обрушением // Известия вузов. Горный журнал. 2010. № 2. С. 4–9.

6. Гобов Н. В., Котляров В. В., Осинцев В. А., Славиковский О. В. Изыскание рациональной технологии добычи гигроскопичных руд на Рубцовском полиметаллическом месторождении // Известия вузов. Горный журнал. 2009. № 3. С. 7–15.

7. Попов А. С., Шадрин М. А., Игнатьев А. П., Романовский П. А. Разработка бокситовых залежей глубоких горизонтов шахт СУБРА – пример инженерного искусства // Известия вузов. Горный журнал. 2004. № 2. С. 10–22.

8. Опыт отработки крутопадающего жильного месторождения: обзорная информация / В. Х. Беркович [и др.]. М.: ЦНИИцветмет экономики и информации, 1991. 49 с.

9. Thomas E. Gemented fill practice and research at Mount Isf. // Pros. Aust. Inst. Min. Met. 1971. No. 12. P. 33–51.

10. Слепцов М. Н., Азизов Р. Ш., Мосивец В. Н. Подземная разработка месторождений цветных и редких металлов. М.: Недра, 1986. 206 с.

11. Rasmusson D. G., Rugh G. M. Ramp=in=stop. An innovative approach to boosting productivity of mechanized cut-and-fill stoping // Engineering and Mining Journal. 1979. No. 8. P. 79–84.

12. Осинцев В. А., Беркович В. Х. Технология добычи полезных ископаемых с закладкой выработанного пространства. Екатеринбург: УГГУ, 2010. 131 с.

13. Барон Л. И., Логуцов Б. М., Позин Е. З. Определение свойств горных пород. М.: Госгортехиздат, 1962. 330 с.

14. Зенков Р. Л. Механика насыпных грунтов. М.: Машиностроение, 1964. 250 с.

Поступила в редакцию 8 апреля 2019 года

Сведения об авторах:

Валиев Нияз Гадым Оглы – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой горного дела Уральского государственного горного университета. E-mail: science@ursmu.ru
Беркович Вячеслав Хаимович – кандидат технических наук, доцент кафедры горного дела Уральского государственного горного университета. E-mail: vyacheslav.berkovich@m.ursmu.ru
Пропп Владимир Давыдович – кандидат технических наук, доцент кафедры горного дела Уральского государственного горного университета. E-mail: vladimir.propp@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-5-13

Substantiating the parameters of open pit mine-technical system for Olympiadinsky goldfield exploitation

Niiaz G. Valiev[1], Viacheslav Kh. Berkovich[1], Vladimir D. Propp[1]
[1] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Formulation of the problem. *A new variant of horizontal slicing system with hydraulic filling and descending extraction of ore under flexible overlap.*

Research aims *to investigate the possibility to mine steeply pitching ore bodies of low thickness with a horizontal slicing system with hydraulic filling and descending extraction of ore under flexible overlap.*

Methodology. *Laboratory and analytical researches have been carried out on the influence of the moisture content of backfill material on its stability, density, internal friction coefficient, and, finally, the size of load from the part of the backfill array on the flexible overlap.*
Results. *It has been stated that the developed method of slicing under the flexible overlap is structurally simple and usable at steeply pitching ore bodies of low thickness mining in rockbump hazardous conditions.*
Summary. *The proposed technology can be used to mine steeply pitching ore bodies of low thickness in rockbump hazardous conditions. The use of the technology will make it possible to increase the safety of stoping and stop using expensive and scarce material – cement.*

Key words: *horizontal slices; descending extraction; flexible overlap; hydraulic filling; physical modeling; curvilinear prism; moisture content of a massif.*

REFERENCES

1. Trubetskoi K. N., Galchenko Iu. P., Shuklin A. S. Highly effective geotechnology of integrated development of lightly pitching and steeply pitching lode deposits. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2018; 2: 73–74. (In Russ.)
2. Khairutdinov M. M., Shaimiardanov I. K. Underground geotechnology with stowage to mined-out areas: disadvantages and improvement feasibilities. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2009; 1: 240–250. (In Russ.)
3. Konovalov A. P., Arshavskii V. V., Khutsishvili V. I., Sorokina L. N., Anfinogenov S. V. Stowing operations at underground mines and prospects for improvement. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2001; 7: 3–7. (In Russ.)
4. Khomiakov V. I. *Foreign experience of stowing at mines*. Moscow: Nedra Publishing; 1984. (In Russ.)
5. Aksenov A. A., Gobov N. V., Kotliarov V. V. Research into geomechanic state of hygroscopic massif at systems of working with a backfilling and with a break. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2010; 2: 4–9. (In Russ.)
6. Gobov N. V., Kotliarov V. V., Osintsev V. A., Slavikovskii O. V. Search for the effective method of hygroscopic ore recovery process on Rubtsovsk complex deposit. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2009; 3: 7–15. (In Russ.)
7. Popov A. S., Shadrin M. A., Ignatiev A. P., Romanovskii P. A. The development of bauxite deposits in deep horizons of shafts of the North Urals Bauxite Mine – the example of engineering. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2004; 2: 10–22. (In Russ.)
8. Berkovich V. Kh., et al. *The experience of mining steeply pitching lode deposit: overview*. Moscow: TsNIItsvetmet ekonomiki i informatsii Publishing; 1991. (In Russ.)
9. Thomas E. Gemented fill practice and research at Mount Isf. *Pros. Aust. Inst. Min. Met*. 1971; 12: 33–51.
10. Sleptsov M. N., Azizov R. Sh., Mosivets V. N. *Underground development of non-ferrous and rare metal deposits*. Moscow: Nedra Publishing; 1986. (In Russ.)
11. Rasmusson D. G., Rugh G. M. Ramp=in=stop. An innovative approach to boosting productivity of mechanized cut-and-fill stoping. *Engineering and Mining Journal*. 1979; 8: 79–84.
12. Osintsev V. A., Berkovich V. Kh. *Technology of mineral production with goaf stowing*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2010. (In Russ.)
13. Baron L. I., Logutsov B. M., Pozin E. Z. *Rock properties determination*. Moscow: Gosgortekhizdat Publishing; 1962. (In Russ.)
14. Zenkov R. L. *Mechanics of fill-up soils*. Moscow: Mashinostroenie Publishing; 1964. (In Russ.)

Received 8 April 2019

Information about authors:

Niiaz G. Valiev – DSc (Engineering), Professor, Head of Mining Department, Ural State Mining University. E-mail: science@ursmu.ru
Viacheslav Kh. Berkovich – PhD (Engineering), associate professor of Mining Department, Ural State Mining University. E-mail: vyacheslav.berkovich@m.ursmu.ru
Vladimir D. Propp – PhD (Engineering), associate professor of Mining Department, Ural State Mining University. E-mail: vladimir.propp@mail.ru

Для цитирования: Валиев Н. Г., Беркович В. Х., Пропп В. Д. Исследование системы разработки горизонтальными слоями с гидрозакладкой и выемкой руды в нисходящем порядке под гибким перекрытием // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 5. С. 5–13. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-5-13
For citation: Valiev N. G., Berkovich V. Kh., Propp V. D. Substantiating the parameters of open pit mine-technical system for Olympiadinsky goldfield exploitation. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 5: 5–13 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-5-13

УДК 622.833.5 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-14-20

Исследование условий применения систем разработки месторождений с закладкой в различных горно-геологических условиях

Смирнов О. Ю.[1]
[1] Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия
e-mail: stress.igd@mail.ru

Реферат

Введение. *Развитие подземной добычи руд в перспективе связано с переходом горных работ на большие глубины. В этих условиях весьма актуален вопрос повышения эффективности горного производства путем снижения объемов применения цемента при закладочных работах.*

Цель исследования. *Представлены результаты научно-исследовательской работы, выполненной с целью исследования условий применения систем разработки с закладкой в различных геологических условиях с учетом морфологии рудных тел, характера поля природных напряжений и литологической неоднородности массива.*

Методика исследования. *Проведение исследований осуществлялось с учетом следующих положений. Закладочный массив рассматривался, во-первых, как геологическая конструкция, несущая нагрузку под влиянием сил горного давления, во-вторых, как технологическая конструкция, ограждающая очистное пространство от возможных обрушений пород и материала закладки и связанных с ними нарушений технологии очистных работ и разубоживания рудной массы, а также как средство погашения образованных в горном массиве пустот.*

Анализ результатов. *На основе полученных результатов разработаны рекомендации по условиям применения систем разработки с закладкой в различных горно-геологических условиях. В условиях пологого и наклонного падения рудных тел мощностью до 10 м закладочный массив выполняет преимущественно функцию геомеханической конструкции, воспринимающей нагрузку от веса пород подработанного массива, что значительно снижает величину и скорость оседания подработанного массива. В этих условиях требования к прочности закладочного массива минимальны, что расширяет область применения малопрочной закладки. Применение твердеющей закладки рекомендуется только в условиях категории «удароопасно». При крутом падении рудных тел малой и средней мощности, а также глыбовых и пластообразных рудных тел любого падения и большой мощности область применения малопрочной закладки ограничивается преимущественно системами разработки с восходящим порядком отработки рудных тел.*

Выводы. *С учетом большого многообразия геологических условий рудных месторождений и возможностей выбора различных технологических вариантов систем их отработки следует руководствоваться следующим. В условиях категории «неудароопасно» и крутого падения рудных залежей следует отдавать предпочтение системам разработки с обрушением, а в условиях категории «удароопасно» и применения камерно-столбовой системы разработки для повышения устойчивости технологических целиков и долговременного поддержания подработанного массива в жестком режиме нагружения отработанное пространство рекомендуется заполнять гидравлической закладкой.*

Ключевые слова: *система разработки; морфология рудных тел; поле напряжений; горное давление; закладочный массив; малопрочная закладка; горный удар.*

Введение. Развитие подземной добычи руд в перспективе как в России, так и за рубежом связано с переходом горных работ на большие глубины [1]. Наиболее эффективным направлением отработки рудных месторождений является применение систем разработки с закладкой отработанного пространства твердеющими [2–5], породными, гидравлическими и комбинированными материалами. Этим

достигается необходимая безопасность и экономичность горных работ за счет высоких показателей извлечения руды из недр [4–9].

В складывающихся условиях весьма актуален вопрос повышения эффективности горного производства путем снижения объемов применения цемента при закладочных работах [10–11], а также по возможности более широкого применения систем разработки с полным или частичным произвольным или принудительным обрушением налегающих пород.

Цель работы – исследовать применение систем разработки с закладкой в различных геологических условиях с учетом морфологии рудных тел (угол падения, мощность), характера поля природных напряжений (литостатический, тектонический) и литологической неоднородности массива на контакте *рудное тело–вмещающие породы*.

Методика проведения исследований. Проведение исследований осуществлялось с учетом следующих основных концептуальных положений.

1. Закладочный массив рассматривался, во-первых, как геологическая конструкция, несущая нагрузку под влиянием сил горного давления, и, во-вторых, как технологическая конструкция, ограждающая очистное пространство от возможных обрушений пород и материала закладки и связанных с ними нарушений технологии очистных работ и разубоживания рудной массы, а также как средство погашения образованных в горном массиве пустот. В зависимости от морфологии рудных тел, характера поля напряжений и литологической неоднородности массива горных пород указанные функции закладочного массива могут выполняться совместно, независимо друг от друга или с преобладанием одной из них. Соответственно изменяются требования к виду, составу и физико-механическим параметрам закладочного массива.

2. Горные работы осуществляются на безопасной глубине по фактору процесса сдвижения подработанного массива (вредное влияние процесса сдвижения не достигает земной поверхности), или по экологическим условиям допускается полная подработка земной поверхности.

3. Линейные размеры отработанного пространства по простиранию и по падению рудных залежей превышают глубину разработки, т. е. процессы сдвижения подработанного массива и проявлений горного давления достигают максимального развития.

4. Область применения разработанных рекомендаций ограничивается вертикальной глубиной 1200 м.

Полученные результаты и их анализ. На основе полученных результатов разработаны рекомендации по условиям применения систем разработки с закладкой в различных горно-геологических условиях. В табл. 1–3 приведены рекомендации при малой мощности рудных тел – до 3 м (табл. 1), при средней мощности рудных тел – от 3 до 10 м (табл. 2) и при мощности глыбовых рудных тел свыше 10 м (табл. 3) при литостатическом (столбцы 3, 4) и тектоническом (столбцы 5–8) характере поля природных напряжений и максимальном напряжении σ_2, действующем в массиве горных пород [12]. Категория «удароопасно» и «неудароопасно» определяется по литологической неоднородности массива согласно [13] по соотношению прочности рудного тела $\sigma^{р}_{сж}$ к прочности вмещающих пород $\sigma^{п}_{сж}$, МПа.

Как видно из таблиц, в условиях пологого (0°–15°) и наклонного (15°–45°) падения рудных тел мощностью *m* до 10 м закладочный массив выполняет преимущественно функцию геомеханической конструкции, воспринимающей нагрузку от веса пород подработанного массива. Несмотря на то что под влиянием компрессионной усадки закладочного массива изгибающиеся породы кровли создают высокую опорную нагрузку на краевую часть рудной залежи, наличие закладочного массива значительно снижает величину и скорость оседания подработанного

Таблица 1. Рекомендации по условиям применения систем разработки с закладкой в различных горно-геологических условиях при малой мощности рудных тел

Table 1. Recommendations on the conditions of applying the filling method of field development in various mining and geological conditions under the low thickness of ore bodies

Вид закладки, угол падения	Система разработки	Характер поля природных напряжений					
		Литостатический		Тектонический			
				σ_2 действует вкрест простирания рудных тел		σ_2 действует по простиранию рудных тел	
		Категория «удароопасно»	Категория «неудароопасно»	Категория «удароопасно»	Категория «неудароопасно»	Категория «удароопасно»	Категория «неудароопасно»
Пологое 0°–15°	Сплошная с закладкой	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 0,5 МПа	Гидравлическая (хвосты) Сухая порода	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 0,5 МПа	Гидравлическая (хвосты) Сухая порода	Гидравлическая (хвосты–порода) Сухая порода	Гидравлическая (хвосты) Сухая порода
	Камерная с закладкой	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 0,5 МПа	Гидравлическая или сухая порода	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 0,5МПа	Гидравлическая (хвосты) или сухая порода	Гидравлическая (хвосты–порода) или сухая порода	Гидравлическая (хвосты) или сухая порода
		Без закладки камер 2-ой и 3-ей очередей при категории «неудароопасно»					
Наклонное 15°–45°	Сплошная с закладкой	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 0,5–1,0 МПа	Гидравлическая (хвосты) Сухая порода	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 0,5–1,0 МПа	Гидравлическая (хвосты) Сухая порода	Гидравлическая (хвосты–порода) Сухая порода	Гидравлическая (хвосты) Сухая порода
	Камерная с закладкой	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 0,5–1,0 МПа	Гидравлическая Сухая порода	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 0,5–1,0 МПа	Гидравлическая Сухая порода	Гидравлическая (хвосты–порода) Сухая порода	Гидравлическая (хвосты–вода) Сухая порода
		Без закладки камер 2-й и 3-й очередей при категории «неудароопасно»					
Крутое 45°–90°	Горизонтальные слои с закладкой в нисходящем порядке	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 3–6 МПа	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 3–6 МПа	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 3–6 МПа	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 3–6 МПа	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 3–6 МПа	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 3–6 МПа
	Горизонтальные слои в восходящем порядке	Гидравлическая (хвосты–порода) Сухая порода	Гидравлическая (хвосты–порода) Сухая порода	Гидравлическая (хвосты–порода) Сухая порода	Гидравлическая (хвосты–порода) Сухая порода	Гидравлическая (хвосты–порода) Сухая порода	Гидравлическая (хвосты–порода) Сухая порода
		С укреплением верхнего несущего слоя бетоном					
	Камерная с закладкой	Гидравлическая (хвосты–порода) Сухая порода	Гидравлическая (хвосты–порода) Сухая порода	Гидравлическая (хвосты–порода) Сухая порода	Гидравлическая (хвосты–порода) Сухая порода	Гидравлическая (хвосты–порода) Сухая порода	Гидравлическая (хвосты–порода) Сухая порода

Таблица 2. Рекомендации по условиям применения систем разработки с закладкой в различных горно-геологических условиях при средней мощности рудных тел

Table 2. Recommendations on the conditions of applying the filling method of field development in various mining and geological conditions under the medium thickness of ore bodies

Вид закладки, угол падения	Система разработки	Характер поля природных напряжений					
		Литостатический		Тектонический			
				σ_2 действует вкрест простирания рудных тел		σ_2 действует по простиранию рудных тел	
		Категория «удароопасно»	Категория «неудароопасно»	Категория «удароопасно»	Категория «неудароопасно»	Категория «удароопасно»	Категория «неудароопасно»
Пологое 0°–15°	Сплошная с закладкой	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 0,5 МПа	Гидравлическая (хвосты–порода)	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 0,5 МПа	Гидравлическая (хвосты–порода)	Гидравлическая (хвосты–порода)	Гидравлическая (хвосты)
	Камерная с закладкой	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 0,5 МПа	Гидравлическая (хвосты–порода)	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 0,5 МПа	Гидравлическая (хвосты–порода)	Гидравлическая (хвосты–порода)	Гидравлическая (хвосты–вода)
		Камеры 2-й и 3-й очередей закладываются гидравлической закладкой (хвосты–порода) только в условиях категории «удароопасно»					
Наклонное 15°–45°	Сплошная с закладкой	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 0,5 МПа	Гидравлическая (хвосты–порода)	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 0,5 МПа	Гидравлическая (хвосты–порода)	Гидравлическая (хвосты–порода)	Гидравлическая (хвосты–порода)
	Камерная с закладкой	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 0,5 МПа	Гидравлическая (хвосты–порода)	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 0,5 МПа	Гидравлическая (хвосты–порода)	Гидравлическая (хвосты–порода)	Гидравлическая (хвосты–порода)
		Камеры 2-й и 3-й очередей закладываются гидравлической закладкой (хвосты–порода) только в условиях категории «удароопасно»					
Крутое 45°–90°	Сплошная с закладкой	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 0,5–1,0 МПа	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 0,5 МПа	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 0,5–1,0 МПа	Гидравлическая (хвосты–порода)	Гидравлическая (хвосты–порода)	Гидравлическая (хвосты–порода)
	Камерная с закладкой	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 0,5–1,0 МПа	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 0,5 МПа Гидравлическая (хвосты–порода)	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 0,5–1,0 МПа	Твердеющая $\sigma_{сж}$ = 0,5 Мпа Гидравлическая (хвосты–порода)	Гидравлическая (хвосты–порода)	Гидравлическая (хвосты–порода)
		Камеры 2-й и 3-й очередей закладываются гидравлической закладкой (хвосты–вода) только в условиях категории «удароопасно»					
	Горизонтальные слои с закладкой в нисходящем порядке	Твердеющая закладка прочностью 3,0–6,0 МПа					
	Горизонтальные слои с закладкой в восходящем порядке	Гидравлическая закладка любого состава, сухая порода с укреплением верхнего несущего слоя бетоном					

массива, создавая таким образом в целом жесткий режим нагружения [14]. В этих условиях требования к прочности закладочного массива минимальны (высота вертикального обнажения закладочного массива не превышает 10–12 м), что расширяет область применения малопрочной закладки (твердеющей, гидравлической, породной, комбинированной). Применение твердеющей закладки рекомендуется только в условиях категории «удароопасно».

При крутом падении (45°–90°) рудных тел малой и средней (до 10 м) мощности, а также глыбовых и пластообразных рудных тел любого падения и большой мощности (10–50 м и более) область применения малопрочной закладки значительно сужается и ограничивается преимущественно системами разработки (в том числе слоевыми) с восходящим порядком отработки рудных тел. В этих условиях требования к прочности твердеющей закладки практически сохраняются, особенно при большой высоте вертикальных обнажений закладочного массива и при слоевых системах с нисходящим порядком отработки.

Таблица 3. Рекомендации по условиям применения систем разработки с закладкой в различных горно-геологических условиях при отработке мощных (глыбовых) рудных тел
Table 3. Recommendations on the conditions of applying the filling method of field development in various mining and geological conditions when mining the ore bodies of high thickness (blocky)

<table>
<tr><th rowspan="4">Вид закладки, угол падения</th><th rowspan="4">Система разработки</th><th colspan="6">Характер поля природных напряжений</th></tr>
<tr><th colspan="2" rowspan="2">Литостатический</th><th colspan="4">Тектонический</th></tr>
<tr><th colspan="2">σ_2 действует вкрест простирания рудных тел</th><th colspan="2">σ_2 действует по простиранию рудных тел</th></tr>
<tr><th>Категория «удароопасно»</th><th>Категория «неудароопасно»</th><th>Категория «удароопасно»</th><th>Категория «неудароопасно»</th><th>Категория «удароопасно»</th><th>Категория «неудароопасно»</th></tr>
<tr><td rowspan="5">Глыбовые рудные тела 0°–90°</td><td>Сплошная с закладкой</td><td colspan="6">Твердеющая закладка $\sigma_{сж}$ = 1,0–5,0 МПа</td></tr>
<tr><td rowspan="2">Камерная с закладкой</td><td colspan="6">Твердеющая закладка $\sigma_{сж}$ = 1,0–5,0 МПа</td></tr>
<tr><td colspan="6">Камеры 2-й и 3-й очередей могут не закладываться при отработке руд, не склонных к самовозгоранию</td></tr>
<tr><td>Горизонтальные слои с закладкой в нисходящем порядке</td><td colspan="6">Твердеющая закладка прочностью 3,0–6,0 МПа</td></tr>
<tr><td>Горизонтальные слои с закладкой в восходящем порядке</td><td colspan="6">Гидравлическая закладка любого состава, сухая порода с укреплением верхнего несущего слоя бетоном</td></tr>
</table>

Выводы. С учетом большого многообразия геологических условий рудных месторождений и возможностей выбора различных технологических вариантов систем их отработки кроме рекомендаций, изложенных в табл. 1–3, следует руководствоваться следующим:

– в условиях категории «неудароопасно» и крутого падения рудных залежей следует отдавать предпочтение системам разработки с обрушением;

– в условиях категории «удароопасно» и применения камерно-столбовой системы разработки для повышения устойчивости технологических целиков и долговременного поддержания подработанного массива в жестком режиме нагружения отработанное пространство рекомендуется заполнять гидравлической закладкой;

– при отработке рудных залежей большой мощности камерными системами область применения малопрочной закладки может быть значительно расширена

за счет применения подэтажно-камерных вариантов отработки первичных и вторичных камер с уменьшенной высотой этажа (до 10 м) и восходящим порядком отработки подэтажей.

Применение систем разработки с закладкой в максимальной степени способствует снижению или полной ликвидации опасности проявлений горных ударов, являясь основой технологии отработки месторождений, склонных к горным ударам.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бронников Д. М., Замесов Н. Ф., Богданов Г. И. Разработка руд на больших глубинах. М.: Недра, 1982. 292 с.
2. Требуков А. П. Применение твердеющей закладки при подземной добыче руд. М.: Недра, 1981. 172 с.
3. Коулинг Р., Аулд Г. Д., Мик Д. Л. Исследование устойчивости массива твердеющей закладки на руднике Маунт Айза // Разработка месторождений с закладкой: пер. с англ. М.: Мир, 1987. С. 284–303.
4. Krinitsyn R. V., Khudyakov S. V. Designing support for norrow rib pilars with subvertical fractures // Eurasian mining. 2017. No. 2. P. 16–19.
5. Палий В. Д., Смелянский Е. С., Кравченко В. Т. Определение нормативной прочности твердеющей закладки // Горный журнал. 1983. № 3. С. 25–28.
6. Котенко Е. А., Порцевский А. К. Управление устойчивостью горного массива закладкой различного вида // Цветная металлургия. 1992. № 1. С. 7–9.
7. Нейдорф Л. Б. Практика закладочных работ на руднике Маунт Айза // Разработка месторождений с закладкой: пер. с англ. М.: Мир, 1987. С. 130–144.
8. Walker S. New Brunswick hoste the words largest rink mine // International Mining. 1988. October. P. 37–41.
9. Robertson B. E. Mechanized narrow vein mining at the Dome Mine, Timmins, Ontario // CIM Bulletin. 1986. Vol. 79. No. 885. P. 39–44.
10. Балах Р. В. Разработка месторождений с закладкой хвостами обогащения. Алма-Ата: Наука, 1977. 231 с.
11. Ямагуги У., Яматоми Д. О влиянии закладочного выработанного пространства на устойчивость массива горных пород // Разработка месторождений с закладкой: пер. с англ. М.: Мир, 1987. С. 474–485.
12. Зубков А. В. Закон формирования природного напряженного состояния земной коры // Литосфера. 2016. № 5. С. 145–150.
13. Смирнов О. Ю. Анализ механизма формирования удароопасности рудных месторождений // Маркшейдерия и недропользование. 2017. № 5. С. 41–44.
14. Смирнов О. Ю. Анализ условий разрушений пород в статической и динамической формах // Маркшейдерия и недропользование. 2014. № 5. С. 22–29.

Поступила в редакцию 1 марта 2019 года

Сведения об авторах:

Смирнов Олег Юрьевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник Института горного дела УрО РАН. E-mail: stress.igd@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-14-20

Investigating the conditions of applying the filling method of field development in various mining and geological conditions

Oleg Iu. Smirnov[1]
[1] Institute of Mining UB RAS, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Introduction. *In the future the development of underground ore mining is connected to mining transition to greater depths. In this regard the problem of improving the effectiveness of mining by means of reducing the use of cement at backfilling is rather relevant.*

Research aim. *The results of the scientific research are presented carried out with the purpose of investigating the conditions of applying the filling method of field development in various geological conditions with the account of ore bodies morphology, natural stresses field character, and lithologic inhomogeneity of the massif.*

Research methodology. *Research has been done with the account of the following provisions. The filling mass has been considered, firstly, as a geological structure bearing load under the influence of rock pressure, secondly, as a process structure saving the stope from possible rock caving and filling material*

caving and the related stoping procedural violations and ore mass impoverishment, as well as a means of eliminating voids in the rock massive.
Results analysis. *Based on the acquired results the recommendations have been worked out concerning the conditions of applying the filling method of field development in various mining and geological conditions. In the conditions of flat and steeply pitching ore bodies with the thickness up to 10 m, the filling mass mainly functions as a geomechanical structure receiving load from the weight of rocks of the underworked massif, which significantly reduces the size and the speed of the underground massif subsidence. In these conditions the requirements to the strength of the filling mass are minimal; this widens the scope of weak filling. The use of the consolidating filling is recommended only in the conditions of "rockbump hazard" category. With steeply pitching ore bodies of low and medium thickness, as well as block and tabular ore bodies of any pitching type and high thickness, the scope of weak filling is limited mainly by the development systems with ascending mining of ore bodies.*
Summary. *Taking into account the great variety of geological conditions of ore deposits and the great choice of various technological variants of development systems it is necessary to be guided by the following. In the conditions of "rockbump safe" category and steep pitching of ore deposits it is necessary to give preference to the development systems with caving; and in the conditions of "rockbump hazard" category and the room and pillar mining, in order to increase the stability of temporary pillars and long-term maintenance of the undermined massif in the hard mode of loading, the mined-out space is recommended to be filled with the hydraulic filling.*

Key words: *development system; ore bodies morphology; field of stresses; rock pressure; filling mass; weak filling; rockbump.*

REFERENCES

1. Bronnikov D. M., Zamesov N. F., Bogdanov G. I. *Ore mining at great depths*. Moscow: Nedra Publishing; 1982. (In Russ.)
2. Trebukov A. P. *The use of the consolidating filling at underground ore mining*. Moscow: Nedra Publishing; 1981. (In Russ.)
3. Cowling R., Auld G. J., Meek J. L. Experience with cemented fill stability at Mount Isa mines. In: *Mining with backfill: transl. from English*. Moscow: Mir Publishing; 1987. p. 284–303.
4. Krinitsyn R. V., Khudyakov S. V. Designing support for norrow rib pilars with subvertical fractures. *Eurasian mining*. 2017; 2: 16–19.
5. Palii V. D., Smelianskii E. S., Kravchenko V. T. The determination of the standard strength of the consolidating filling. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 1983; 3: 25–28. (In Russ.)
6. Kotenko E. A., Portsevskii A. K. Controlling the stability of a rock mass with the filling of various types. *Tsvetnaia metallurgiia = Russian Journal of Non-Ferrous Metals*. 1992; 1: 7–9. (In Russ.)
7. Neidorf L. B. Rockfill system at Mount Isa Mine. In: *Mining with backfill: transl. from English*. Moscow: Mir Publishing; 1987. (In Russ.)
8. Walker S. New Brunswick hoste the words largest rink mine. *International Mining*. 1988; October: 37–41.
9. Robertson B. E. Mechanized narrow vein mining at the Dome Mine, Timmins, Ontario. *CIM Bulletin*. 1986; 79 (885): 39–44.
10. Balakh R. V. *A method of mining a deposit filling it with tailings*. Alma-Ata: Nauka Publishing; 1977. (In Russ.)
11. Yamaguchi U., Yamatomi J. Consideration on the effect of backfill for the ground stability. In: *Mining with backfill: transl. from English*. Moscow: Mir Publishing; 1987. p. 474–485. (In Russ.)
12. Zubkov A. V. The law of natural stress formation of the Earth's crust. *Litosfera = Lithosphere*. 2016; 5: 145–150. (In Russ.)
13. Smirnov O. Iu. Analysis of mechanism of ore deposits rock-bump hazard formation. *Marksheideriia i nedropolzovanie = Mine Surveying and Subsurface Use*. 2017; 5: 41–44. (In Russ.)
14. Smirnov O. Iu. Analysis of rock destruction conditions in static and dynamic mode. *Marksheideriia i nedropolzovanie = Mine Surveying and Subsurface Use*. 2014; 5: 22–29. (In Russ.)

Received 1 March 2019

Information about authors:

Oleg Iu. Smirnov – PhD (Engineering), senior researcher, Institute of Mining UB RAS. E-mail: stress.igd@mail.ru

Для цитирования: Смирнов О. Ю. Исследование условий применения систем разработки месторождений с закладкой в различных горно-геологических условиях // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 5. С. 14–20. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-14-20
For citation: Smirnov O. Iu. Investigating the conditions of applying the filling method of field development in various mining and geological conditions. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 5: 14–20 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-14-20

УДК 622.831 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-21-29

Control over the geotechnical processes at the goldfields of Eastern Siberia

Elena L. Sosnovskaia[1], Arkadii N. Avdeev[1]*
[1] Institute of Mining UB RAS, Ekaterinburg, Russia
e-mail: avdeev0706@mail.ru

Abstract

Introduction. *There are more than thousand lode mineral deposits of gold, rare metals, polymetals, and uranium in Eastern Siberia. Only 10% of them are in operation. Geotechnical conditions of the fields are poorly studied, therefore geotechnological parameters are not explored at a sensibly reliable level. The authors have conducted multi-year research of geotechnical processes at goldfields of Eastern Siberia.*

Methodology. *During geotechnical processes investigation at goldfields the authors have created the methods and techniques calculating the parameters of stable pillars and chamber exposures, selecting rock pressure control procedures based on the complex analysis of mining and geological factors: physical and mechanical properties of rock and ore, tectonic faulting, cryologic state of rock in a massif, high natural gravitational and tectonic stresses of rock mass, technogenic stresses in structural elements of underground geotechnologies.*

Results. *For practical use of research results, methodological and normative documents have been developed for a range of mines, including Darasun, Kholbinsky, Irokindinsky, Novo-Shirokinsky, Maiskoe, Konevinsky, Mnogovershinnoye, Birkachan, Kedrovskoe, etc. The documents have undergone expert exanimation of industrial safety and have been approved by RF Rostekhnadzor for practical use at gold mines.*

Key words: *gold lodes; geotechnics; rock pressure control; pillars; chamber roof and walls exposures; physical and mechanical properties of rocks; natural and technogenic stresses.*

Introduction. In Eastern Siberia there are more than thousand lode mineral deposits of gold, rare metals, polymetals, and uranium. Only 10% of them are currently in operation. 50% of deposits are at the design and construction stage and are planned to be developed in the nearest decades. Deposits are developed with labor intense and high-cost mining systems making metal losses up to 20% and more as well as increased impoverishment up to 30% and more. Harmful manifestations of geotechnical processes of displacement and rock pressure in static and dynamic forms are observed. Mine operation is complicated by the presence of significant permafrost up to 200 m and more. Geotechnical conditions of deposits are generally not explored or poorly explored. For that reason geotechnological parameters are not substantiated at a sensibly reliable level [1–9].

Since 2000 the authors have been carrying out multi-year research of geotechnical processes at lode gold deposits situated in Eastern Siberia. During this time certain methods and techniques of stable pillars and chamber exposure determination parameters have been developed as well as rock pressure control procedures with the account of physical and mechanical properties of rock and ore, tectonic faulting, cryologic state of rock in a massif, high natural gravitational and tectonic rock stresses and technogenic stresses in structural elements of development systems.

Basic results. Research results for the conditions of lore gold deposits are as follows [10–11].

The classification of rock mass conditions has been worked out according to its stability level in various cryogenic conditions [11]. The classification makes it possible to determine the category of rock mass stability based on the revealed basic mining and geological factors influencing the stability of structural elements of development systems during the extraction of lodes of low and medium thickness in the condition of cryolithic zone [5, 11, 12]. It has been stated that the following geological and engineering-geological conditions directly influence the stability of the roof and walls of stopes during reserves depletion: the inclination angle of a lode and the shape of stoping face roof relief; the presence of the foliation zones and their characteristic; the intensity of relatively large-scale block tectonics; orientation of fissures towards the mine goaf and the degree of their opening, temperature mode and water (ice) phase in the marginal massif.

Qualitative and quantitative characteristics of rock mass source stresses field have been substantiated. Discrete character of rock pressure distribution in local rock has been determined, which creates essentially different geotechnical conditions of reserves extraction. The sections of both medium and high pressure have been discovered in the rock massifs of the deposits.

For the conditions of the medium pressure sections, natural stresses have been determined by in-situ measurements of stresses at 16 lode gold deposits. The algorithms have been developed to calculate stresses in medium pressure zones: in thawed rocks, vertical stresses σ_v are $-\gamma H$; horizontal longitudinal, along the strike, $\sigma_1 = -0{,}95\gamma H$; horizontal crosscut, across the strike, $\sigma_{cr} = -1{,}6\gamma H$, where γ – rock and ore density, MN/m^3; H – the depth of mining, m. In cryolithic zone (permafrost) stresses are $\sigma_v = \sigma_1 = \sigma_{cr} = -\gamma H$.

In high pressure zones the values of natural stresses are determined based on inversed geotechnical problems solution according to the data from actual rock pressure manifestations at deep horizons of mines in operation. Stresses are calculated as follows: $\sigma_v = -\gamma H$; $\sigma_1 = \sigma_{cr} = -2{,}5\ \gamma H$.

According to research results, the matrix of rock massifs natural stresses at lode gold deposits [4] has been built. The matrix of natural stresses is the basis for the substantiation of rock pressure control methods, geotechnological parameters determination, and mine workings and pillars bump hazard assessment.

For the conditions of low- and medium-thickness ore bodies mining using the systems with open faces, the technique of stable pillars and chamber exposure determination by L. I. Sosnovsky has been improved [2, 11, 13].

The main provisions of the technique are as follows.

The condition of operation blocks stability is approximated by the following expressions:

$$\sigma_p = \left[\left(K_{yp}\sigma_v + K_{xp}\sigma_h\right) - \sigma_h\right]K_{vol} + \sigma_h \le \sigma_{\lim}K_C;$$

$$\sigma_w = \left(K_{yw}\sigma_v + K_{xw}\sigma_h\right)K_{vol} \le \sigma_{\lim};$$

$$l_p \ge \frac{l_{ch}H_f\sigma_h K_1 K_2 K_{vol}}{\left[\sigma_{\lim} - \sigma_h\left(1 - K_{vol}\right)\right]A} - \frac{\left(l_{ch} - l_{up}\right)h}{A} + l_{up},$$

where σ_p – stresses in the floor (arch) pillar, MPa; K_{yp}, K_{xp} – concentration ratios of technogenic stresses caused by vertical and horizontal single loads in floor (arch) pillar; K_{yw}, K_{xw} – concentration ratio of technogenic stresses caused by vertical and horizontal single loads in chamber walls; σ_v, σ_h – stresses in undisturbed massif (source), acting

vertically and horizontally correspondingly, MPa; K_{vol} – the coefficient of transition from two-dimensional to three-dimensional geotechnical problem; $\sigma_{\lim}$ – rock compressive (tensile) strength in a massif, MPa; K_C – coefficient taking into account the geometry of a pillar (Cern coefficient); σ_w – stresses in a wall (edges) of a chamber, MPa; K_{vw}, K_{hw} – concentration ratios of stresses from the action of vertical and horizontal single loads in the wall (edges) of a chamber; l_{ch} – chamber length, m; H_f – average length of a floor, m; K_1 – the coefficient taking into account the influence of vertical stresses; K_2 – the coefficient characterizing the influence of irregularity in the distribution of vertical stresses under various number of abandoned levels; l_{up} – the width of upraise, m; h – the height of an intervenning pillar, m; A – the total height of an arch pillar with the account of cut-through, m.

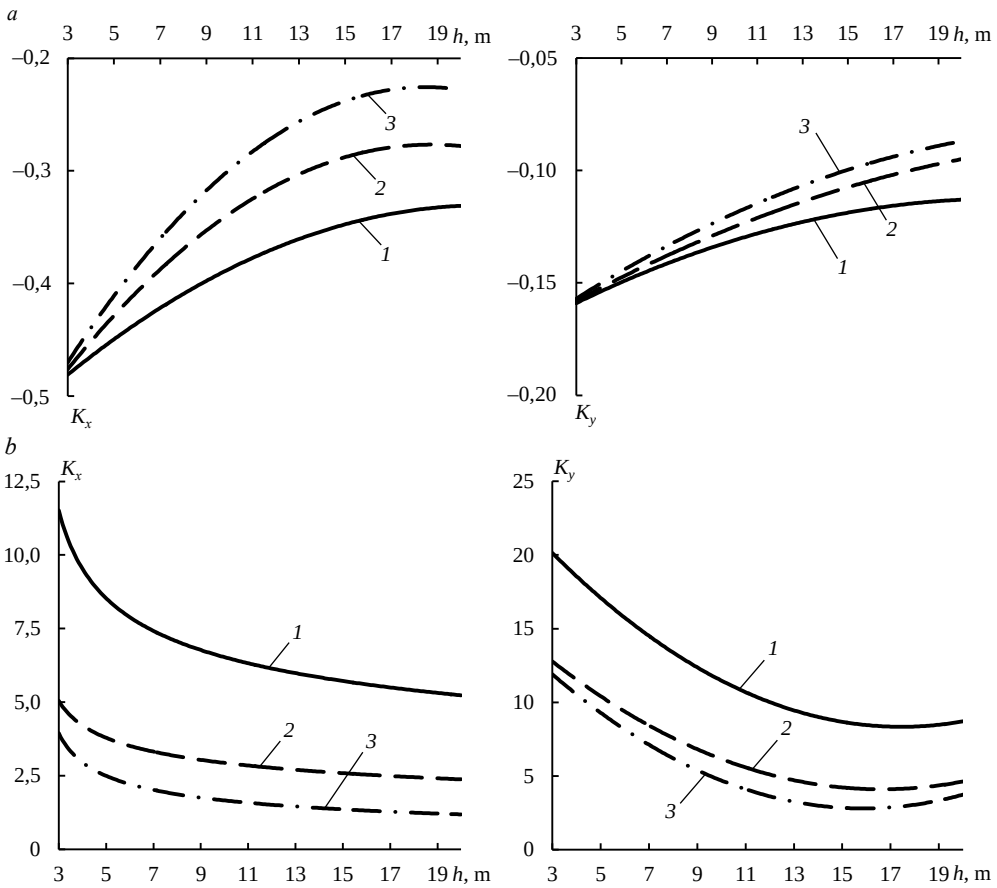

Fig. 1. Stress concentration ratios K_x и K_y in stope roof – *a* and in floor pillar during inclined lodes mining with the working thickness of 1–3 m – *b*:
1, *2*, *3* – working thicknesses of an ore body, m; *h* – the height of the floor pillar, m

Рис. 1. Коэффициенты концентрации напряжений K_x и K_y в кровле очистной камеры – *a* и в междуэтажном целике при отработке наклонных жил выемочной мощностью 1–3 м – *b*:
1, *2*, *3* – выемочные мощности рудного тела, м; *h* – толщина междуэтажного целика, м

Stresses concentration ratios are proposed to be determined based on the nomograms developed with finite element method (fig. 1, 2). Concentration ratios of technogenic stresses in the walls and roof of chambers and floor pillars are established depending on the angel of incidence of ore lode and its working thickness [11, 13, 14].

Stresses in undisturbed massif are set up according to the natural stress matrix of lode gold deposits depending on the depth of mining [4]. The coefficient of transition

from the two-dimensional to the three-dimensional geotechnical problem is advisable to determine according to the methods of A. V. Zubkov [3].

Compressive strength and tensile strength of rock in a massif is determined from the following expressions

$$\sigma_{\lim} = \frac{\sigma^s K_{str} K_C}{K_{ml}}; \qquad K_{str} = \frac{1}{0.53\left(l / l_{bl} + 1.75\right)} + 0.315 + \Delta, \tag{1}$$

where σ^s – compressive strength or tensile strength of rock in a sample, MPa; K_{str} – the coefficient of structural weakening; K_{ml} – the coefficient of long-term strength,

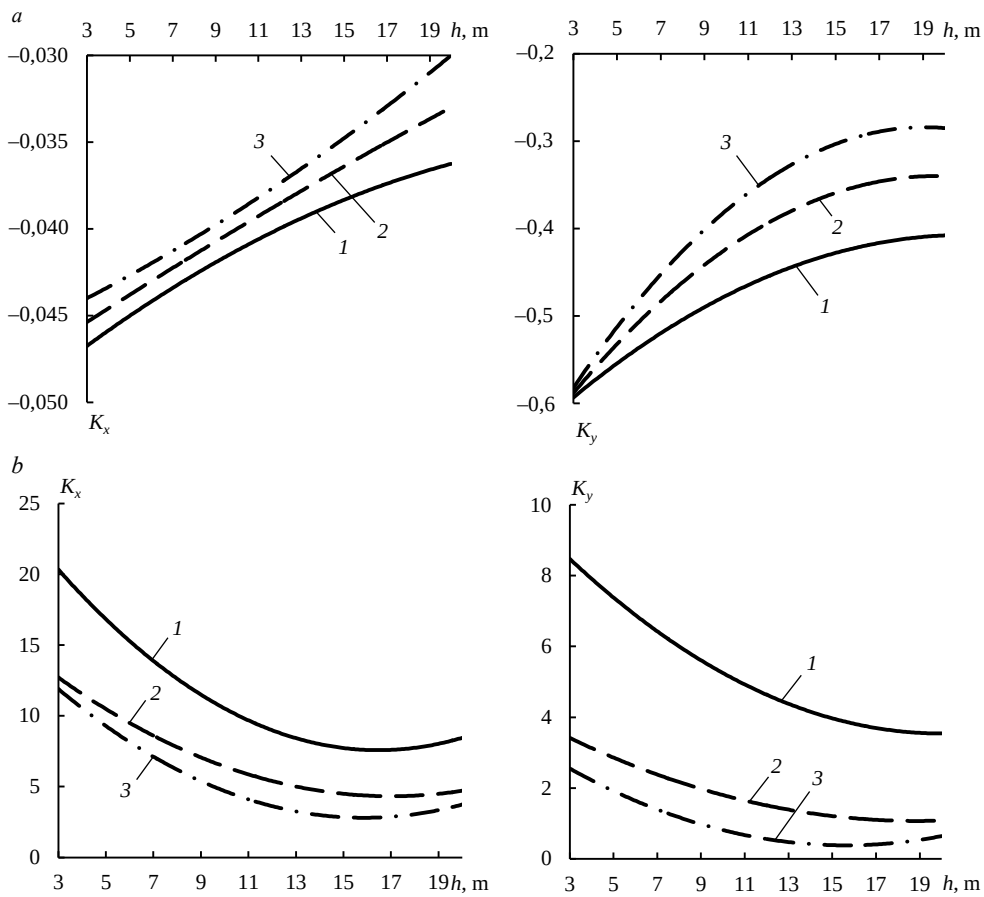

Fig. 2. Stress concentration ratios K_x и K_y in the stope wall – *a* and in the floor pillar during inclined lodes mining with the working thickness of 1–3 m – *b*:
1, *2*, *3* – working thicknesses of an ore body, m; *h* – the height of the floor pillar, m

Рис. 2. Коэффициенты концентрации напряжений K_x и K_y в стенке очистной камеры – *a* и в междуэтажном целике при отработке крутопадающих жил выемочной мощностью 1–3 м – *b*:
1, *2*, *3* – выемочные мощности рудного тела, м; *h* – толщина междуэтажного целика, м

based on the life of mine workings and pillars; l – the linear size of the massif section which is assessed for strength, m; l_{bl} – the linear size of a structural block, m; Δ – the correction which takes into account the influence of subzero temperatures.

Correction Δ elaborates the algorithm of VNIMI; the suggested value of the correction is 0.4 for the conditions of permafrost, 0.2 for the zones of permafrost

transition into thawed rock, and 0 for the thawed rock [5, 11, 12, 15]. The use of correction Δ leads to the fact that the design factor of structural weakening increases and makes up approximately 1 in the conditions of permafrost, i. e. jointing does not exert significant influence in permafrost. In the process of temperature rise the cohesion of the permafrost rocks reduces, and the well-known methods of VNIMI can be used for the thawed rock.

The coefficient of long-term strength can be applied according to the methods of the Institute of Rock Physics and Mechanics [2, 16] in compliance with the design spell of service of the pillars *t*, required to mine the blocks and eliminate the voids, equal to 1.4–1.5. The Cern coefficient for the floor pillar is determined from the well-known formula [2]:

$$K_C = \sqrt{\frac{h_p}{m}},$$

where h_p – the height of the pillar, m; m – working thickness of the lode, m.

When assessing the stability of walls of the stope, the coefficient of form of formula (1) is not taken into account.

Table 1. The parameters of pillars for the steeply pitching lodes of low and middle thickness mining with the systems with ore shrinkage

Таблица 1. Параметры целиков при отработке крутопадающих рудных тел малой и средней мощности системами с мелкошпуровой отбойкой руды

The depth of mining, m	The thickness of an ore body, m	One level mining			Two levels mining		
		Arch pillar, m	Intervenning pillar (intemediate), m	Activities ensuring the stability of a block	Arch pillar, m	Intervenning pillar (intemediate), m	Activities ensuring the stability of a block
Up to 200	1	2	7	–	3	7	–
	2	2	7	–	3	8	–
	3	3	8	–	4	8	–
200–400	1	3	8	Extraction by the ribbons 10–20 m length. Chamber walls supporting with wood	4	8	Extraction by the ribbons 10–20 m length. Chamber walls supporting with wood
	2	3	8		4	8	
	3	4	8		4	8	
400–600	1	4	8		4	8	
	2	4	8		4	8	
	3	4	8		4	8	

Based on the given methods the parameters of stable pillars are substantiated for the steeply pitching lodes of low and middle thickness under open-stope mining and ore shrinkage (table 1), as well as the parameters of stable pillars under the systems of inclined ore bodies development (table 2) [11, 13].

It has been stated that at the mining depth up to 200 m the dimensions of stable pillars and chamber exposures can be determined by the proposed methods. The volume of ore in pillars in the case will be about 20% of the reserves of the block. At the depths of 200–600 m the dimensions of stable pillars will significantly increase to lead to unreasonably serious ore loss up to 40% and more. For that reason at the depths of 200–600 m additional activities ensuring the reduction of stresses in structural elements of development systems are necessary; it is also necessary to keep smaller pillars.

The following activities ensuring the stability of stopes have been proposed.

When mining steeply-pitching narrow lodes, to ensure the stability of arch pillars and the edges of chambers, it is proposed to mine the reserves in the operation block by the ribbons of 10–20 m width but not by breast. Under these activities, design stresses in arch pillar and chamber wall are smaller than the allowable ones even at great depths, because the major share of stresses is born by the adjoining massif but not by the edges of a pillar.

In the process of simulating stopes walls stress-strain state when mining steeply-pitching ore bodies, with the help of the finite element method, the size of the zone of disintegrating layer has been determined, which changes from 3 to 5 m depending on the thickness of an ore body and the depth of mining. It is proposed to support this zone with anchor and anchor-cable support at sublevels to ensure the stability of the direct roof of the overlying rock.

Table 2. The parameters of pillars under the development systems of steeply pitching lodes of low and middle thickness with an open stope

Таблица 2. Параметры целиков при системах разработки наклонных рудных тел малой и средней мощности с открытым очистным пространством

The depth of mining, m	The thickness of an ore body, m	One level mining				Two levels mining			
		Stump pillar, m	Arch pillar, m	Intervenning pillar, m	Activities ensuring the stability of a block	Stump pillar, m	Arch pillar, m	Intervenning pillar, m	Activities ensuring the stability of a block
Up to 200	1	2	2	6	Roof support with the pit props or anchors	2	2	6	Roof support with the pit props. Voids elimination by the controlled rocks self-collapse
	2	2	2	6		2	2	6	
	3	3	3	6		3	3	6	
200–400	1	2	2	6		3	3	6	
	2	2	2	6		3	3	6	
	3	3	3	6		3	4	6	
400–600	1	3	3	6		3	3	6	
	2	3	3	6		3	4	6	
	3	4	4	6		4	4	6	

At great depths (400–600 m and deeper) a need arises to take some measures preventing the manifestation of rock pressure in dynamic forms [6]. For the conditions of lode deposits it is proposed to take the complex of special measures: getting the mine workings into the bump hazard state, field development of ore bodies, giving hipped roof shape to the pillars, creating the elements of pliability in pillars [2, 10, 11, 17].

Simulation of the development of inclined lodes of low and medium thickness determined the size of the zone of possible caving in heading and hanging sides of chambers, which is equal to 1–2 m in order to ensure the stability of operation blocks it is proposed to support the roof with the pit props or anchors.

Upon extraction of inclined lodes reserves at one or two levels, subsurface voids are recommended to be eliminated by controlled rocks self-collapse. It has been stated that the most favourable conditions for controlled self-collapse of roof at lodes are roof surface troughs where it's possible to control the self-collapse process [5, 11, 12, 15]. Caved sections of rock support the roof and prevent caving at vast areas and allow avoiding the hazard of technogenic manifestations, such as impulse air wave and overpressure.

Conclusion. Basic recommendations of the research have been applied by design agencies in mining projects development: OAO Irgiredmet at Darasun mine and Karalveem mine, Buryatzoloto at Kholbinsky and Irokindinsky fields, JSC Polymetal

at Maiskoe and Birkachan fields, Mnogovershinnoye at Mnogovershinnoye mine, OOO Hooshzir Enterprises at Konevinsky mine, OOO Artel Staratelei Zapadnaia at Kedrovskoe field.

For practical use of research results for the conditions of certain mines, methodological and normative documents have been developed, including:

– directions for the determination of structural parameters of development systems;

– directions and manufacturing instructions for support and maintenance of capital, development, face, stoping, and exploration headings;

– directions for structures, natural objects, and mine workings protection from the harmful effect of underground mining;

– directions for secure mining;

– directions for the organization of geotechnical condition complex monitoring.

The documents have been developed for a rande of mines, including Darasun, Kholbinsky, Irokindinsky, Novo-Shirokinsky, Maiskoe, Konevinsky, Mnogovershinnoye, Birkachan, Kedrovskoe, etc.

The documents have undergone expert exanimation of industrial safety at OAO Irgiredmet, ANO Zabaikalskii gornotekhnicheskii tsentr, OOO Sibirskaia proektnaia ekspertnaia kompaniia. The documents have been approved by RF Rostekhnadzor for practical use at gold mines.

REFERENCES

1. Vlokh N. P. *Rock pressure control at underground mines*. Moscow: Nedra Publishing; 1994. (In Russ.)

2. Neganov V. P. (ed.) *Gold fields development technology*. Moscow: Nedra Publishing; 1995. (In Russ.)

3. Zubkov A. V. *Geomechanics and Geotechnology*. Ekaterinburg: UB RAS Publishing. (In Russ.)

4. Sosnovskaia E. L., Iasychenko V. B. Justification of the matrix of natural stresses of vein deposit rock massifs in Siberia and Far East. *Vestnik Irkutskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta = Proceedings of Irkutsk State Technical University*. 2011; 11: 74–78. (In Russ.)

5. Pavlov A. M., Semenov Iu. M., Sosnovskii L. I. Rock pressure control in permafrost massifs under low thickness inclined lodes underground mining at Irokindinskii gold field. In: *Geodynamics and Stress state of the Earth's interior: scientific conference proceedings*. Novosibirks: IM SB RAS Publishing; 2008. P. 477–481. (In Russ.)

6. Sosnovskaia E. L., Avdeev A. N. The forecast of potential rock bump hazard of steeply pitching lode gold ore deposits. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2016; 2: 74–85. (In Russ.)

7. Cluff D. L., Kazakidis V. N. Opportunities and constraints of engineering frozen backfill for underground mining applications in permafrost. *Proceedings of the 10th Int. Symp. on Cold Regions Development*. Alaska, 2013: 175–190.

8. Kight G., Harris M., Gorski B., Udd J. E. *Frozen backfill research for canadian mines*. Canada: Centre for Mineral and Energy Technology, 1994. 21 p.

9. Coil D., Lester E., Higman B. Gold mining methods. *Ground Truth Trekking*. 2014. 2 p.

10. Sosnovskii L. I., Zubkov A. V. Flowsheets of stoping with pliable pillars at Berezovsky deposit. *Vestnik Irkutskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta = Proceedings of Irkutsk State Technical University*. 2007; 1 (1): 92–95. (In Russ.)

11. Sosnovskaia E. L. Rationale for the parameters of underground geotechnology of low thickness inclined lodes development. *Vestnik Irkutskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta = Proceedings of Irkutsk State Technical University*. 2015; 5: 60–68. (In Russ.)

12. Pavlov A. M., Semenov Iu. M., Sosnovskii L. I. Evaluation of parameters of stable pillars and room roofs inunderlay lode mining in cryogenic zones in terms of the Irokindinsly gold deposit. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2008; 5: 142–147. (In Russ.)

13. Sosnovskaia E. L. Assessment of technogenic stresses in stopes when developing thin steeply dipping gold-ore veins. *Vestnik Irkutskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta = Proceedings of Irkutsk State Technical University*. 2014; 12: 82–88. (In Russ.)

14. Reddy J. N. *An introduction to nonlinear finite element analysis*. Oxford: Oxford University Press, 2004. 488 p.

15. Pavlov A. M., Semenov Iu. M. Rock pressure control in sryolitic zone when mining inclined narrow lodes by the example of Irokindinsky field. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2007: 11: 30–34. (In Russ.)

16. Ialymov N. G. Rock mass stresses state research at ore deposits of Kyrgyzstan. *Prikladnye zadachi mekhaniki gornykh porod = Applied Problems of Rock Mechanics*. Moscow: Nauka Publishing; 1977. (In Russ.)

17. Pavlov A. M. Rationale for the parameters of underground geotechnology of lode gold fields based on the detection and use of geological medium fractal properties. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2011; 4: 106–112. (In Russ.)

Received 29 January 2019

Сведения об авторах:

Elena L. Sosnovskaia – PhD (Geology and Mineralogy), senior researcher of the Laboratory of Geodynamics and Rock Pressure, Institute of Mining UB RAS. E-mail: stress.igd@mail.ru
Arkadii N. Avdeev – PhD (Engineering), senior researcher of the Laboratory of Geodynamics and Rock Pressure, Institute of Mining UB RAS. E-mail: avdeev0706@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-21-29

Управление геомеханическими процессами на золоторудных жильных месторождениях Восточной Сибири

Сосновская Е. Л.[1], Авдеев А. Н.[1]
[1] Институт горного дела УрО РАН, Екатеринбург, Россия.

Реферат

Введение. *В Восточной Сибири выявлено более тысячи жильных месторождений полезных ископаемых – золота, редких металлов, полиметаллов, урана. В эксплуатации из них находится только 10 %. Геомеханические условия месторождений мало изучены, поэтому обоснования параметров геотехнологий при их освоении на достаточно надежном уровне не производится. В течение двадцати лет авторами работы проводились исследования геомеханических процессов золоторудных месторождений Восточной Сибири.*

Методики. *В процессе исследований геомеханических процессов на золоторудных жильных месторождениях разработаны авторские методы и методики определения параметров устойчивых целиков и обнажений камер, выбора способов управления горным давлением на основе комплексного анализа горно-геологических факторов: физико-механических свойств горных пород и руд, тектонической нарушенности, криологического состояния горных пород в массиве, высоких природных гравитационно-тектонических напряжений массива горных пород, техногенных напряжений в конструктивных элементах подземных геотехнологий.*

Результаты. *Для практического использования результатов разработаны методические и нормативные документы для ряда рудников, в том числе Дарасунского, Холбинского, Ирокиндинского, Ново-Широкинского, Майского, Коневинского, Многовершинного, Биркачанского и других. Документы прошли экспертизу промышленной безопасности; рекомендованы органами Ростехнадзора РФ для практического применения на золотодобывающих предприятиях.*

Ключевые слова: *золоторудные жилы; геомеханика; управление горным давлением; целики; обнажения кровли и стенок очистных камер; физико-механические свойства горных пород; природные и техногенные напряжения.*

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Влох Н. П. Управление горным давлением на подземных рудниках. М.: Недра, 1994. 208 с.
2. Технология разработки золоторудных месторождений / под ред. В. П. Неганова. М.: Недра, 1995. 336 с.
3. Зубков А. В. Геомеханика и геотехнология. Екатеринбург: УрО РАН, 2001. 335 с.
4. Сосновская Е. Л., Ясыченко В. Б. Обоснование матрицы природных напряжений массива горных пород жильных месторождений Сибири и Дальнего Востока // Вестник ИрГТУ. 2011. № 11. С. 74–78.
5. Павлов А. М., Семенов Ю. М., Сосновский Л. И. Управление горным давлением в многолетнемерзлых массивах при подземной разработке наклонных жил малой мощности Ирокиндинского золоторудного месторождения // Геодинамика и напряженное состояние недр Земли: тр. науч. конф. Новосибирск: ИГД СО РАН, 2008. С. 477–481.
6. Сосновская Е. Л., Авдеев А. Н. Прогноз потенциальной удароопасности крутопадающих жильных золоторудных месторождений // Известия вузов. Горный журнал. 2016. № 2. С. 74–85.
7. Cluff D. L., Kazakidis V. N. Opportunities and constraints of engineering frozen backfill for underground mining applications in permafrost // Proceedings of the 10th Int. Symp. on Cold Regions Development. Alaska, 2013. P. 175–190.
8. Kight G., Harris M., Gorski B., Udd J. E. Frozen backfill research for canadian mines. Canada: Centre for Mineral and Energy Technology, 1994. 21 p.
9. Coil D., Lester E., Higman B. Gold mining methods // Ground Truth Trekking. 2014. 2 p.
10. Сосновский Л. И., Зубков А. В. Технологические схемы ведения очистных работ с податливыми целиками на Березовском месторождении // Вестник ИрГТУ. 2007. Том 1. № 1. С. 92–95.

11. Сосновская Е. Л. Обоснование параметров подземной геотехнологии разработки наклонных жил малой мощности // Вестник ИрГТУ. 2015. № 5. С. 60–68.
12. Павлов А. М., Семенов Ю. М., Сосновский Л. И. Определение параметров устойчивых целиков и обнажений камер при разработке наклонных жил в криогенных зонах в условиях Ирокиндинского золоторудного месторождения // ГИАБ. 2008. № 5. С. 142–147.
13. Сосновская Е. Л. Оценка техногенных напряжений на контуре очистных камер при разработке крутопадающих золоторудных жил малой мощности // Вестник ИрГТУ. 2014. № 12. С. 82–88.
14. Reddy J. N. An introduction to nonlinear finite element analysis. Oxford: Oxford University Press, 2004. 488 p.
15. Павлов А. М., Семенов Ю. М. Управление горным давлением в криолитозоне при отработке наклонных маломощных жил на примере Ирокиндинского месторождения // ГИАБ. 2007. № 11. С. 30–34.
16. Ялымов Н. Г. Исследование напряженного состояния массива горных пород на рудных месторождениях Киргизии // Прикладные задачи механики горных пород. М.: Наука, 1977. С. 26–27.
17. Павлов А. М. Обоснование параметров подземной геотехнологии жильных золоторудных месторождений на основе выявления и использования свойств фрактальности геологической среды // ГИАБ. 2011. № 4. С. 106–112.

Поступила в редакцию 29 января 2019 года

Сведения об авторах:

Сосновская Елена Леонидовна – кандидат геолого-минералогических наук, старший научный сотрудник лаборатории геодинамики и горного давления Института горного дела УрО РАН. E-mail: stress.igd@mail.ru
Авдеев Аркадий Николаевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории геодинамики и горного давления Института горного дела УрО РАН. E-mail: avdeev0706@mail.ru

Для цитирования: Сосновская Е. Л., Авдеев А. Н. Управление геомеханическими процессами на золоторудных жильных месторождениях Восточной Сибири // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 5. С. 21–29 (In Eng.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-21-29
For citation: Sosnovskaia E. L., Avdeev A. N. Control over the geotechnical processes at the goldfields of Eastern Siberia. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 5: 21–29. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-21-29

УДК 622.271:622.277.6(047.31) DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-30-36

Теоретические исследования изменения радиуса зон трещинообразования в рудном штабеле кучного выщелачивания взрывом камуфлетного скважинного заряда ВВ

Боровков Ю. А.[1], Якшибаев Т. М.[1]*

[1] Российский государственный геологоразведочный университет, г. Москва, Россия

e-mail: temur19.01.1988.tm@list.ru

Реферат

Введение. *Совершенствование процесса кучного выщелачивания многоярусного рудного штабеля возможно посредством применения новых рациональных методов, одним из которых является интенсификация путем встряхивания многоярусного рудного штабеля пород взрывом камуфлетного цилиндрического скважинного заряда ВВ. Данный способ приемлем в случае снижения концентрации золота в продуктивном растворе с течением времени, а также в случае образования зоны кольматации. Необходимо произвести встряхивания многоярусного рудного штабеля горных пород взрывами камуфлетных скважинных зарядов ВВ, при этом происходят перемещение, измельчение, размежевание и изменение ориентации кусков породы в глубине многоярусного рудного штабеля с образованием дополнительных микро- и макротрещин.*

Цель работы. *Определение радиусов зон образования трещинообразования в рудном штабеле кучного выщелачивания при взрыве камуфлетного скважинного заряда ВВ.*

Методология. *Определение влияния камуфлетного взрыва скважинного заряда ВВ на интенсификацию процесса кучного выщелачивания золота с использованием математического моделирования.*

Выводы. *Разработана математическая модель действия камуфлетного взрыва цилиндрического скважинного заряда, описывающая зоны трещинообразования в глубине массива горных пород рудного штабеля кучного выщелачивания. Установлено, что при взрыве камуфлетного скважинного цилиндрического заряда под воздействием ударной и отраженной волн напряжения от свободной поверхности уступа в глубине массива горных пород рудного штабеля кучного выщелачивания образуется зона трещинообразования массива. Определен радиус зоны трещинообразования, зависящий от радиуса камуфлетного заряда, коэффициента, определяющего условия взрывания, акустической жесткости массива, коэффициента Пуассона и прочностных свойств горных пород рудного штабеля кучного выщелачивания на растяжение.*

Ключевые слова: *радиус трещинообразования; рудный штабель; взрыв; камуфлетный цилиндрический скважинный заряд ВВ; радиальное напряжение; массив горных пород; радиус скважинного заряда ВВ.*

Введение. Совершенствование процесса кучного выщелачивания многоярусного рудного штабеля возможно посредством применения новых рациональных методов, одним из которых является интенсификация путем встряхивания многоярусного рудного штабеля пород взрывом камуфлетного цилиндрического скважинного заряда ВВ. Данный способ приемлем в случае снижения концентрации золота в продуктивном растворе с течением времени, а также в случае образования зоны кольматации. Необходимо произвести встряхивания многоярусного рудного штабеля горных пород взрывами камуфлетных скважинных зарядов ВВ, при этом происходят перемещение, измельчение, размежевание и изменение ориентации кусков породы в глубине многоярусного рудного штабеля с образованием дополнительных микро- и макротрещин.

Цель работы. Определение радиусов зон образования трещинообразования в рудном штабеле кучного выщелачивания при взрыве камуфлетного скважинного заряда ВВ.

Методология. Определение влияния камуфлетного взрыва скважинного заряда ВВ на интенсификацию процесса кучного выщелачивания золота с использованием математического моделирования.

Для определения радиуса зон трещинообразования в рудном штабеле кучного выщелачивания (КВ) использовалась методика, разработанная авторами работ [1–14]. При этом будем считать, что радиус трещинообразования массива определяется действием взрыва камуфлетного цилиндрического скважинного заряда ВВ диаметром d_0.

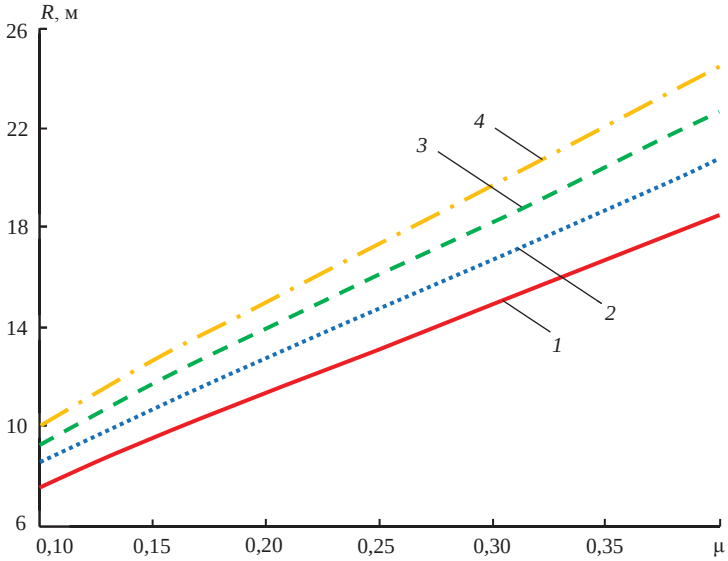

Рис. 1. Зависимость максимального радиуса зон трещинообразования горных пород в рудном штабеле КВ от коэффициента Пуассона при разной акустической жесткости пород:
1 – при $\rho C_р = 8{,}0 \cdot 10^5$ кг/м^3 · м/с; *2* – при $\rho C_р = 10{,}0 \cdot 10^5$ кг/м^3 · м/с;
3 – при $\rho C_р = 12{,}0 \cdot 10^5$ кг/м^3 · м/с; *4* – при $\rho C_р = 14{,}0 \cdot 10^5$ кг/м^3 · м/с

Fig. 1. Dependence between the maximum radius of rock fracture zones in a HL ore pile and Poisson ratio under various acoustic stiffness of rocks:
1 – under $\rho C_р = 8{,}0 \cdot 10^5$ kg/m^3 · m/s; *2* – under $\rho C_р = 10{,}0 \cdot 10^5$ kg/m^3 · m/s;
3 – under $\rho C_р = 12{,}0 \cdot 10^5$ kg/m^3 · m/s; *4* – under $\rho C_р = 14{,}0 \cdot 10^5$ kg/m^3 · m/s

Согласно законам теории упругости, радиус трещинообразования горного массива зависит от величины тангенциальных напряжений на растяжение, возникающих в горном массиве, которые определяются по эмпирической формуле

$$\sigma_{рас} = \frac{\mu\sigma_{сж}}{(1-\mu)},$$

где μ – коэффициент Пуассона; $\sigma_{сж}$ – радиальные напряжения на сжатие, МПа.

Радиальные напряжения на сжатие на фронте детонационной волны и скорость массового смещения массива горных пород связаны между собой следующей зависимостью

$$\sigma_{сж} = \frac{U\rho C_р}{g},$$

где U – скорость массового смещения, м/с; $\rho C_р$ – акустическая жесткость массива горных пород, $\rho C_р = (1{,}5–15) \cdot 10^5$ кг/м^3 · м/с; g – ускорение свободного падения, м/с^2.

Скорость массового смещения продуктивного пласта определяется по известной формуле М. А. Садовского:

$$U = A\left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R_{\text{тр}}}\right)^m, \tag{1}$$

где A – коэффициент, зависящий от условия взрывания, принимается 200–250; Q – масса заряда ВВ, кг; $R_{\text{тр}}$ – расстояние от центра заряда до рассматриваемой точки, м; m – коэффициент поглощения энергии для камуфлетного цилиндрического заряда ВВ, $m = 2$ [15].

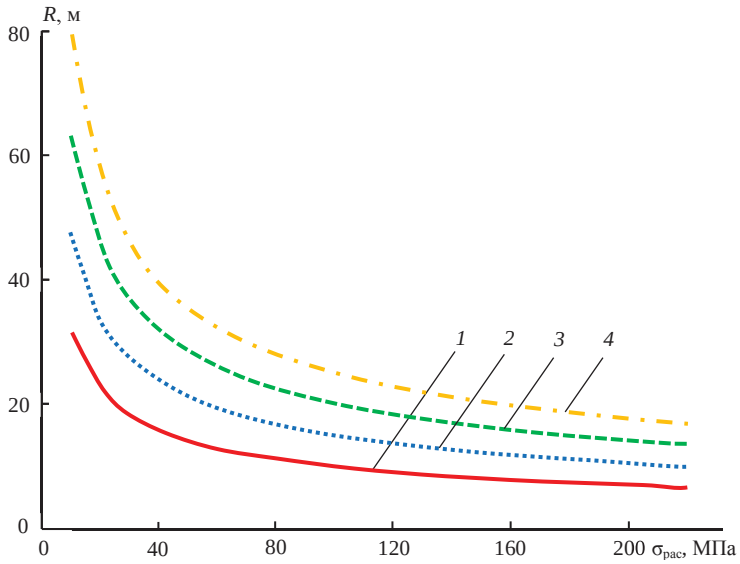

Рис. 2. Зависимость максимального радиуса зон трещинообразования горных пород в рудном штабеле КВ от прочностных свойств на растяжение при разных радиусах скважинного заряда ВВ:
1 – при R_0 = 0,05 м; *2* – при R_0 = 0,075 м; *3* – при R_0 = 0,1 м; *4* – при R_0 = 0,125 м
Fig. 2. Dependence between the maximum radius of rock fracture zones in a HL ore pile and the tensile strength under various radii of a blasthole charge:
1 – under R_0= 0,05 m; *2* – under R_0 = 0,075 m; *3* – under R_0 = 0,1 m; *4* – under R_0= 0,125 m

Подставляя в уравнение (1) значения $Q = 2\pi R_0^3$, имеем:

$$U = 3{,}54\left(\frac{R_0}{R_{\text{тр}}}\right)^n, \tag{2}$$

где R_0 – радиус камуфлетного скважинного заряда, м.

Решив уравнение (2) относительно R и подставив значения U, $\sigma_{\text{сж}}$, получим следующую эмпирическую формулу:

$$R_{\text{тр}} = R_0\sqrt{\frac{3{,}5A\rho C_{\text{р}}\mu}{\sigma_{\text{рас}}(1-\mu)}}.$$

Максимальный радиус зон трещинообразования в глубине рудного штабеля окончательно определяется из условий $\sigma_{рас} = |\sigma_р|$:

$$R_{тр} = R_0\sqrt{\frac{3,5A\rho C_р\mu}{[\sigma_{рас}](1-\mu)}}.$$

Результаты исследования. На рис. 1 показаны зависимости максимального радиуса зон трещинообразования горных пород в рудном штабеле КВ в зависимости от коэффициента Пуассона при разной акустической жесткости пород.

На рис. 2 показаны зависимости максимального радиуса трещинообразования горных пород в рудном штабеле КВ от их прочностных свойств на растяжение при различных радиусах скважинного заряда ВВ.

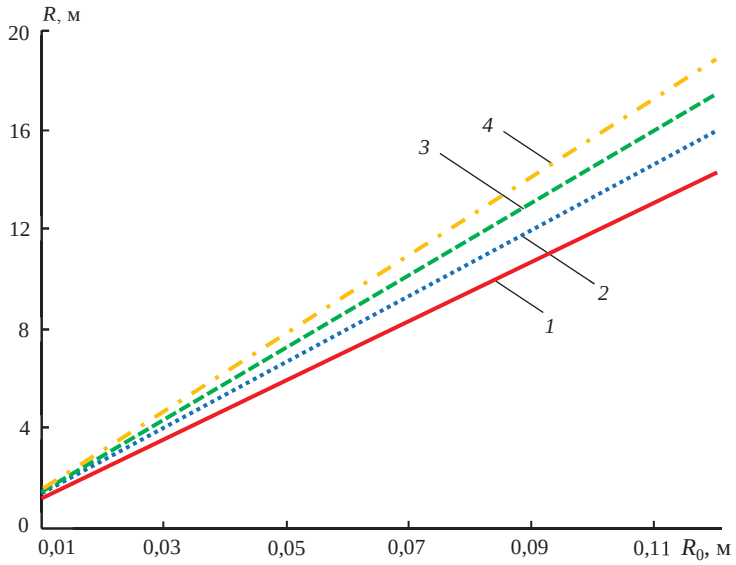

Рис. 3. Зависимость максимального радиуса зон трещинообразования горных пород в рудном штабеле КВ от радиуса скважинного заряда ВВ при разной акустической жесткости:
1 – при $\rho C_р = 8,0 \cdot 10^5$ кг/м^3 · м/с; *2* – при $\rho C_р = 10,0 \cdot 10^5$ кг/м^3 · м/с;
3 – при $\rho C_р = 12,0 \cdot 10^5$ кг/м^3 · м/с; *4* – при $\rho C_р = 14,0 \cdot 10^5$ кг/м^3 · м/с

Fig. 3. Dependence between the maximum radius of rock fracture zones in a HL ore pile and the radius of a blasthole charge under various acoustic stiffness:
1 – under $\rho C_р = 8,0 \cdot 10^5$ kg/m^3 · m/s; *2* – under $\rho C_р = 10,0 \cdot 10^5$ kg/m^3 · m/s;
3 – under $\rho C_р = 12,0 \cdot 10^5$ kg/m^3 · m/s; *4* – under $\rho C_р = 14,0 \cdot 10^5$ kg/m^3 · m/s

На рис. 3 показаны зависимости максимального радиуса зон трещинообразования горных пород в рудном штабеле КВ от радиуса скважинного заряда ВВ при разной акустической жесткости.

На рис. 4 представлены зависимости максимального радиуса зон трещинообразования горных пород в рудном штабеле КВ от коэффициента, учитывающего условия взрывания, при различных радиусах заряда ВВ.

Выводы. Разработана математическая модель действия камуфлетного взрыва цилиндрического скважинного заряда, описывающая зоны трещинообразования в глубине массива горных пород рудного штабеля КВ.

Установлено, что при взрыве камуфлетного скважинного цилиндрического заряда под воздействием ударной и отраженной волн напряжения от свободной поверхности уступа в глубине массива горных пород рудного штабеля КВ образуется зона трещинообразования массива. Определен радиус зоны трещинообразования,

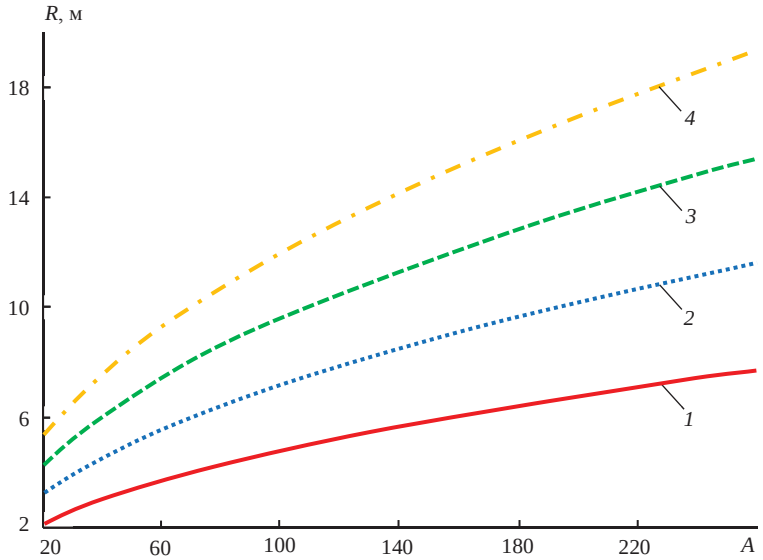

Рис. 4. Зависимость максимального радиуса зон трещинообразования горных пород в рудном штабеле КВ от коэффициента, учитывающего условия взрывания, при разных радиусах скважинного заряда ВВ:
1 – при R_0 = 0,05 м; *2* – при R_0 = 0,075 м; *3* – при R_0 = 0,1 м; *4* – при R_0 = 0,125 м

Fig. 4. Dependence between the maximum radius of rock fracture zones in a HL ore pile and the coefficient accounting for the blasting conditions under various radii of a blasthole charge:
1 – under R_0 = 0,05 m; *2* – under R_0 = 0,075 m; *3* – under R_0 = 0,1 m; *4* – under R_0 = 0,125 m

зависящий от радиуса камуфлетного заряда, коэффициента, определяющего условия взрывания, акустической жесткости массива, коэффициента Пуассона и прочностных свойств горных пород рудного штабеля КВ на растяжение.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Жигур Л. Ю., Мезин А. И. Исследование механизма взрывного нагружения горных пород в зоне недозаряда в скважине // Взрывное дело. 1984. № 86/43. С. 221–225.

2. Cook M. A. The science of industrial explosives. USA, IRECO Chemicals, 1974. 449 p.

3. Ракишев Б. Р. Энергоемкость механического разрушения горных пород. Алматы: Баспагер, 1998. 210 с.

4. Механический эффект подземного взрыва / В. Н. Родионов [и др.]. М.: Недра, 1971. 200 с.

5. Кутузов Б. Н., Рубцов В. К. Физика взрывного разрушения горных пород применительно к взрывным работам // Взрывное дело. 1963. № 53/10. С. 31–36.

6. Беленко Ф. А. Исследование полей напряжения и процесса образования трещин при взрыве колонковых зарядов в скальных породах // Вопросы теории разрушения горных пород под воздействием взрыва. М.: АН СССР, 1958. С. 126–139.

7. Kingery C. N., Shumacher R. N. and Ewing W. O. International Pressures from explosions in suppressive structures. BRL. In from Memorandum report № 403. Aberdeen Proving ground, Mariland, 2005.

8. Esparza E. D., Baher W. E. and Oldham G. A. Blast pressures inside and outside suppressive structures. Edgewood Arsenal Contraction Report EM-CR-76042. Report no. 8. 2005.

9. Покровский Г. И., Федоров И. С. Действие удара взрыва в деформируемых средах. М.: Стройиздат, 1957. 276 с.

10. Ильяхин С. В., Норов А. Ю., Якшибаев Т. М. Определение радиуса зон трещинообразования горного массива при камуфлетном взрыве // Взрывное дело. 2016. № 116/73. С. 29–36.

11. Nikitin L. V., Odintsev V. N. A dilatancy model of tensile macrocracks in compressed rock // Fatigue & Fracture of Engineering Materials & Structures. 1999. Vol. 22. No. 11. P. 1003–1009.

12. Родионов В. Н. Исследование развития полости при камуфлетном взрыве // Взрывное дело. 1974. № 64/21. С. 5–25.
13. Wefbull H. R. W. Pressures recorded in partially closed chambers at explosion of TNT charge. Annals of the New York Academy I of Sciences. 2008. 152. Article 1. P. 356–361.
14. Ракишев Б. Р., Ракишева З. Б., Ауэзова А. М. Скорости и время расширения цилиндрической взрывной полости в массиве пород // Взрывное дело. 2014. № 111/68. С. 3–17.
15. Мосинец В. Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М.: Недра, 1976. 271 с.

Поступила в редакцию 6 августа 2018 года

Сведения об авторах:

Боровков Юрий Александрович – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры геотехнологических способов и физических процессов горного производства Российского государственного геологоразведочного университета. E-mail: bua_51@mail.ru
Якшибаев Темур Минграхматович – аспирант кафедры геотехнологических способов и физических процессов горного производства Российского государственного геологоразведочного университета. E-mail: temur19.01.1988.tm@list.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-30-36

Theoretical studies of changes in fracture zones radius in the ore pile of heap leaching with camouflet blasthole charge explosion

Iurii A. Borovkov[1], Temur M. Iakshibaev[1]
[1] Russian State Geological Prospecting University, Moscow, Russia.

Abstract
Introduction. *Multi-tiered ore pile heap leaching process improvement is possible by using new rational methods, including a method of intensification by means of shaking a multi-tiered ore pile by an explosion of a camouflet cylindrical borehole charge. This method is acceptable if the concentration of gold in the productive solution gradually reduces, and also if clogging zone is formed. It is necessary to shake a multi-tiered ore pile with explosions of camouflet borehole charges, thus moving, grinding, delimiting and changing the orientation of rock pieces in the depth of a multi-tiered ore pile with the formation of additional micro and macro cracks.*
Research aim *is to determine the radiuses of fracture zones in heap leaching ore pile upon the explosion of a camouflet blasthole charge.*
Methodology *includes the determination of the effect of the explosion of a camouflet blasthole charge on the intensification of gold heap leaching process with the use of mathematical simulation.*
Summary. *A mathematical model of the action of a camouflet explosion of a cylindrical borehole charge has been developed, which describes fracture zones in the depth of the rock massif of heap leach ore pile. It has been stated that during the explosion of a camouflet borehole cylindrical charge, under the action of a shock or reflected shock waves of stress, from the free surface of a bench, fracture zone is formed in the depth of the rock massif of heap leach ore pile. The radius has been determined of a fracture zone depending on the radius of a camouflet charge, the coefficient determining the blasting conditions, massif acoustic stiffness, Poisson coefficient, and the coefficient of heap leach rock tensile strength.*

Key words: *fracturing radius; ore pile; explosion; camouflet cylindrical borehole charge; radial stress; rock mass; borehole charge radius.*

REFERENCES

1. Zhigur L. Iu., Mezin A. I. Study of rock explosive loading mechanism in the zone of undercharge in a well. *Vzryvnoe delo = Explosion Technology*. 1984; 86/43: 221–225. (In Russ.)
2. Cook M. A. *The science of industrial explosives*. USA, IRECO Chemicals, 1974. 449 p.
3. Rakishev B. R. *Power intensity of rock disintergation*. Almaty: Baspager Publishing; 1998. (In Russ.)
4. Rodionov V. N. et al. *Mechanical effect caused by an underground explosion*. Moscow: Nedra Publishing; 1971. (In Russ.).
5. Kutuzov B. N., Rubtsov V. K. The physics of explosive loading as applied to blasting operations. *Vzryvnoe delo = Explosion Technology*. 1963; 53/10: 31–36. (In Russ.)
6. Belenko F. A. Investigation of stress fields and the process of fissures generation during column charges blasting in hard rock. In: *Problems of the theory of rock destruction under the action of a blast*. Moscow: AS USSR Publishing; 1958. p. 126–139. (In Russ.)
7. Kingery C. N., Shumacher R. N. and Ewing W. O. *International Pressures from explosions in suppressive structures*. BRL. In from Memorandum report № 403. Aberdeen Proving ground, Mariland, 2005.
8. Esparza E. D., Baher W. E. and Oldham G. A. *Blast pressures inside and outside suppressive structures*. Edgewood Arsenal Contraction Report EM-CR-76042. Report no. 8. 2005.

9. Pokrovskii G. I., Fedorov I. S. *Percussion blow action in deformed environments*. Moscow: Stroiizdat Publishing; 1957. (In Russ.)
10. Iliakhin S. V., Norov A. Iu., Iakshibaev T. M. Determining the radius of rock fracture zones under the camouflet explosion. *Vzryvnoe delo = Explosion Technology*. 2016; 116/73: 29–36. (In Russ.)
11. Nikitin L. V., Odintsev V. N. A dilatancy model of tensile macrocracks in compressed rock. *Fatigue & Fracture of Engineering Materials & Structures*. 1999. Vol. 22. No. 11. P. 1003–1009.
12. Rodionov V. N. Studying the propagation of a void under the camouflet explosion. *Vzryvnoe delo = Explosion Technology*. 1974; 64/21: 5–25. (In Russ.)
13. Wefbull H. R. W. *Pressures recorded in partially closed chambers at explosion of TNT charge*. Annals of the New York Academy I of Sciences. 2008. 152. Article 1. P. 356–361.
14. Rakishev B. R., Rakisheva Z. B., Auezova A. M. Speed and time of cylindrical explosion chamber expansion in the rock mass. *Vzryvnoe delo = Explosion Technology*. 2014; 111/68: 3–17. (In Russ.)
15. Mosinets V. N. *Crushing and earthquake activity of a blast in rocks*. Moscow: Nedra Publishing; 1976. (In Russ.)

Received 6 August 2018

Information about authors:

Iurii A. Borovkov – DSc (Engineering), Professor, professor of the Department of Geotechnological and Physical Processes in Mining, Russian State Geological Prospecting University. E-mail: bua_51@mail.ru
Temur M. Iakshibaev – PhD student, Department of Geotechnological and Physical Processes in Mining, Russian State Geological Prospecting University. E-mail: temur19.01.1988.tm@list.ru

Для цитирования: Боровков Ю. А., Якшибаев Т. М. Теоретические исследования изменения радиуса зон трещинообразования в рудном штабеле кучного выщелачивания взрывом камуфлетного скважинного заряда ВВ // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 5. С. 30–36. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-30-36
For citation: Borovkov Iu. A., Iakshibaev T. M. Theoretical studies of changes in fracture zones radius in the ore pile of heap leaching with camouflet blasthole charge explosion. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 5: 30–36 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-30-36

УДК 622.821.325.3 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-37-43

Physical aspects of methane mass transfer in well influence zones when degassing coal seams

Leonid A. Shevchenko[1]*, Dmitrii A. Tkachenko[1]
[1] Kuzbass State Technical University, Kemerovo, Russia
e-mail: aotp2012@yandex.ru

Abstract

Introduction. *Gas control and aerological safety of high-performance coal mining in mining faces is possible only after qualitative preliminary degasification, which requires a detailed study of methane mass transfer in well influence zone.*

Research aims *to simulate the processes of methane mass transfer to well's exposed surface based on coal mass gas-dynamic state detailed study, taking into account the variable values of gas content along its length and unit segments exposure time. The summation of gas volumes released from each well segment in a definite time will characterize the total flow rate of a well for the same period. This allows a more soundly based design of coal seams preliminary degasification.*

Methodology. *Modern methods of coal seam degasification design do not take into account differentiated gas emission over the length of the well only using its total flow rate. However, the structure of total flow rate of gas into the well reveals the unevenness of initial gas emission from each unit segment depending on its distance from the wellhead; it creates general unevenness of gas yield over the length of the well until it enters the zone of steady gas pressure and gas content. The present article proposes a mathematical simulation method for a complex gas-dynamic process of methane mass transfer in the radial filtration mode within a circular power loop in a massif and a similar flow path in a well.*

Results. *The proposed method will make it possible to calculate the total flow rate of gas from coal seam near-wellbore zone and thereupon determine its residual gas content as well as develop the methods of coal seam degasification design.*

Key words: *well; coal seam; gas flow rate; gas permeability; gas pressure; gas content; radius of influence, filtration.*

Introduction. At the present time coal seams preliminary degasification prior to mining is the only way to ensure normal air-gas condition of coal mines. It makes it possible to maintain permissible concentration of methane, allowed by *Safety Regulations*, in the outcoming jets of working and development faces equal to 1% by means of reduce gas emission out of the mined seam and its leaders.

It should be noted that in the process of coal bearing strata formation, the associate methane has been creating continuous chemical binding with coal by mean of sorption; as a result, the volume of gas sorbed by one ton of coal has been growing continuously with the growth of pressure. As a result, today, natural gas content in coal seams is a few tens of cubic meters per ton of coal. In particular, in Kuzbass at the attained depths this value may reach 20–30 m^3/t. At the same time, in accordance with *RF Government Decree no. 315 of 35 April 2011 "On the Permissible Levels of Hazardous Gas (Methane) Content in a Mine, Coal Seams and Goaf, Requiring Obligatory Degasification if Exceeded"* a coal seam can be mined if natural gas content is

reduced to 13 m^3/t. This standard obliges almost all Kuzbass mines to fulfill preliminary degasification by wells of various orientations in coal massifs.

A well creates internal exposed surface in a massif through which gas yields from the seam over the whole surface of a well as a fissure filtration by means of different pressures in a well and in a massif. Numerous observations at wells in various mining and geological conditions of Kuzbass make it possible to obtain a typical curve of methane flow rate as a function of time (fig. 1) [1–3].

Taking into account different time of exposure for various segments of a well at drilling, it can be stated that total methane flow rate into the well represents the sum of gas volumes escaped from the unit segments of its length which increase as far as they intrude into the massif (q_1, q_2 … q_i) and become stable at entrance to the zone of the established natural gas content (q_{max}). However, these components cannot be identified at the total flow rate of gas metered at the wellhead, for that reason it is necessary to use the method of mathematical simulation [4].

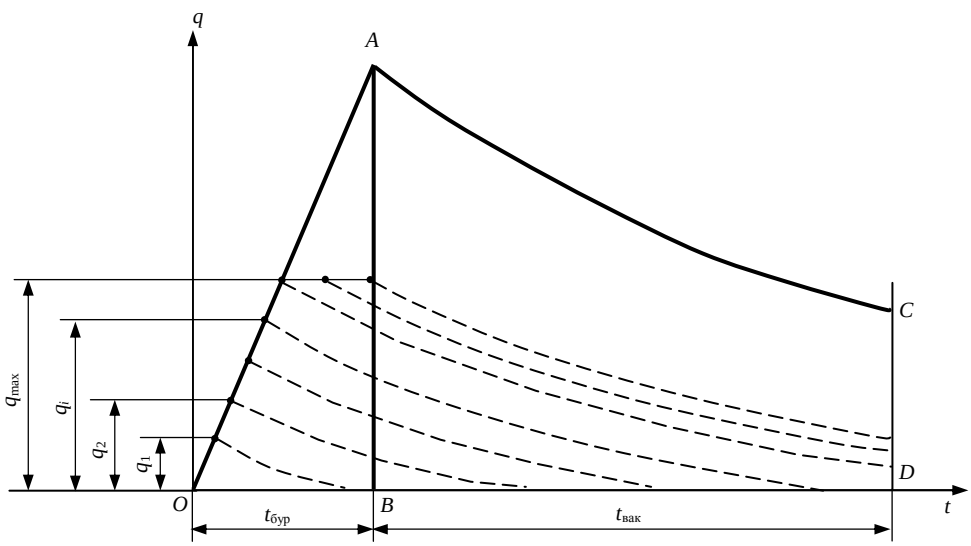

Fig. 1. Typical gas flow rate into the well (*OACD*) and its components (q_1, q_2 ... q_i, q_{max})
Рис. 1. Типовая кривая дебита газа в скважину (*OACD*) и ее составляющие (q_1, q_2 … q_i, q_{max})

As it has been mentioned before, the factor which initiates gas motion in a coal seam is the difference of pressures at the power loop and flow path represented by the internal surface of a well. Fig. 2 shows the character of gas pressure and its gradients variation in near-well-ore zone of a massif in various time points.

Gas will escape into the well until the balance between the pressure gradient and massif's resistance to gas motion is set. This distance can be considered the limiting radius of well influence, formed under $t = \infty$ [5].

As soon as pressure gradient in radial direction from the axis of a well is the main initiator of filtration flow of gas towards the well, the speed of its filtration in a massif, m/s, can be calculated with Darcy's formula [6–8]:

$$v = -\frac{k}{\mu}\frac{dp}{dl}, \quad (1)$$

where k – the coefficient of coal gas permeability, m^2; μ – methane kinematic viscosity, Pa · s; dp/dl – pressure gradient, Pa/m.

At that it should be taken into account that pressure gradients at various segments of a well are not the same and are formed depending on the pressure which has formed in the given area of the massif near the mine working, from which the well is drilled. Thus, gas pressure gradients along the axis of a well will be a variable value, consequently, methane filtration speed changes as far as the depth of well increases. All these factors make methane mass transfer more complex in the zone of well influence which makes it impossible to study it by an experiment. The proposed mathematic model will make it possible to obtain adequate reflection of the gas-dynamic processes around the well, allowing to calculate the flow rate of gas as a function of its length, drilling speed and the time of operation, with the purpose of further coal methane utilization [9–11].

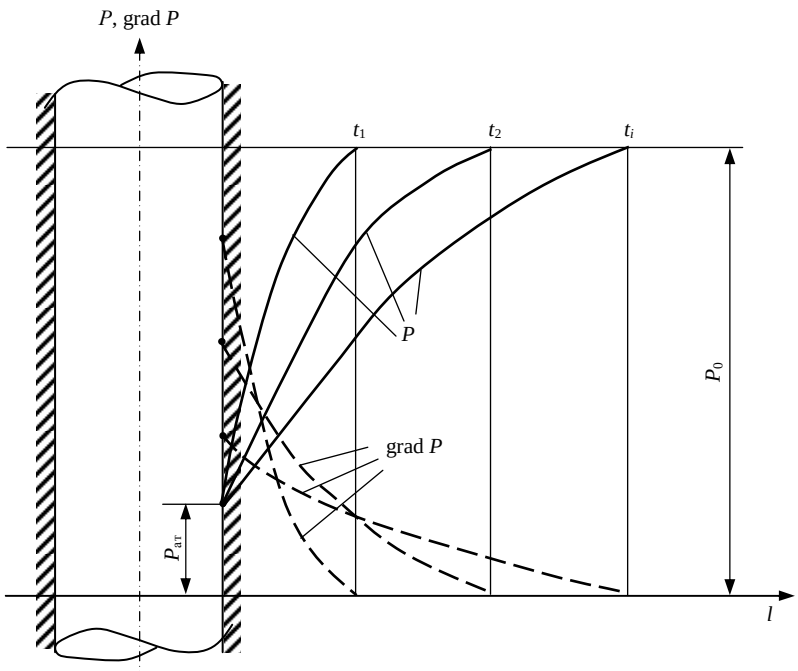

Fig. 2. The change in gas pressure and its gradients in the near-wellbore zone of the array at different time points
Рис. 2. Изменение газового давления и его градиентов в прискважинной зоне массива в разные моменты времени

Mathematical model development. As soon as the face of a well crosses the zones of coal massif with various natural gas content in the process of drilling, its value in any time point will be the function of time $x = f(t)$, which will be equal to x_0 under $t = 0$, and correspondingly, equal to x_1 under $t = T$.

Then

$$x(T) = kt + x_0,$$

where

$$k = \frac{x_1 - x_0}{T},$$

or

$$x = \frac{x_1 - x_0}{T} t + x_0,$$

where T – the total time of drilling.

Gas flow rate as a function of time is described by the following expression

$$q(t) = \int_0^t f(s)\,ds \quad \text{under } 0 \le s \le t. \tag{1}$$

On condition that

$$f(0) = f(T - t);$$
$$f(t) = f(T),$$

we will get

$$f(s) = f(T - t + s) = kz + x_0,$$

where $z = T - t + s$.

Then

$$f(s) = k(T - t + s) + x_0 = kz + k(T - t) + x_0. \tag{2}$$

Taking into account (2), expression (1) will be:

$$q(t) = \int_0^t f(s)\,ds = \int_0^t \left(ks + k(T - t) + x_0\right) ds. \tag{3}$$

Having integrated expression (3), we will get

$$q = (kT + x_0)t - \frac{kt^2}{z}. \tag{4}$$

Equation (4) describes the law of gas emission into the degassing well during the process of drilling.

In real conditions of mine operation, at coal seams preliminary degassing, the factor of time cannot always be an argument because the process of drilling can interrupt for various reasons [12].

In this case it is reasonable to use the length of a well as an argument, which results in the increase in its internal gas yielding surface area.

Having assumed that

$$x_0 = q_0 e^{\beta t}; \qquad x_1 = q_0 e^{\beta T},$$

we will get

$$\beta T = \ln \frac{x_1}{x_0},$$

or

$$\beta = \frac{\ln x_1 - \ln x_0}{T}.$$

Gas flow rate, described as a function of well length, and, consequently, the area of its internal surface, can be described by the following function

$$q(t) = \int_0^t f(s)ds, \tag{5}$$

where $T(s) = f(T - t + s) = q_0 e^{\beta z}$.

As soon as $z = T - t + s$, then, substituting its value into formula (5), we will get

$$q(t) = \int_0^t q_0 e^{\beta(T-t)} e^{\beta s} ds. \tag{6}$$

Equation (6) describes the law of gas flow rate behaviour in a well in time. Having integrated expression (6) in time within the preset limits, we will obtain the total value of capped methane for a certain period. This, in its turn, can be a basis for the determination of a required number of wells at coal seam degasification, which will provide the guaranteed reduction in natural gas content down to the preset values.

Conclusion. The proposed approach using the method of mathematical simulation of a complex gas-dynamic process of methane mass transfer in mine workings and wells makes it possible to develop the methods of coal seams degasification design.

REFERENCES

1. Kovalev V. A., Grishin V. Iu., Shevchenko L. A. Forming gas flow rate into long wells under directional drilling. *Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta = Bulletin of the Kuzbass State Technical University*. 2013; 4: 58–60. (In Russ.)

2. Shevchenko L. A., Grishin V. Iu. Degassing of goafs by long wells. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2014; 2: 10–11. (In Russ.)

3. Shevchenko L. A. Debit gas in well as a comprehensive indicator of gas permeability of the coal seam. *Coal in 21st Century: Mining Processing and Safety. The 8th Russian-Chinese Symp*. Atlantis Press, Amsterdam–Paris–Beuing; 2016: 184–187.

4. Shinkevich M. V., Leontieva E. V. Simulating technogenic structurization of enclosing rock at stoping. *Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta = Bulletin of the Kuzbass State Technical University*. 2015; 3: 23–31. (In Russ.)

5. Romm E. S. *Filtration properties of fissured rock*. Moscow: Nedra Publishing; 1966. (In Russ.)

6. Tarasov B. G., Mashchenko I. D., Riabchenko A. S. On the filtration model of a coal seam. *Voprosy rudnichnoi aerologii = Mining Aerology Issues*. 1967; I:71–78. (In Russ.)

7. Kerkis E. E. *Methods of rock filtration properties study*. Moscow: Nedra Publishing; 1975. (In Russ.)

8. Rodin R. I., Plaksin M. S. Peculiarity of coal seam gas permeability increase. In: *Bulletin of Research Center for Safety in Coal Industry: scientific and technical journal*. 2016; 1: 42–48. (In Russ.)

9. Tailakov O. V., Zastrelov D. N., Tailakov V. O., Efremenkov A. B. Utilization prospects of coalbed methane in Kuzbass. *Applied Mechanics and Materials*. Vol. 756; April 2015: 622–625.

10. Tailakov O. V., Kormin A. N., Zastrelov D. N., Utkaev E. A., Sokolov S. V. Justification of a method for determination of gas content in coal seams to assess degasification efficiency. *Coal in 21st Century: Mining Processing and Safety. The 8th Russian-Chinese Symp*. China; 2016: 324–329.

11. Tailakov O. V., Zastrelov D. N., Utkaev E. A., Kormin A. N., Smyslov A. I. Experience for coal mine methane utilization to generate thermal and electric power. *Project on mine Disaster Prevention and Control: Taishan Academic Forum. Mining 2014*. Qingdao, China, 17–20 October, 2014. P. 450–454.

12. Shevchenko L. A. Mathematical modeling gasdynamically state coal solid in zone borehole in the drilling process. *Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta = Bulletin of the Kuzbass State Technical University*. 2016; 1: 67–70. (In Russ.)

Received 26 February 2019

Information about the authors:

Leonid A. Shevchenko – DSc (Engineering), Professor, Head of the Department of Aerology, Occupational Safety and Environmental Protection, Kuzbass State Technical University. E-mail: aotp2012@yandex.ru
Dmitrii A. Tkachenko – PhD student of the Department of Aerology, Occupational Safety and Environmental Protection, Kuzbass State Technical University. E-mail: tkach.dimon@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-37-43

Физические аспекты массопереноса метана в зонах влияния скважин при дегазации угольных пластов

Шевченко Л. А.[1], Ткаченко Д. А.[1]
[1] Кузбасский государственный технический университет, Кемерово, Россия.

Реферат

Введение. *Управление газовыделением и обеспечение аэрологической безопасности при высокопроизводительной добыче угля в очистных забоях возможно только после качественно проведенной предварительной дегазации, для чего требуется детальное изучение массопереноса метана в зоне влияния скважин.*

Цель работы. *На основе детального изучения газодинамического состояния угольного массива смоделировать процессы массопереноса метана к обнаженной поверхности скважины с учетом переменных значений газоносности по ее длине и времени обнажения единичных отрезков. Суммирование объемов газа, выделившегося с каждого отрезка скважины за определенное время, будет характеризовать общий дебит скважины за тот же период. Это позволит более обоснованно осуществлять проектирование предварительной дегазации угольных пластов.*

Методология. *Современные методы проектирования дегазации угольных пластов не учитывают дифференцированного газовыделения по длине скважины, а оперируют ее общим дебитом. Однако в структуре общего дебита газа в скважину фиксируется неравномерность начального газовыделения с каждого единичного отрезка в зависимости от его расстояния от устья скважины, что создает в целом неравномерность газоотдачи по длине скважины до тех пор, пока она не войдет в зону установившегося газового давления и газоносности. В статье предложен метод математического моделирования сложного газодинамического процесса массопереноса метана в режиме радиальной фильтрации в пределах кругового контура питания в массиве и аналогичного контура стока в скважине.*

Результаты. *Предложенный метод позволит рассчитать общий дебит газа из прискважинной зоны угольного пласта и на этой основе определить его остаточную газоносность, а также усовершенствовать методики проектирования дегазации угольных пластов.*

Ключевые слова: *скважина; угольный пласт; дебит газа; газопроницаемость; газовое давление; газоносность; радиус влияния; фильтрация.*

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ковалев В. А., Гришин В. Ю., Шевченко Л. А. Формирование дебита газа в длинные скважины при направленном бурении // Вестник КузГТУ. 2013. № 4. С. 58–60.
2. Шевченко Л. А., Гришин В. Ю. Дегазация выработанных пространств длинными скважинами // Известия вузов. Горный журнал. 2014. № 2. С. 10–11.
3. Shevchenko L. A. Debit gas in well as a comprehensive indicator of gas permeability of the coal seam // Coal in 21st Century: Mining Processing and Safety. The 8th Russian-Chinese Symp. Atlantis Press, Amsterdam–Paris–Beuing, 2016. P. 184–187.
4. Шинкевич М. В., Леонтьева Е. В. Моделирование техногенной структуризации вмещающего массива горных пород при ведении очистных работ // Вестник КузГТУ. 2015. № 3. С. 23–31.
5. Ромм Е. С. Фильтрационные свойства трещиноватых горных пород. М.: Недра, 1966. 283 с.
6. Тарасов Б. Г., Мащенко И. Д., Рябченко А. С. О фильтрующей модели угольного пласта // Вопросы рудничной аэрологии. 1967. Вып. I. С. 71–78.
7. Керкис Е. Е. Методы изучения фильтрационных свойств горных пород. М.: Недра, 1975. 230 с.
8. Родин Р. И., Плаксин М. С. Особенности повышения газопроницаемости угольных пластов // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности: науч.-техн. журнал. 2016. № 1. С. 42–48.
9. Tailakov O. V., Zastrelov D. N., Tailakov V. O., Efremenkov A. B. Utilization prospects of coalbed methane in Kuzbass // Applied Mechanics and Materials. Vol. 756. April 2015. P. 622–625.
10. Tailakov O. V., Kormin A. N., Zastrelov D. N., Utkaev E. A., Sokolov S. V. Justification of a method for determination of gas content in coal seams to assess degasification efficiency // Coal in 21st Century: Mining Processing and Safety. The 8th Russian-Chinese Symp. China, 2016. P. 324–329.
11. Tailakov O. V., Zastrelov D. N., Utkaev E. A., Kormin A. N., Smyslov A. I. Experience for coal mine methane utilization to generate thermal and electric power // Project on mine Disaster Prevention and Control: Taishan Academic Forum. Mining 2014. Qingdao, China, 17–20 October, 2014. P. 450–454.

12. Шевченко Л. А. Математическое моделирование газодинамического состояния угольного пласта в зоне влияния скважины в процессе бурения // Вестник КузГТУ. 2016. № 1. С. 67–70.

Поступила в редакцию 26 февраля 2019 года

Сведения об авторах:

Шевченко Леонид Андреевич – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой аэрологии, охраны труда и природы Кузбасского государственного технического университета. E-mail: aotp2012@yandex.ru
Ткаченко Дмитрий Александрович – аспирант кафедры аэрологии, охраны труда и природы Кузбасского государственного технического университета. E-mail: tkach.dimon@mail.ru

Для цитирования: Шевченко Л. А., Ткаченко Д. А. Физические аспекты массопереноса метана в зонах влияния скважин при дегазации угольных пластов // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 5. С. 37–43 (In Eng.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-37-43
For citation: Shevchenko L. A., Tkachenko D. A. Physical aspects of methane mass transfer in well influence zones when degassing coal seams. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 5: 37–43. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-37-43

УДК 622.01.016 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-44-53

Газовыделение при механодеструкции угля

Дырдин В. В.[1], Ким Т. Л.[1]*, Фофанов А. А.[1], Плотников Е. А.[2], Воронкина Н. М.[3]
[1] Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева, г. Кемерово, Россия
[2] Шахта «Распадская», г. Междуреченск, Россия
[3] СУЭК-Кузбасс, г. Ленинск-Кузнецкий, Россия
e-mail: tanyakim@list.ru

Реферат

Введение. *Обеспечение безопасности горных работ при подземной разработке месторождений каменного угля неразрывно связано с применением мер, направленных на уменьшение газовыделения из краевых зон угольных пластов. В настоящее время нет точного ответа на вопрос, почему при внезапных выбросах угля и газа удельное газовыделение превышает в несколько раз природную газоносность. В связи с этим научная задача изучения газовыделения при механодеструкции угля является актуальной.*

Цель работы. *Целью данной статьи является проверка гипотезы наличия в каменном угле метана, находящегося с матрицей в иных, не сорбционных формах связи, но способного переходить в газообразное состояние при механодеструкции, т. е. при разрушении угля.*

Методология. *Авторами проведен отбор угольных проб из пластов угольных шахт Кузбасса. Установлен характер изменения средневзвешенного размера частиц угля в зависимости от числа циклов разрушения. А также приведены результаты хроматографического анализа газа, выделившегося при разрушении отобранных угольных проб.*

Результаты. *Установлено, что при разрушении проб угля, отобранных на границе зоны влияния выработки, происходит интенсивное выделение «угольных» газов, при этом наибольшая концентрация наблюдается у метана. Установлено, что при механодеструкции угля происходит разрыв внутримолекулярных связей атомов углерода с «бахромой», а также между графитоподобными слоями углеродной решетки, что приводит к высвобождению значительного количества газа и переходу его в свободное состояние.*

Выводы. *Разработана методика экспериментального определения удельного газовыделения, позволяющая оценивать склонность участка угольного пласта к внезапным выбросам угля и газа.*

Ключевые слова: *разрушение угля; газовыделение; механодеструкция; угольный пласт; внезапные выбросы.*

Введение. Практика подземной разработки угольных пластов, склонных к внезапным выбросам угля и газа, показала, что при выбросах газовыделение составляет примерно 50–100 м^3/т [1, 2], а в Карагандинском бассейне – более 100 м^3/т [3], что значительно превышает природную газоносность пластов, на которых произошли выбросы. Меры борьбы с внезапными выбросами угля и газа связаны в основном с предварительной дегазацией опасных по выбросам пластов, но ее эффективность в большинстве случаев не превышает 10–20 % [1]. Противовыбросные мероприятия могут быть более эффективными, если будут установлены источники поступления метана в зоны, где формируется выбросоопасная ситуация. Большинство авторов [1, 4, 5] склонны считать, что образование метана или его освобождение из закрытых пор [6] возможно в процессе разрушения угля, когда нарушаются внутримолекулярные связи «бахромы» с макромолекулой угля, а связи между атомами углерода, образующими правильные шестиугольники, сохраняются. «Бахрома» содержит водород, а также метильные группы. По расчетам, представленным в [1], если только 5 % оторвавшихся метильных групп

участвует в образовании молекул метана, то это эквивалентно выделению до 42 м^3 дополнительного метана, что в какой-то мере может объяснить высокое удельное газовыделение при внезапном выбросе угля и газа.

Действительно, в угле может существовать неорганический синтез насыщенных и ненасыщенных углеводородов алифатического ряда. При этом двухвалентное железо может служить катализатором таких реакций.

Синтез был открыт Фишером и Тропшем [7–9]. Реакции типа $2\ CO + H_2 = [-CH_2-] + CO_2$ (–204,8 кДж) по их расчетам позволяют получить максимальный выход углеводородов до 208,5 г на 1 м^3 смеси ($CO + H_2$), а образование метана может идти по реакции $CO + 3H_2 = CH_4 + H_2O$ (–206,4 кДж).

В угольном пласте это возможно только при локальном повышении температуры и наличии катализатора. Действительно, авторами работы [10] методами ионной масс-спектрометрии зафиксировано выделение метана при низкотемпературном нагреве и установлено, что двухвалентное железо является эффективным катализатором этого процесса.

Обязательное наличие катализатора и достаточно высокая температура в угольном пласте, которая при спокойном залегании пласта никогда не наблюдается, являются ограничениями реального осуществления данной гипотезы. Однако, по данным [6], в угольных пластах присутствует двухвалентное железо [11]. А согласно данным, приведенным в [11], температура поверхностного слоя трещин в момент их образования выше, чем в окружающей среде, и для гранитов может составлять 10^3 К, что зафиксировано тепловизором. Трещинообразование при разрушении горной породы связано с разделением зарядов на ее берегах, поэтому при достижении пробойной напряженности электрического поля между берегами трещин происходит разряд, сопровождающийся импульсом электромагнитного излучения. Поэтому высокая температура, обнаруженная на стенках трещин, не является чем-то исключительным. Нерешенными остаются вопросы времени поддержания высокой температуры и количества энергии, перешедшей в тепло, способной вызвать реакцию синтеза углеводородов. Для угля подобные исследования проводились В. Н. Опариным и Т. А. Киряевой [12]. Ими установлено, что при сжимающих напряжениях, составляющих 0,5 от разрушающих для образца угля, температура в центре образца была выше на 0,7–0,9°, чем на краях. Необходимая удельная энергия для одноосного разрушения образца каменного угля составляет примерно 3,7 кДж/м^3. При мощности внезапного выброса около 100 т угля затраченная энергия на разрушение угля составляет около 285 кДж, т. е. сопоставима с энергией активации процесса образования дополнительного объема метана. Но надо иметь в виду, что если потенциальная энергия горного давления значительно больше этой величины, то ее оставшаяся часть после разрушения идет на повышение кинетической энергии разрушенного объема. На нагрев может пойти только в исключительных случаях, когда нет выноса угля или пород в горные выработки.

Как известно, каменный уголь является углеродным полимером достаточно сложного состава и имеет слоистую структуру. Сердцевина макромолекулы угля является графитоподобной и содержит внутри каждого слоя правильные шестиугольники из атомов углерода. Слои находятся на расстоянии $3{,}35 \cdot 10^{-10}$ м друг от друга [13]. А эффективный диаметр молекулы метана составляет примерно $4{,}14 \cdot 10^{-10}$ м. Так что в спокойном залегании при процессах сорбции-десорбции метан в межслоевую структуру угля проникнуть не может. Можно предположить, что молекулы метана могли там оказаться в отдаленные геологические периоды, когда шли процессы углеобразования из растительных остатков, горное давление еще не было сформировано [14], а температура была достаточно высокой. Вследствие процессов углеобразования в межплоскостном объеме может располагать-

ся значительное число образовавшихся молекул метана. Вследствие того, что межслоевые расстояния меньше эффективного диаметра молекулы метана, они остаются там практически неподвижными до момента разрушения слоев. В этом случае можно говорить об «интеркаляционной» форме связи метана с макромолекулой угля, которая может нарушаться (а метан высвобождаться) только в процессе механического разрушения.

Необходимо отметить возможность существования для графита искусственных «интеркалятов» [14, 15].

В межплоскостное пространство графита вводятся молекулы азотной или серной кислоты, имеющие размеры больше, чем межплоскостное расстояние. В результате происходит либо раздвигание слоев, либо нарушение внутренней структуры, обеспечивающее другим молекулам «облегченный» вход в межслоевое пространство.

Цель работы. В работах [14, 16] показано, что на единицу органической массы угля в «интеркаляционной» форме связи метана с угольной матрицей может находиться до 4,17 молей газа, что эквивалентно 90 м^3/т.

Целью данной статьи является проверка гипотезы наличия в каменном угле метана, находящегося с матрицей в иных, не сорбционных формах связи, но способного переходить в газообразное состояние при механодеструкции, т. е. при разрушении угля.

Таблица 1. Характеристики угольных пластов
Table 1. Characteristics of coal seams

Пласт	Марка угля	Мощность *m*	Крепость *f*	Пористость П, %	Влажность *W*, %	Угол падения пласта α, град	Плотность ρ, кг/м^3	Природная газоносность, м^3/т
Толмачевский	Г	2,35–2,50	1,3	5,5	5,1	1–50	1440	12–17
10	ГЖ	1,9–2,2	1,4	7,8	0,8		1420	10–12
Поленовский	Г	1,72–2,4	1,5–2	3,6	4–6	39	1390	9–10
7-7а	ГЖ	4,1	1,4	7,4	0,8		1490	12–15
XXIV	К	0,71–1,8	1,1	3,5	3,8		1420	15–18

Методология. С этой целью на ряде пластов угольных шахт Кузбасса были отобраны пробы угля с помощью керноотборника на расстоянии 3,0–3,5 м от борта выработки. На каждом участке пласта отбиралось по две пробы, одна из которых помещалась в герметичный контейнер и доставлялась в лабораторию для исследования газовыделения при последовательной механодеструкции. Другая проба также подвергалась механодеструкции, с ее помощью измеряли средневзвешенный размер частиц угля.

Проба угля для измерения газовыделения помещалась в герметичный цилиндрический стакан, содержащий стальной стержень для разрушения угля, в крышку стакана были вмонтированы кран со штуцером для подключения манометра и термосопротивление для контроля измерения температуры. Процесс дробления угля осуществлялся путем вращения стакана в течение 1 мин, после 5-минутной выдержки производилось измерение давления газа и температуры. Если давление газа в стакане после разрушения составляло около 10 кПа, то газ отбирался из стакана и подвергался хроматографическому анализу. Первоначальное давление в стакане, зависящее от природной газоносности пласта и начальной скорости газоотдачи угля, измерялось через 2–2,5 ч. С каждым новым циклом, по мере дробления пробы, уменьшался средневзвешенный размер частиц угля, который

определялся по второй пробе с помощью ситового анализа и рассчитывался по формуле

$$\langle d_n \rangle = \sum_{i=1}^{N} d_i \Delta m_i \Big/ m, \tag{1}$$

где N – число циклов разрушения; Δm_i – масса частиц угля диаметром $d \geq d_i$; d_i – диаметр частиц, определенный номером сита; m – масса пробы угля. В табл. 1 представлены характеристики исследуемых угольных пластов.

На рис. 1 показана зависимость диаметра частиц угля от количества циклов разрушений, включающих 1 мин разрушения пробы и 5 мин выдержки.

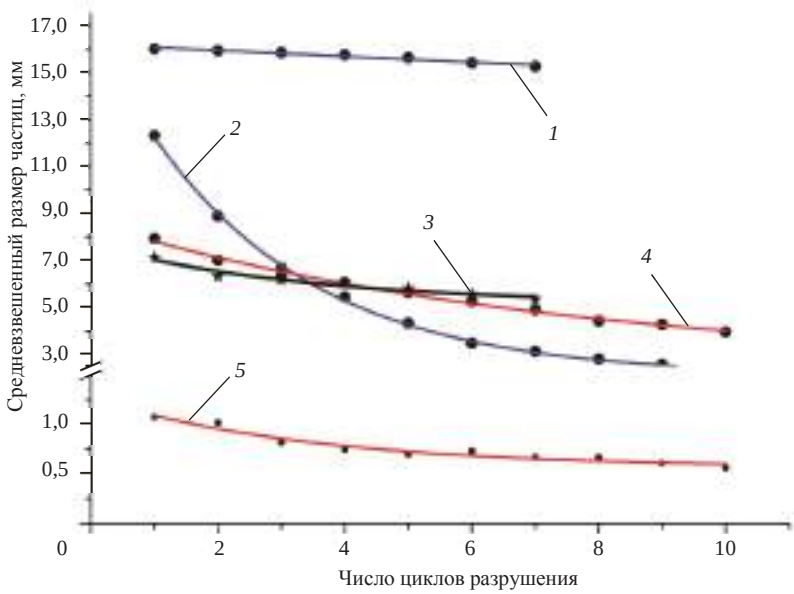

Рис. 1. Изменение средневзвешенного размера частиц угля в зависимости от числа циклов дробления:
1 – пласт Толмачевский шахты «Комсомолец», г. Ленинск-Кузнецкий; *2* – пласт 10 шахты «Распадская», г. Междуреченск; *3* – пласт Поленовский шахты «Кирова», г. Ленинск-Кузнецкий; *4* – пласт 7-7а шахты «Распадская», г. Междуреченск; *5* – пласт XXIV шахты «Первомайская», г. Березовский

Fig. 1. Change in the average weighed size of coal particles has been determined depending on the number of grinding cycles:
1 –Tolmachevsky seam of Komsomolets mine, Leninsk-Kuznetsky town; *2* – seam 10 of the Raspadskaya coal mine, Mezhdurechensk town; *3* – Polenovsky seam of Kirova mine, Leninsk-Kuznetsky town; *4* – 7-7a seam of the Raspadskaya coal mine, Mezhdurechensk town; *5* – seam XXIV of Pervomaiskaya mine, Berezovsky town

Для исследования отбирались пробы примерно одинакового объема. При разрушении в одинаковое количество циклов уголь вел себя по-разному: один уголь (более слабый) разрушался в два-три цикла и выделял при этом практически весь газ, находившийся в связи с макромолекулой, а другой (более крепкий) разрушался не сразу и газ отдавал последовательно в каждом цикле и в большем объеме по сравнению со слабым углем.

По результатам измерения газовыделения при разрушении пробы угля рассчитывали число молей выделившегося газа, приходящееся на единицу массы угля, моль/кг:

$$\Delta\nu' = \frac{1}{m} \cdot \frac{\left(\Delta P_0 + \sum_{i=1}^{N} \gamma \exp\left(\frac{-\langle d_i \rangle + b}{c} \right) \right) V}{RT_1},$$

где ΔP_0 – исходное давление газа в стакане, Па; γ, *b*, *c* – постоянные, определяемые для каждого пласта по экспериментальным значениям, Па; $\langle d \rangle$ – средневзвешенный размер частиц после очередного цикла разрушения, мм; *R* – универсальная газовая постоянная, Дж/моль · К; T_1 – термодинамическая температура при разрушении, которая составляла 294,5° С; *V* – объем пробы газа.

Объем пробы газа находили с учетом объемов стакана, угля, железного стержня.

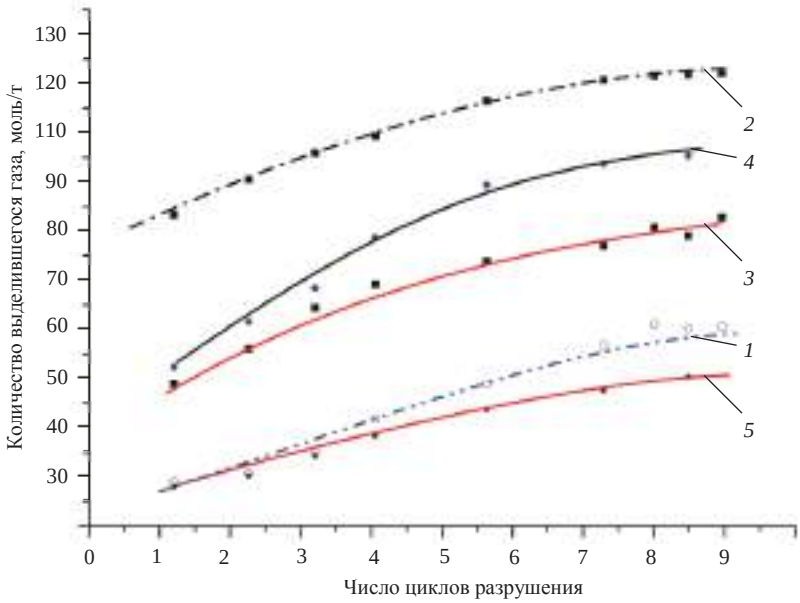

Рис. 2. Изменение количества выделившегося из угля газа в зависимости от числа циклов дробления:
1 – пласт 10 шахты «Распадская», г. Междуреченск; *2* – пласт 7-7а шахты «Распадская», г. Междуреченск; *3* – пласт XXIV шахты «Первомайская», г. Березовский; *4* – пласт Толмачевский шахты «Комсомолец», г. Ленинск-Кузнецкий; *5* – пласт Поленовский шахты «Кирова», г. Ленинск-Кузнецкий

Fig. 2. Change in the amount of gas liberated from coal depending on the number of grinding cycles:
1 – seam 10 of the Raspadskaya coal mine, Mezhdurechensk town; *2* – 7-7a seam of the Raspadskaya coal mine, Mezhdurechensk town; *3* – seam XXIV of Pervo-maiskaya mine, Berezovsky town; *4* – Tolmachevsky seam of Komsomolets mine, Leninsk-Kuznetsky town; *5* – Polenovsky seam of Kirova mine, Leninsk-Kuznetsky town

Удельное газовыделение, приведенное к нормальным условиям, было рассчитано по формуле:

$$V = \frac{\Delta \nu z R T}{P_{атм}},$$

где *z* – коэффициент сжимаемости газа; *R* – универсальная газовая постоянная, Дж/моль · К; T_0 – термодинамическая температура, равная 273 К; $P_{атм}$ – атмосферное давление, равное $1{,}013 \cdot 10^5$ Па.

Результаты. На рис. 2. приведены экспериментальные зависимости удельного газовыделения из проб угля для пластов 7-7а и 10 шахты «Распадская», пласта Толмачевский шахты «Комсомолец», пласта Поленовский «Шахты имени Кирова» и пласта 24 шахты «Березовская» в зависимости от числа циклов разрушения в пересчете на тонну угля.

В табл. 2 приведены результаты определения суммарного количества молей газа, выделившегося при механодеструкции проб угля. Также приведены результаты расчета объемов выделившегося газа, приведенные к нормальным условиям.

Какие газы выделяются при механодеструкции пробы угля? На этот вопрос был получен ответ после проведения хроматографического анализа проб газа, которые отбирались из стакана после очередного цикла разрушения. На рис. 3 представлены результаты измерений состава выделившегося газа из пробы угля с пластов 7-7а и 10 шахты «Распадская», пласта «Толмачевский» шахты «Комсомолец», пласта Поленовский «Шахты имени Кирова».

Анализ изменения состава газа в стакане показал, что после каждого цикла разрушения концентрация метана и других углеводородов, в том числе окиси и двуокиси углерода, увеличивалась, а кислорода – уменьшалась. Так, после шестого цикла разрушения концентрация метана возросла в 5,6 раза и составила 52 %, концентрация этана – в 2,6 раза, окиси углерода – в 4 раза, а концентрация кислорода уменьшилась с 17,8 % до 7,6 %.

Таблица 2. Результаты определения и расчета объемов выделившегося газа при механодеструкции угля

Table 2. Results of the determination and assessment of the amount of gas liberated under coal mechanical degradation

Пласт	Количество газа $\Delta\nu$, моль/т	Удельный объем V, м^3/т
10, шахта «Распадская» г. Междуреченск	518,7	10,3
7-7а, шахта «Распадская» г. Междуреченск	1026,1	20,4
XXIV, шахта «Первомайская» г. Березовский	736,2	14,6
Толмачевский, шахта «Комсомолец» г. Ленинск-Кузнецкий	293,2	5,8
Поленовский, шахта «Кирова» г. Ленинск-Кузнецкий	522,3	10,4

Уменьшение концентрации кислорода вполне объяснимо, так как первоначально проба газа содержала воздух, в котором концентрация кислорода составляла 21,8 %.

Таким образом, разрушение угольной пробы приводит к нарушению внутренних связей в твердом углегазовом растворе и выделению дополнительных объемов «угольных» газов.

Проведенные исследования позволяют предположить, что основная масса газа, выделяющегося при внезапном выбросе угля и газа, в исходном состоянии находится в достаточно сильной связи с макромолекулой угля. Но при импульсном воздействии механических нагрузок при ведении очистных или буровзрывных работ на соседних участках или пластах происходит разрушение отдельных зон угля и интенсивное газовыделение. Выбросоопасная ситуация может возникнуть на пластах, имеющих малую проницаемость и сохраняющих высокое газовое давление вблизи забоя выработки. При этом может реализоваться модель, представленная С. А. Христиановичем, согласно которой под действием первоначального механического импульса возникают волна дробления, распространяющаяся в сторону массива, и волна выброса, распространяющаяся в сторону забоя выработки.

Выводы. Показано, что выделение значительного количества метана при внезапных выбросах угля и газа невозможно объяснить только в рамках существова-

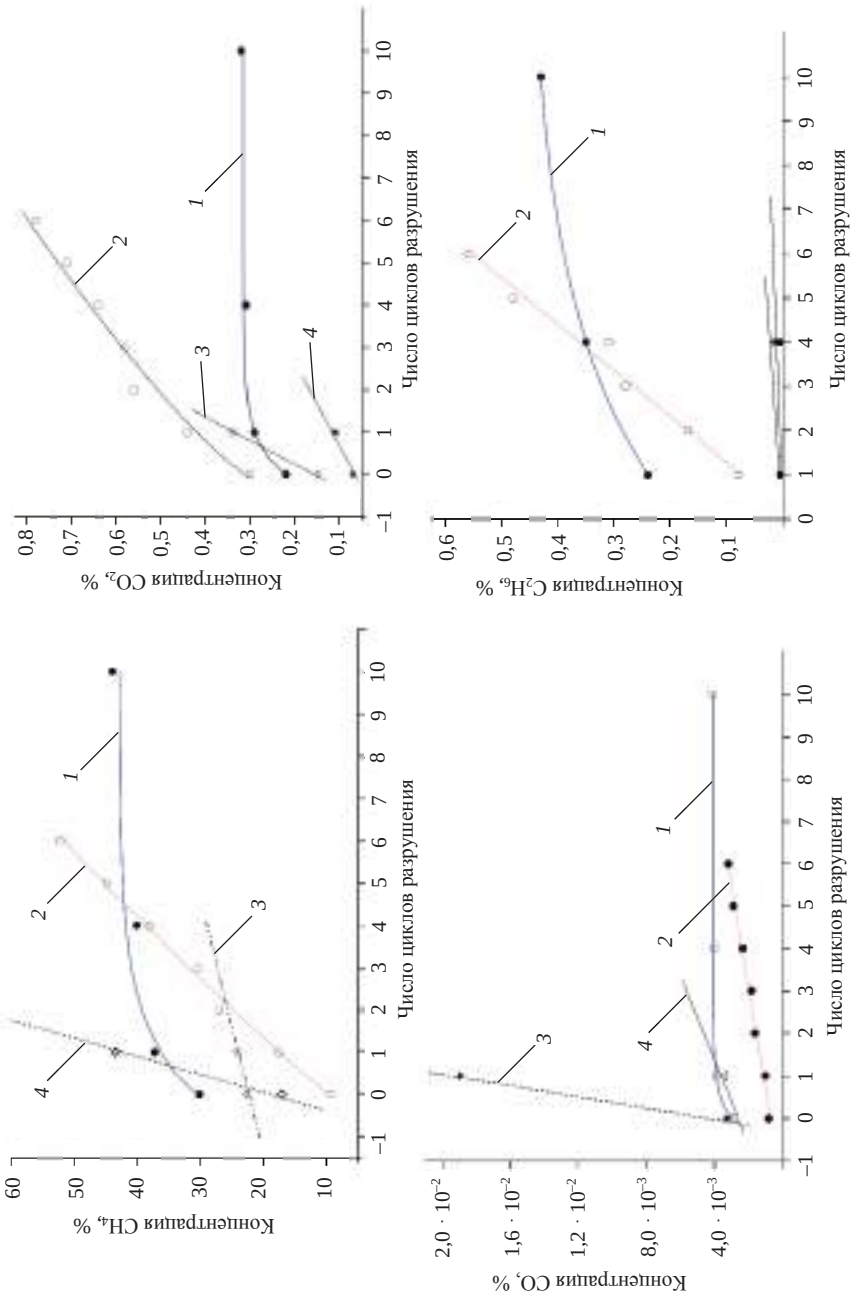

Рис. 3. Изменение концентрации газов в пробе угля после разрушения:
1 – пласт 10 шахты «Распадская», г. Междуреченск; *2* – пласт 7-7а шахты «Распадская», г. Междуреченск; *3* – пласт Толмачевский шахты «Комсомолец», г. Ленинск-Кузнецкий; *4* – пласт Поленовский шахты «Кирова», г. Ленинск-Кузнецкий

Fig. 3. Change in the concentration of gases in a coal sample after destruction:
1 – seam 10 of the Raspadskaya coal mine, Mezhdurechensk town; *2* – *7-7a* seam of the Raspadskaya coal mine, Mezhdurechensk town; *3* – Tolmachevsky seam of Komsomolets mine, Leninsk-Kuznetsky town; *4* – Polenovsky seam of Kirova mine, Leninsk-Kuznetsky town

ния свободного и сорбированного метана. По всей видимости, значительная часть «угольных» газов находится в угольной матрице в конденсированном состоянии и образует с макромолекулой твердый углегазовый раствор.

Установлено, что при механодеструкции угля происходит разрыв внутримолекулярных связей атомов углерода с «бахромой», а также между графитоподобными слоями углеродной решетки, что приводит к высвобождению значительного количества газа и переходу его в свободное состояние.

Хроматографический анализ газов, выделившихся после механодеструкции пробы угля, показал, что количество метана, перешедшее при этом в свободное состояние, превышает аналогичное количество других газов.

Получено, что при механодеструкции проб угля, взятых на участке угольного пласта, склонного к внезапным выбросам угля и газа, выделяется количество метана, превышающее количество газа, выделившееся при механодеструкции проб угля, взятых из неопасных зон.

Разработана методика определения газовыделения из угля при его механодеструкции, позволяющая выявлять участки угольного пласта в пределах шахтного поля, потенциально опасные по внезапным выбросам угля и газа.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Малинникова О. Н., Фейт Г. Н. Эффект образования метана и дополнительной сорбции при разрушении газонасыщенного угля в условиях объемного напряженного состояния // ГИАБ. 2004. № 8. С. 196–200.

2. Малинникова О. Н. Условия образования метана из угля при разрушении // ГИАБ. 2001. № 5. С. 95–99.

3. Чернов О. И., Розанцев Е. С. Предупреждение внезапных выбросов угля и газа в угольных шахтах. М.: Недра, 1965. 211 с.

4. Ходот В. В., Яновская М. Ф., Премыслер Ю. С. Газовыделение из угля при его разрушении // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 1966. № 6. С. 3–11.

5. Дырдин В. В., Опарин В. Н., Фофанов А. А., Смирнов В. Г., Ким Т. Л. О возможном влиянии вторичных осадок основной кровли при отработке угольных пластов на их выбросоопасность при разложении газовых гидратов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2017. № 5. С. 3–14.

6. Алексеев А. Д. Метан угольных пластов. Формы нахождения и проблемы извлечения // Геотехническая механика: межвед. сб. науч. тр. Днепропетровск: ИГТМ НАНУ, 2010. Вып. 87. С. 10–15.

7. Fischep F. Preparation of synthetic // Brennstoff. Chem. 1923. Vol. 4. P. 276–285.

8. Фальбе Ю. М. Химические вещества из угля. М.: Химия, 1984. 616 с.

9. Proskurowski G., Lilley M. D., Seewald J. S., Früh-Green G. L., Olson E. J., Lupton J. E., Sylva S. P., Kelley D. S. Abiogenic hydrocarbon production at Lost City hydrothermal field // Science. 2008. Vol. 319. No. 5863. P. 604–607.

10. Гаврилюк В. Г., Шанина Б. Д., Скоблик А. П., Кончин А. А., Колесник В. Н., Ульянова Е. В. Механизм формирования угольного метана // ГИАБ. 2015. № 8. С. 211–220.

11. Менжулин М. Г., Монтиков А. В., Васильев С. В. Физические процессы образования метана при разрушении угля // Записки Санкт-Петербургского Горного института. Геология. 2014. Т. 207. С. 222–225.

12. Опарин В. Н., Киряева Т. А., Гаврилов В. Ю., Шутилов Р. А., Ковчавцев А. П., Танайно А. С., Ефимов В. П., Астраханцев И. Е., Гренев И. В. О некоторых особенностях взаимодействия между геомеханическими и физико-химическими процессами в угольных пластах Кузбасса // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2014. № 2. С. 3–30.

13. Глинка Н. А. Общая химия. М.: Интеграл-Пресс, 2003. 728 с.

14. Смирнов В. Г., Дырдин В. В., Исмагилов З. Р., Ким Т. Л., Манаков А. Ю. О влиянии форм связи метана с угольной матрицей на газодинамические явления, возникающие при подземной разработке угольных пластов // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. 2017. Вып. 1. С. 34–41.

15. Сорокина Н. Е., Никольская И. В., Ионов С. Г., Авдеев В. В. Интеркалированные соединения графита акцепторного типа и новые углеродные материалы на их основе // Известия Академии наук. Серия химическая. 2005. № 8. С. 1699–1716.

16. Smirnov V. G., Dyrdin V. V., Ismagilov Z. R., Manakov A. Y., Ukraintseva E. A., Villevald G. V., Karpova T. D., Terekhova I. S., Ogienko A. G., Lyrshchikov S. Y. Formation and decomposition of methane hydrate in coal // Fuel. 2016. T. 166. C. 188–195.

Поступила в редакцию 5 апреля 2019 года

Сведения об авторах:

Дырдин Валерий Васильевич – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры физики Кузбасского государственного технического университета имени Т. Ф. Горбачева. E-mail: vvd1941@mail.ru
Ким Татьяна Леонидовна – кандидат технических наук, и. о. заведующего кафедрой физики Кузбасского государственного технического университета имени Т. Ф. Горбачева. E-mail: tanyakim@list.ru
Фофанов Андрей Алексеевич – старший преподаватель кафедры физики Кузбасского государственного технического университета имени Т. Ф. Горбачева. E-mail: thunder55@mail.ru
Плотников Евгений Анатольевич – кандидат технических наук, заместитель начальника участка аэрологической безопасности шахты «Распадская». E-mail: plotnikov_ea@raspadskaya.com
Воронкина Наталья Михайловна – начальник отдела контроля динамических явлений и мониторинга массива горных пород СУЭК-Кузбасс. E-mail: voronkinanm@suek.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-44-53

Gas emission under coal mechanical degradation

Valerii V. Dyrdin[1], Tatiana L. Kim[1], Andrei A. Fofanov[1], Evgenii A. Plotnikov[2], Natalia M. Voronkina[3]
[1] T. F. Gorbachev Kuzbass State Technical University, Kemerovo, Russia.
[2] Raspadskaya coal mine, Mezhdurechensk, Russia.
[3] SUEK-Kuzbass, Leninsk-Kuznetsky, Russia.

Abstract

Introduction. *Hard coal underground mining safety is inextricably bound up with the measures aimed at the reduction of gas development from the margins of coal seams. At the present time there is no accurate answer to the question why under gas and coal outbursts, specific emission overruns natural gas content by several times. In this regard the scientific task of studying gas emission under coal mechanical degradation is relevant.*

Research aim. *The present article aims to test the hypotheses of the presence of methane in hard coal, being in other, not sorption bonds, with the matrix, but being able to transfer into gaseous state under mechanical degradation, i.e. coal destruction.*

Methodology. *The authors collected coal samples from the seams of coal mines of Kuzbass. The character of change in the average weighed size of coal particles has been determined depending on the number of destruction cycles. The results of the chromatographic analysis of gas liberated under the coal samples destruction are introduced.*

Results. *It has been stated that under the destruction coal samples, collected at the margin of mine influence, "coal" gas is intensively liberated, methane having the higher concentration. It has been stated that under coal mechanical degradation there is a breaking of bonds between the atoms of carbon with "fringes", and between the graphite-like layers of carbon grating, which leads to the liberation of a significant amount of gas and its transition into the unbound state.*

Summary. *The method of experimental determination of specific gas emission has been worked out, making it possible to assess the tendency of a coal seam to coal and gas outbursts.*

Key words: *coal destruction; gas emission; mechanical degradation; coal seam; outbursts.*

REFERENCES

1. Malinnikova O. N., Feit G. N. Effect of methanogenesis and additional sorption under gas-saturated coal destruction in the conditions of three-dimensional stress state. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2004; 8: 196–200. (In Russ.)
2. Malinnikova O. N. Conditions of methane liberation from coal under destruction. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2001; 5: 95–99. (In Russ.)
3. Chernov O. I., Rozantsev E. S. *Coal and gas outburst prevention in coal mines*. Moscow: Nedra Publishing; 1965. (In Russ.)
4. Khodot V. V., Ianovskaia M. F., Premysler Iu. S. Gas emission from coal under coal destruction. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh = Journal of Mining Science*. 1966; 6: 3–11. (In Russ.)
5. Dyrdin V. V., Oparin V. N., Fofanov A. A., Smirnov V. G., Kim T. L. Possible effect of main roof settlement on outburst hazard in case of gas hydrate dissociation during coal mining. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh = Journal of Mining Science*. 2017; 5: 3–14. (In Russ.)
6. Alekseev A. D. Methane in coal seams. Forms and extraction problems. In: *Geotechnical mechanics: interauthority collection of scientific articles*. Dnepropetrovsk: IGTM NANU Publishing; 2010; 87: 10–15. (In Russ.)
7. Fischep F. Preparation of synthetic. *Brennstoff. Chem*. 1923; 4: 276–285.
8. Falbe Iu. M. *Chemicals from coal*. Moscow: Khimiia Publishing; 1984. (In Russ.)

9. Proskurowski G., Lilley M. D., Seewald J. S., Früh-Green G. L., Olson E. J., Lupton J. E., Sylva S. P., Kelley D. S. Abiogenic hydrocarbon production at Lost City hydrothermal field. *Science*. 2008; 319 (5863): 604–607.
10. Gavriliuk V. G., Shanina B. D., Skoblik A. P., Konchin A. A., Kolesnik V. N., Ulianova E. V. A mechanism for formation of coal methane. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2015; 8: 211–220. (In Russ.)
11. Menzhulin M. G., Montikov A. V., Vasiliev S. V. Physical processes of methanogenesis under coal destruction. *Zapiski Sankt-Peterburgskogo Gornogo instituta. Geologiia = Journal of Mining Institute. Geology*. 2014; 207: 222–225. (In Russ.)
12. Oparin V. N., Kiriaeva T. A., Gavrilov V. Iu., Shutilov R. A., Kovchavtsev A. P., Tanaino A. S., Efimov V. P., Astrakhantsev I. E., Grenev I. V. Interaction of geomechanical and physicochemical processesin Kuzbass coal. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh = Journal of Mining Science*. 2014; 2: 3–30. (In Russ.)
13. Glinka N. A. *General chemistry*. Moscow: Integral-Press Publishing; 2003. (In Russ.)
14. Smirnov V. G., Dyrdin V. V., Ismagilov Z. R., Kim T. L., Manakov A. Iu. On the influence of the forms of the connection of methane with the coal matrix on the gas dynamic phemonena arising in the underground development of coal seams. *Vestnik nauchnogo tsentra po bezopasnosti rabot v ugolnoi promyshlennosti = Industrial Safety*. 2017; 1: 34–41. (In Russ.)
15. Sorokina N. E., Nikolskaia I. V., Ionov S. G., Avdeev V. V. Acceptor-type graphite interaction compounds and new carbon materials based on them. *Izvestiia Akademii nauk. Seriia khimicheskaia = Russian Chemical Bulletin*. 2005; 8: 1699–1716. (In Russ.)
16. Smirnov V. G., Dyrdin V. V., Ismagilov Z. R., Manakov A. Y., Ukraintseva E. A., Villevald G. V., Karpova T. D., Terekhova I. S., Ogienko A. G., Lyrshchikov S. Y. Formation and decomposition of methane hydrate in coal. *Fuel*. 2016; 166: 188–195.

Received 5 April 2019

Information about authors:

Valerii V. Dyrdin – DSc (Engineering), Professor, professor of the Department of Physics, T. F. Gorbachev Kuzbass State Technical University. E-mail: vvd1941@mail.ru
Tatiana L. Kim – DSc (Engineering), acting Head of the Department of Physics, T. F. Gorbachev Kuzbass State Technical University. E-mail: tanyakim@list.ru
Andrei A. Fofanov – senior lecturer of the Department of Physics, T. F. Gorbachev Kuzbass State Technical University. E-mail: thunder55@mail.ru
Evgenii A. Plotnikov – PhD (Engineering), assistant foremaster of aerological safety section at the Raspadskaya coal mine. E-mail: plotnikov_ea@raspadskaya.com
Natalia M. Voronkina – manager of control over the dynamic conditions and rock massif monitoring at SUEK-Kuzbass. E-mail: voronkinanm@suek.ru

Для цитирования: Дырдин В. В., Ким Т. Л., Фофанов А. А., Плотников Е. А., Воронкина Н. М. Газовыделение при механодеструкции угля // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 5. С. 44–53. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-44-53
For citation: Dyrdin V. V., Kim T. L., Fofanov A. A., Plotnikov E. A., Voronkina N. M. Gas emission under coal mechanical degradation. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 5: 44–53 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-44-53

УДК 622.34:622.013 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-54-62

Проблемы рудоподготовки в «четвертой промышленной революции»

Хопунов Э. А.[1]
[1] Консультационно-аналитический центр «Российский стандарт», г. Екатеринбург, Россия
e-mail: hopunov@gmail.com

Реферат

Целью работы *является анализ проблем горно-перерабатывающей отрасли на начальном этапе текущей «четвертой промышленной революции». Отмечено, что тотальная цифровизация и роботизация технологических процессов не избавит отрасль от избыточного энерго- и водопотребления до тех пор, пока не будут решены базовые проблемы нерационального расходования указанных ресурсов. Принимая во внимание, что смена поколений технологий сопровождается сменой парадигмы, автор предложил концепцию новой парадигмы.*

Методология *анализа обусловлена содержанием парадигмы технологии добычи и переработки минерального сырья. Сформулирован «идеальный конечный результат», достигнуть которого можно, следуя принципам: не добывать, не дробить и не обогащать ничего лишнего. В работе поставлены задачи разработки новых технологий и оборудования для достижения качественно иных показателей рудоподготовки.*

Результаты *анализа новой парадигмы основываются на принципах избирательности, по которым промежуточные и конечные продукты рудоподготовки предполагается формировать в результате последовательных циклов преобразования структурных элементов разделения в структурные элементы раскрытия. Поскольку при обычном измельчении вновь образованная поверхность гораздо (в десятки раз) выше поверхности срастания, сокращение объема материала при селективном разрушении позволит в разы снизить энергопотребление на раскрытие.*

Областью применения *рассматриваемой концепции является вся горно-перерабатывающая отрасль, поскольку практически все крупные недропользователи применяют одинаковый цикл рудоподготовки: взрывная отбойка–дробление–раскрытие–обогащение.*

Ключевые слова: *рудоподготовка; смена поколений технологий; селективное разрушение; ресурсосбережение.*

Цель работы – анализ проблем горно-перерабатывающей отрасли на начальном этапе текущей «четвертой промышленной революции». Одной из причин отставания от общего тренда встраивания в новый технологический уклад является недостаточная поддержка фундаментальной наукой технологий переработки минерального сырья. Во многом это связано с большим диапазоном (почти девять порядков 10^4–10^{-5}м) размерного ряда объектов, относящихся к разным наукам о Земле. Нельзя сказать, что «четвертая промышленная революция» обошла стороной отрасли, связанные с добычей и переработкой минерального сырья. В основном изменения связаны с внедрением программных средств для количественного описания месторождений, построения 3D-карт залегания руд, геофизических данных разведки. Появились программные продукты, позволяющие достаточно быстро обрабатывать большие массивы данных о составе и структуре руд. Вместе с тем тотальная цифровизация и роботизация технологических процессов не избавит отрасль от избыточного энерго- и водопотребления до тех пор, пока

не будут решены базовые проблемы нерационального расходования указанных ресурсов. Актуализация рассматриваемой проблемы вызвана тем, что «реальный вклад недропользования в ВВП России с учетом всех бизнес-процессов (транспортировка полезных ископаемых, энергоснабжение, производство материальных ресурсов и т. д.), связанных с добычей полезных ископаемых, достигает 50–60 %» [1]. Переход отрасли в новый технологический уклад помогает также решать задачи стратегической безопасности по обеспечению минерально-сырьевой базы в условиях постоянного истощения минеральных ресурсов. Предыдущий этап технологической революции не решил задачи рационального недропользования, а возникший вследствие этого незаполненный «технологический разрыв» существенно увеличил риски отставания отрасли. Обычно подготовка к смене поколений техники и технологий происходит задолго до того, как произойдет исчерпание потенциала развития действующих систем: верхний участок S-кривой жизненного цикла [2–6].

Методология анализа обусловлена содержанием парадигмы технологии добычи и переработки минерального сырья, которая, сохраняя преемственность, основывается на базовых принципах ресурсосбережения: не добывать, не дробить и не обогащать ничего лишнего. Полноценное соблюдение указанных принципов возможно лишь с применением технологий и оборудования, основанных на иных принципах, с более высокими показателями переработки минерального сырья. В теории решения изобретательских задач (ТРИЗ) существует понятие «идеальный конечный результат» [7]. Для процессов добычи и переработки минерального сырья можно обозначить следующие «идеальные конечные результаты»:

– потребление энергии, воды и других используемых ресурсов соответствует физически обоснованным уровням (необходимым и достаточным);

– использование минерального сырья, содержащегося в разрабатываемом месторождении, приближается к максимуму (в идеале к 100 %);

– установлено оптимальное соотношение между полнотой извлечения минеральных компонентов, затратами всех ресурсов (финансовых, энергетических, водных и др.) и динамикой цен на металлы и минеральное сырье.

Для того чтобы достичь указанных результатов, необходимо как минимум решить ряд научных, конструкторских и технологических задач:

– разработать новые технологии взрывной отбойки, использующие волновые эффекты для избирательного разупрочнения текстурно-структурных неоднородностей взрываемого массива;

– разработать сквозную модель энергопотребления в процессах добычи и переработки минерального сырья;

– создать новые устройства, способные адаптивно изменять параметры деформирования в зависимости от меняющихся свойств объектов разрушения (в том числе и в процессе дезинтеграции);

– разработать технику для разрушения руд с избирательным выводом раскрытых на данной стадии продуктов (в том числе и модульную);

– создать модульные устройства для «сухого» разделения минеральных компонентов, сопрягаемые с каждой стадией разрушения.

Необходимость создания сквозной модели энергопотребления по всему циклу *добыча–переработка* обусловлена тем, что разрушение, обезвоживание и сушка концентрата относятся к процессам с наибольшим потреблением энергии. При этом потребление энергии на раскрытие зависит от энергии, затраченной на взрывание, а затраты на обезвоживание и сушку зависят от степени измельчения (т. е. от затрат энергии на разрушение).

Возможные варианты ресурсосберегающих моделей:

– модель суммарного энергопотребления в процессах добычи (химический эквивалент энергии взрыва переводится в кВт), измельчения, обезвоживания, сушки и утилизации отходов (хвостов, шламов и др.);

– стоимостная (экономическая) модель.

Экономическая модель призвана учитывать все затраты, полноту извлечения, степень комплексности добычи и использования всего минерального сырья данного месторождения. Для управления процессами получения товарных продуктов в зависимости от меняющейся конъюнктуры рынка в стоимостной модели необходимо рассматривать три сценария: текущий, оптимистический и пессимистический (для разных уровней рисков).

Базисом для постановки целей и задач рассматриваемой парадигмы служили следующие научные положения:

– теория волновых процессов в многокомпонентных твердых телах (горные породы, минеральные комплексы и т. п.), вызванных взрывом и иными видами динамического воздействия;

– теории сложнонапряженного состояния горных пород при дезинтеграции руд на разделяемые минералы и комплексы;

– теории разделения материалов в соответствии с контрастом свойств, выявленных по петрофизическим характеристикам;

– закономерности разрушения с одновременным разделением в пространстве фрагментов с разными свойствами.

Результаты анализа новой парадигмы поставили под сомнение неизбежность сплошного измельчения в голове процесса, превращающего руду в продукт размером в десятки (сотни) микрометров, с избыточными затратами энергии. Предлагаемая парадигма основывается на принципах избирательности, учитывающих текстурно-структурную иерархию руд, изменение технологических характеристик сырья, дисперсию параметров и их изменение в процессах переработки. Промежуточные и конечные продукты рудоподготовки предполагается формировать в результате последовательных циклов преобразования структурных элементов разделения в структурные элементы раскрытия [8, рис. 1.1]. В качестве первичных структурных элементов разделения используются продукты взрывного разрушения. На последующих стадиях селективному разрушению подвергаются только те срастания, минералы которых подлежат разделению на данной стадии рудоподготовки. В этом отношении физически неверно отождествлять измельчение и раскрытие при селективном разрушении, принципиальное отличие которых состоит в целях и методах их достижения. Цель измельчения – максимальный выход заданных классов крупности, который достигается многократным сокращением размера исходного продукта и увеличением вновь образованной поверхности. Цель селективного разрушения – раскрыть извлекаемые минералы (минеральные комплексы) в естественной крупности для последующего концентрирования. Теоретические затраты энергии на раскрытие можно сопоставлять с фактическими только при селективном разрушении, когда вновь образованная поверхность мало отличается от поверхности срастания разделяемых минералов. Селективное разрушение не предполагает разрушение руды до размера извлекаемого минерала с образованием избыточной вновь образованной поверхности. Поскольку при обычном измельчении вновь образованная поверхность гораздо (в десятки раз) больше поверхности срастания, сокращение объема материала при селективном разрушении позволяет в разы снизить энергопотребление на раскрытие. Поэтому потребление энергии при измельчении в несколько десятков кВт · ч/т нельзя признать физически обоснованным. Расчеты показывают, что при рациональной рудоподготовке энергопотребление должно быть на порядок

ниже (даже с учетом всех потерь). Анализ низкой эффективности раскрытия минералов выявил множество неустранимых факторов избыточного энергопотребления при измельчении руд на традиционных устройствах [8]. Экспериментально доказано, что энергия и усилие разрушения уменьшаются с уменьшением размеров частиц, в то время как спектр сил и энергии воздействия в мельницах остается неизменным. Связь энергии и разрушающего усилия с размером частиц d имеет вид: $A \approx kd^{n+1}\varepsilon(d)/2$ и $F = kd^{n}$ (k – коэффициент размерности, показатель n зависит от свойств разрушаемых минералов, $\varepsilon(d)$ – деформация частиц). На фоне снижения прочности частиц необходимо учитывать степенной характер увеличения числа вновь образованных фрагментов при измельчении. Превышение темпов роста числа частиц (на порядки) относительно параметров снижения прочности приводит к суммарному росту энергопотребления при сокращении размера, даже без учета увеличения потерь на аморфизацию, агрегирование, различного рода излучения и неэффективную передачу разрушающих усилий [8].

В дробилке (например, щековой) по пику потребляемой активной мощности на счетчике (или по импульсу тока) можно идентифицировать затраты энергии на разрушение, в отличие от мельницы, у которой по прибору учета энергии, установленном на приводе, сделать это невозможно. Диаграмма потребляемой энергии на счетчике активной мощности мельницы практически (с учетом колебаний массы руды на входе и уменьшения массы шаров за счет износа) «не заметит» разницы: происходит ли разрушение руды или она «транзитом» проходит через барабан. Основными индикаторами факта разрушения руды в мельнице являются: длительность процесса и разница содержания классов на входе и на выходе.

В рудоподготовке из всех методов нагружения наиболее интенсивное воздействие на руду оказывает взрыв. Встраиванию взрывной отбойки в общую картину энергосбережения может помочь конвергенция наук о Земле: геологии, геофизики (разведка и описание месторождения); геотехнологии, геомеханики (формирование горной массы), минералургии (рудоподготовка, обогащение полезных ископаемых, извлечение) [9]. Исследования связи обогатимости руд с показателями буримости и взрываемости горных пород показали, что рудоподготовку целесообразно начинать со стадии взрывной отбойки [8]. Снижение энергозатрат на последующую дезинтеграцию руд при увеличении расхода взрывчатых веществ (ВВ) не вызывает сомнения [10]. Вопрос лишь в экономическом обосновании таких решений, поскольку энергозатраты на дробление и так имеют низкие значения. Отследить и однозначно подтвердить значимость влияния расхода ВВ на энергоемкие процессы измельчения достаточно сложно, поскольку эти изменения нивелируются увеличением содержания мелких классов, изменением структуры грансостава горной массы и применением разных типов мельниц. При стоимости химической энергии (ВВ) примерно в шесть раз выше стоимости электрической энергии [11] вопрос о роли ВВ в повышении эффективности дезинтеграции не столь очевиден, учитывая факторы непроизводительных энергозатрат при измельчении. Поскольку для некоторых типов руд удельные энергозатраты на буровзрывные работы соизмеримы с энергозатратами на дробление, инновации в буровзрывных работах необходимо искать в области технологий, повышающих эффективность передачи энергии ВВ разрушаемому массиву. Одним из таких направлений является селективное взрывание, основанное на различии акустического импеданса структур горных пород с разным составом минерального сырья (принципы и методы сейсморазведки). Представление естественной неоднородности взрываемого блока в виде иерархии структур с размерами d_1, d_2, …, d_j позволяет применить волновую теорию для неоднородных сред. В соответствии с этой теорией в неоднородном массиве горных пород можно ожидать формирование упругих волн различной длины λ_1, λ_2, …, λ_j, соизмери-

мых с размерами структурных неоднородностей. В широком амплитудно-частотном спектре ударных волн всегда «найдутся» частоты, совпадающие с частотой собственных колебаний элементов неоднородности в разрушаемом блоке. Тем самым могут быть созданы предпосылки для селективного разупрочнения руды за счет резонансного поглощения энергии упругих волн элементами структурных неоднородностей с разным акустическим импедансом. Технология взрывной отбойки должна соответствовать новым задачам и требованиям к конечному продукту взрывания. Задачи селективной технологии взрывания – получить горную массу в виде фрагментов, разрушенных по текстурной неоднородности с разными петрофизическими характеристиками, по которым их можно разделить на разные потоки уже на этом этапе рудоподготовки. Вторая задача – селективное разупрочнение структурных элементов для снижения энергозатрат на последующих стадиях раскрытия. Предпосылки для разработки селективных буровзрывных технологий на базе данных геолого-технологического картирования месторождения и параметров бурения скважин созданы предыдущими исследованиями [10–16]. Современная практика располагает множеством средств для обеспечения необходимых параметров взрыва: конструкция заряда (гирляндовые, шланговые), заряды с изменяющимися энергетическими свойствами по длине скважины, изменение интервала замедления и порядка инициирования контурных зарядов, применение электрических детонаторов с электронным взрывателем и др. Возникновение собственных колебаний на неоднородностях структуры разрушаемого блока доказано авторами работ [14, 15]. Тесная связь показателей геологической и физической неоднородности массива горных пород открывает возможности для совмещения моделей геоинформационных систем и технологических моделей рудоподготовки, например через показатели энергоемкости бурения. Сквозная модель энергопотребления призвана оптимизировать распределение энергоресурсов по переделам рудоподготовки.

В работе [16] справедливо отмечено, что рудоподготовка на базе «сухих» методов разрушения и сепарации, является очевидным путем снижения водопотребления. Предел дезинтеграции сухими методами определяется экономической целесообразностью применения механического разрушения на конечных стадиях формирования структурных элементов раскрытия руд со сложной структурой срастания. Использование «мокрых» методов обогащения необходимо рассматривать как предельную ситуацию в случае недостаточного контраста разделительного признака для сухих методов сепарации и раскрытия. Предлагаемая декомпозиция «процесса измельчения» на циклы *сухое разрушение–сепарация после каждой стадии* позволит уменьшить долю переработки в мокрых переделах (если в них возникнет необходимость). При этом необходимо учитывать, что показатели обогащенного продукта определяет потребитель (металлурги, химики и др.). Так, требования к железорудному концентрату для агломерата и окатышей существенно отличаются как по содержанию железа, так и по гранулометрическому составу.

Постановка задачи снижения водопотребления открывает новые возможности развития сухих методов сепарации и разработки соответствующих устройств. Большие перспективы в этом плане у методов радиометрической сепарации, имеющих широкий спектр средств возбуждения и анализа отклика: рентгенорадиометрические, фотометрические, рентгенолюминесцентные, гамма-радиометрические и т. п. Сочетание радиометрических методов, современных методов распознавания образов (обработка многомерных сигналов нейросетевыми технологиями) с методами вибрационного взвешивания частиц в пространстве позволит подойти к решению задачи снижения крупности разделения данными методами и увеличения производительности инновационных устройств.

Областью применения рассматриваемой парадигмы является вся горно-перерабатывающая отрасль, поскольку практически все крупные недропользователи применяют одинаковый цикл рудоподготовки: *взрывная отбойка–дробление–раскрытие–обогащение*. Реализация поставленных задач требует не только инновационных технологий и принципиально нового оборудования, но и значительных финансовых ресурсов. На этапе инноваций с наибольшим уровнем рисков (НИОКР, разработка и испытание опытных образцов и т. п.) вопрос об инвесторе является ключевым.

Инвестирование рассматриваемых тем осложнено следующими факторами:

– отсутствие единой комплексной программы работ с указанием требований к конкурентоспособному оборудованию и технологиям, с указанием участников каждого этапа процесса, с указанием заказчиков и потребителей разработок, источников финансирования, сроков и т. п.;

– отсутствие запроса на НИОКР у предприятий недропользователей для решения межотраслевых задач;

– отсутствие координации между различными отраслями наук о Земле, каждая из которых развивается внутри себя, ставя свои цели и решая свои задачи, без оглядки на эффективность недропользования в качестве конечного результата, имеющего межотраслевой характер;

– согласно утверждению авторов [1], «за истекшие десятилетия утеряна производственная база, научные и конструкторские школы по разработке и изготовлению горно-обогатительного оборудования».

Не «очень высокую» заинтересованность недропользователей в НИОКР, нежелание предприятий вкладываться в инновации можно объяснить издержками стратегического планирования и погружением в решение текущих финансово-экономических проблем [1]. Можно согласиться с точкой зрения авторов, что у предприятий отсутствует внутренняя мотивация, как у потребителей, так и у производителей указанного оборудования. Ориентир потребителей на импортное оборудование авторы связывают с недальновидностью и непониманием ситуации, особенно в условиях непрерывных санкций. Структура инвестиций недропользователя в проекты технологического обновления такова, что основная их доля направлена на расширение минерально-сырьевой базы, на освоение новых месторождений. Инвестировать разработки на стадиях максимальных рисков недропользователь не готов. Об этом свидетельствуют программы развития горно-перерабатывающей промышленности, представленные некоммерческим партнерством «Технологическая платформа твердых полезных ископаемых», где в качестве основных источников финансирования НИОКР рассматриваются целевые программы государственной поддержки. Однако расчет только на программы государственного финансирования вряд ли позволит приблизиться к решению даже части проблем, представленных в этих планах. Масштаб, комплексность и межотраслевой характер поставленных задач не позволяет решать их без финансового участия недропользователей и промышленных предприятий, без координации государственными структурами всего цикла работ по стратегическому развитию горно-перерабатывающей отрасли. Инвесторами данного проекта могут быть недропользователи, машиностроительные предприятия, собственник недр (государство) и иные финансовые институты.

Следует отметить, что Урал является тем регионом, в котором как нигде сконцентрированы проблемы и возможности рационального недропользования. Множество предприятий, занимающихся разведкой, добычей и переработкой минерального сырья, профильные академические институты, возрождающееся машиностроение имеют все предпосылки для решения поставленных задач. Институты УрО РАН, образовательные учреждения (УГГУ, Технический универ-

ситет УГМК, УрФУ) в координации с отраслевыми институтами в состоянии выполнить необходимый объем фундаментальных и прикладных исследований. Машиностроительные предприятия региона способны обеспечить разработку, создание и выпуск нового оборудования. Конверсия предприятий ВПК открывает дополнительные возможности для организации производства наукоемкого технологического оборудования, которое будет не копировать даже самые лучшие импортные образцы, а выпускать принципиально новую технику. Схемы некоторых конструкций для разработки приведены в работе [8]. При разработке оборудования на уровне «пионерских изобретений» использование приемов и алгоритмов решения изобретательских задач (АРИЗ) позволит значительно сократить время на поиск наилучших решений, базирующихся на применении широкого спектра различных физических явлений. Тем более что современные IT-технологии открывают новые возможности широкого применения ТРИЗ и АРИЗ в различных областях техники и технологий [7].

Очевидно, что ни один, даже крупный недропользователь (УГМК, ЕВРАЗ, НОРИЛЬСКИЙ НИКЕЛЬ, МЕТАЛЛОИНВЕСТ и др.), не в состоянии в одиночку инвестировать НИОКР и координировать, например, разработку технологий избирательной взрывной отбойки или создание нового оборудования. Потребуется организационная структура-интегратор (условно – *Межотраслевой центр разработки техники и технологий для добычи и переработки минерального сырья*), которая будет обеспечивать, планировать и координировать весь цикл работ: НИОКР, создание опытных и серийных образцов, внедрение и сопровождение новых технологий. Новой структуре предстоит на базе изложенной концепции сформировать инновационный проект «Новый технологический уклад в горном деле» и в рамках проектного управления обеспечить его реализацию, в том числе и возможность включения в целевые государственные программы. Инициаторами и учредителями *Межотраслевого центра*... могут стать государственные структуры (собственник недр, УрФО), НИИ, вузы, машиностроительные предприятия, предприятия-недропользователи, НПО и др.

Отработку некоторых элементов новой парадигмы можно начать, не дожидаясь комплексных инновационных решений. Например, поиск параметров взрывания для селективного разупрочнения горных пород за счет резонансных явлений и волновых процессов, исследование процесса декомпозиции измельчения на циклы *сухое разрушение–разделение* в паре дробилка и сепаратор – достойные темы магистерских работ. В ожидании, что идея инноваций в горном деле «овладеет массами и сама пойдет», можно в очередной раз посмотреть вслед мимо уходящему витку технологического развития и вновь уповать на зарубежные рынки технологий и оборудования.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Твердов А. А., Никишичев С. Б., Захаров В. Н. Проблемы и перспективы импортозамещения в горной отрасли // Горная промышленность. 2015. № 5 (123). С. 54–58.

2. Яницкий О. Н. Четвертая научно-техническая революция и глубинные изменения процессов глобализации // Вестник института социологии. 2017. Т. 8. № 2. С. 13–33.

3. Zartha W. S. Curve analysis and technology life cycle // Espacios. 2016. Vol. 37. No. 7. P. 1–19.

4. Dube C., Gumbo V. Diffusion of innovation and the technology adoption curve: where are we? // Business and Management Studies. 2017. Vol. 3. No. 3. P. 34–52.

5. Hall B. H., Khan B. Adoption of new technology // New Economy Handbook: Hall and Khan. 2002. P. 1–38.

6. Christensen C. M. Exploring the limits of the technology s-curve. Part 1: Component technologies // Production and Operations management. 1992. Vol. 1. No. 4. P. 334–357.

7. Альтшуллер Г. С. Творчество как точная наука. Петрозаводск: Скандинавия, 2004. 208 с.

8. Хопунов Э. А. Основы дезинтеграции руд и техногенных материалов. М.: РУСАЙНС, 2016. 474 с.

9. Хопунов Э. А. Конвергенция технологий переработки минерального сырья // Известия вузов. Горный журнал. 2016. № 4. С. 131–139.

10. Демидюк Г. П., Викторов С. Д., Фугзан М. М. Влияние взрывного нагружения на эффективность последующих этапов обогащения // Взрывное дело. 1986. № 89/46. С. 116–120.
11. Симаков Д. Б. Обоснование рациональной степени дробления в технологических процессах на карьерах: автореф. дис. … канд. техн. наук. Магнитогорск, 2007. 17 с.
12. Тангаев И. А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. М.: Недра, 1986. 232 с.
13. Жариков С. Н. Зависимость энергоемкости взрывания горных пород от энергоемкости их бурения // Горный журнал. 2009. № 6. С. 60–62.
14. Нагорный В. П., Денисюк И. И., Швейкина Т. А., Лихван В. М. Определение частоты собственных колебаний разрушаемого блока горного массива // Известия вузов. Горный журнал. 2013. № 6. С. 147–150.
15. Серяков В. М., Волченко Г. Н., Серяков А. В. Геомеханическое обоснование схем отбойки рудных блоков, учитывающих перераспределение статического поля напряжений при короткозамедленном взрывании // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2005. № 1. С. 46–52.
16. Арсентьев В. А., Вайсберг Л. А., Устинов И. Д. Направления создания маловодных технологий и аппаратов для обогащения тонкоизмельченного минерального сырья // Обогащение руд. 2014. № 5. С. 3–9.

Поступила в редакцию 31 января 2019 года

Сведения об авторах:

Хопунов Эдуард Афанасьевич – доктор технических наук, консультант Консультационно-аналитического центра «Российский стандарт». E-mail: hopunov@gmail.com

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-54-62

Problems of ore preparation in the “fourth industrial revolution”

Eduard A. Khopunov[1]
[1] Advisory and Analytical Centre “Russian Standard”, Ekaterinburg, Russia.

Abstract
Research aims *to analyze the problems of the mining industry at the initial stage of the current “fourth industrial revolution”. It is noted that the total digitalization and robotization of technological processes will not save the industry from excessive energy and water consumption until the basic problems of the irrational use of these resources are resolved. Taking into account that the change of generations of technology is accompanied by a paradigm shift, the concept of a new paradigm is presented.*
The methodology *of the analysis is determined by the content of the paradigm of technology for the extraction and processing of mineral raw materials. An “ideal final result” has been formulated, which meets the principles: do not extract, crush or enrich anything superfluous. In this paper, the tasks are set in terms of the development of new technology and equipment to achieve qualitatively different indicators of ore preparation.*
The results *of the new paradigm analysis are based on selectivity principles, according to which intermediate and final products of ore preparation are supposed to be formed as a result of successive cycles of transformation of division structural elements into disclosure structural elements. Since, with ordinary grinding, the newly formed surface is much (tens of times) higher than the surface of the accretion, the reduction in the volume of the material during selective destruction will make it possible to reduce the energy consumption per opening by several times.*
The scope *of the concept under consideration is the entire mining and processing industry, since practically all large subsoil users use the same ore preparation cycle: explosive blasting–crushing–opening–enrichment.*

Key words: *ore preparation; change of generations of technologies; selective destruction; resource saving.*

REFERENCES

1. Tverdov A. A., Nikishichev S. B., Zakharov V. N. Problems and prospects of import substitution in the mining sector. *Gornaia promyshlennost = Mining Industry Journal*. 2015; 5 (123): 54–58. (In Russ.)
2. Ianitskii O. N. The fourth technological revolution and deep shifts in globalization processes. *Vestnik instituta sotsiologii = Bulletin of the Institute of Sociology*. 2017; 8 (2): 13–33. (In Russ.)
3. Zartha W. S. Curve analysis and technology life cycle. *Espacios*. 2016; 37 (7): 1–19.
4. Dube C., Gumbo V. Diffusion of innovation and the technology adoption curve: where are we? *Business and Management Studies*. 2017; 3 (3): 34–52.
5. Hall B. H., Khan B. Adoption of new technology. In: *New Economy Handbook: Hall and Khan*. 2002: 1–38.
6. Christensen C. M. Exploring the limits of the technology s-curve. Part 1: Component technologies. *Production and Operations management*. 1992; 1 (4): 334–357.

7. Altshuller G. S. *Art as an exact science*. Petrozavodsk: Skandinaviia Publishing; 2004. (In Russ.)
8. Khopunov E. A. *The fundamentals of ore and technogenic materials disintegration*. Moscow: RUSAINS Publishing; 2016. (In Russ.)
9. Khopunov E. A. Mineral raw material processing technologies convergence. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2016; 4: 131–139. (In Russ.)
10. Demidiuk G. P., Viktorov S. D., Fugzan M. M. The influence of explosive loading on the effectiveness of successive stages of dressing. *Vzryvnoe delo = Explosion Technology*. 1986; 89/46: 116–120. (In Russ.)
11. Simakov D. B. *Substantiation of rational fragmentation in processes at open pits. PhD in Engineering abstract of dissertation*. Magnitogorsk; 2007. (In Russ.)
12. Tangaev I. A. *Energy intensity of mining processes and mineral processing*. Moscow: Nedra Publishing; 1986. (In Russ.)
13. Zharikov S. N. Dependence between the energy intensity of rock blasting and drilling energy intensity. *Gornyi zhurnal = Mining Journa*l. 2009; 6: 60–62. (In Russ.)
14. Nagornyi V. P., Denisiuk I. I., Shveikina T. A., Likhvan V. M. Determination of the frequency of natural oscillations through the destroyed block of rock mass. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2013; 6: 147–150. (In Russ.)
15. Seriakov V. M., Volchenko G. N., Seriakov A. V. Geomechanical substantiation of ore blocks breaking taking into account the redistribution of the static field of stresses under short-delay blasting. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh = Journal of Mining Science*. 2005; 1: 46–52. (In Russ.)
16. Arsentiev V. A., Vaisberg L. A., Ustinov I. D. Trends in development of law-water-consumption technologies and machines for finely ground mineral materials processing. *Obogashchenie Rud = Mineral Processing*. 2014; 5: 3–9. (In Russ.)

Received 31 January 2019

Information about authors:

Eduard A. Khopunov – DSc (Engineering), adviser, Advisory and Analytical Centre “Russian Standard”. E-mail: hopunov@gmail.com

Для цитирования: Хопунов Э. А. Проблемы рудоподготовки в «четвертой промышленной революции» // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 5. С. 54–62. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-54-62
For citation: Khopunov E. A. Problems of ore preparation in the “fourth industrial revolution”. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 5: 54–62 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-54-62

УДК 622.7.09 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-63-74

Условия достоверного определения массовой доли ценного компонента в продуктах обогащения

Комлев А. С.[1]
[1] Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия
e-mail: tails2002@inbox.ru

Реферат

Введение. *Одним из требований к повышению достоверности опробования на обогатительных фабриках является соответствие системы опробования действующим стандартам.*

Методология исследований. *На многих обогатительных фабриках проводится работа по приведению системы опробования в соответствие с требованиями стандартов. Это должно привести к достоверному определению массовой доли ценного компонента в продуктах обогащения и минимизировать невязку товарного баланса. На большинстве обогатительных фабрик эффект от приведения системы опробования в соответствие с требованиями отсутствует из-за влияния на результат опробования вероятной систематической погрешности. Целью работы является изучение условий опробования, обеспечивающих достоверное определение массовой доли ценного компонента в продуктах обогащения. Предмет изучения – теоретический алгоритм получения условий достоверного определения массовой доли. Объектом исследований является статистика опробования продуктов обогащения, содержащая локальные экстремальные значения массовой доли и обусловленные такими значениями невязки товарного баланса обогатительных фабрик. Исследования выполнены путем изучения статистики опробования продуктов обогащения на основании современных научных представлений о погрешностях опробования.*

Результаты. *Предложенный алгоритм достоверного определения массовой доли ценного компонента в продуктах обогащения основан на использовании результатов текущего опробования, фиксирующего периодические «всплески» массовой доли. Найденный интервал времени между отбором точечных проб позволяет определить массовую долю ценного компонента с заданной погрешностью. Полученный интервал времени для достоверного определения массовой доли составляет от нескольких минут до долей минуты. На большинстве действующих обогатительных фабрик указанный интервал времени составляет не менее 30 мин.*

Выводы. *Для достоверного определения массовой доли ценного компонента в продуктах обогащения необходимо использовать короткие интервалы времени между отбором точечных проб величиной от нескольких минут до долей минуты. Это позволяет применить комбинированный способ отбора проб. Использование коротких интервалов времени между отбором точечных проб дополняет требования действующих стандартов.*

Ключевые слова: *массовая доля; невязка товарного баланса; интервал времени отбора точечных проб; ураганная проба.*

Введение. Практика внедрения на обогатительных фабриках рабочей документации, созданной на базе систем менеджмента качества и экологического менеджмента (*ГОСТ Р ИСО 9001-2008, ГОСТ Р ИСО 14001-2016*) показала необходимость повышения требований к достоверности процессов опробования. В первую очередь данные требования касаются представительности оперативного контроля сырья и готовой продукции, а также минимизации невязки товарного баланса по ценным компонентам. Дополнительно к этому нормативными документами установлены требования к безопасности при отборе и подготовке проб [1]. Таким образом, для обеспечения качества готовой продукции, соблюдения экологических норм и требований безопасности возникает необходимость создания технологии опробования, адаптируемой под условия работы каждой отдельной обогатительной фабрики.

Таблица 1. Невязки товарных балансов обогатительных фабрик
Table 1. Product imbalances at concentrating plants

Месяц	Невязки товарного баланса, %																	
	Медь			Цинк			Свинец			Золото (ОФ № 1)			Золото (ОФ № 2)			Серебро		
	За месяц	Предельная за период		За месяц	Предельная за период		За месяц	Предельная за период		За месяц	Предельная за период		За месяц	Предельная за период		За месяц	Предельная за период	
1	–4,5			–3,5			+2,2			+5,4			+4,5			+5,0		
2	+1,3			–2,8			–2,8			–4,5			–2,8			+6,4		
3	–7,3			–1,8			–2,9			–5,3			–6,9			+7,9		
4	–0,4			–2,4			+0,8			+9,8			–11,9			+7,6		
5	–4,2			+0,6			+0,8			+4,4			–12,7			–2,1		
6	+2,0			–2,8			+0,4			+4,4			+6,9			+5,9		
7	–0,5			–3,2			+0,2			+3,2			+6,4			+6,1		
8	–0,1			–3,0			–2,4			+5,9			–4,4			–3,0		
9	–2,0	+2,5	–7,3	–2,1	+1,0	–3,5	–1,8	+2,2	–3,4	+1,9	+9,8	–5,3	–10,1	+6,9	–12,7	–3,0	+7,9	–3,0
10	–0,9			–2,3			–3,4			+0,6			–10,2			–		
11	+2,5			–2,0			+1,3			–0,4			–			–		
12	–0,2			–2,1			+1,6			+1,5			–			–		
13	+0,3			–1,3			–			+1,7			–			–		
14	–			–3,0			–			–			–			–		
15	–			–2,8			–			–			–			–		
16	–			+1,0			–			–			–			–		
17	–			+1,0			–			–			–			–		

Одним из требований является выполнение опробования продуктов обогащения в соответствии с утвержденными стандартами. Так, для руд и концентратов цветных металлов действующим стандартом на отбор и подготовку проб является ГОСТ 14180-80 (*ГОСТ 14180-80. Руды и концентраты цветных металлов. Методы отбора и подготовки проб для химического анализа и определения влаги. М.: Изд-во стандартов, 27 с.*).

Методология исследований. На горно-обогатительных и горно-металлургических предприятиях накоплен большой опыт применения указанного стандарта и аналогичных ему для других руд и продуктов обогащения. В свете же новых требований к процессам опробования соблюдению стандартов уделяется повышенное внимание. В частности, на ряде обогатительных фабрик проводится периодическая проверка соответствия процессов отбора и подготовки проб требованиям ГОСТ. Соответствие контролируется по основным характеристикам процесса опробования и параметрам устройства оборудования для отбора и подготовки проб. Перечень возможных пунктов контроля приводится далее.

Процесс опробования:

– число (периодичность отбора) точечных проб;

– масса (объем) точечной пробы;

– минимальная масса пробы после сокращения объединенной пробы;

– отсутствие изменения состава пробы в процессе отбора и подготовки.

Оборудование для опробования:

– соответствие ширины щели пробоотсекателя максимальной крупности опробуемого продукта;

– соответствие объема пробоотсекающих инструментов и накопительных емкостей объему точечной (накопленной) пробы;

– соответствие длины щели пробоотсекателя ширине потока опробуемого продукта;

– механическая исправность оборудования.

При обнаружении того или иного несоответствия оно должно быть устранено [2, 3]. Дополнительно к этому проводятся работы по балансовому учету всех входящих и выходящих продуктов процессов обогащения. Согласно положениям системы менеджмента качества, внедренной на многих предприятиях, соответствие процессов опробования стандартам и балансовый учет всех продуктов обогащения должны обеспечить достоверное определение массовой доли ценного компонента и минимальную величину невязки товарного баланса, не превышающую установленную норму [4].

Задачей работы является изучение условий опробования, обеспечивающих достоверное определение массовой доли ценного компонента в продуктах обогащения. Предмет изучения – это теоретический алгоритм получения условий достоверного определения массовой доли. Объект исследований – статистика опробования продуктов обогащения, содержащая локальные экстремальные значения массовой доли и обусловленные такими значениями невязки товарного баланса обогатительных фабрик. Исследования выполнены путем изучения статистики опробования продуктов обогащения на основании современных научных представлений о погрешностях опробования [1–4].

Результаты. В табл. 1 приведены невязки товарных балансов по ценному компоненту для нескольких обогатительных фабрик. В табл. 2 показаны невязки товарных балансов тех же обогатительных фабрик после выполнения мероприятий по приведению системы опробования в соответствие с требованиями ГОСТ 14180-80.

На большинстве обогатительных фабрик значимый и системный эффект от проведения всех указанных мероприятий отсутствует.

Таблица 2. Невязки товарных балансов обогатительных фабрик после проведения мероприятий по приведению системы опробования в соответствие с требованиями

Table 2. Product imbalances at concentrating plants after the measures have been taken to bring the sampling system in the conformity with the requirements

Месяц	Невязки товарного баланса, %																	
	Медь			Цинк			Свинец			Золото (ОФ № 1)			Золото (ОФ № 2)			Серебро		
	За месяц	Предельная за период		За месяц	Предельная за период		За месяц	Предельная за период		За месяц	Предельная за период		За месяц	Предельная за период		За месяц	Предельная за период	
1	+1,0			–2,6			–0,9			+5,2			–12,6			–3,2		
2	–1,7			–3,9			+0,8			+4,5			+6,8			–1,0		
3	+4,2			–3,9			+0,4			+0,8			–6,7			–0,6		
4	+5,7			–4,8			+1,1			+2,8			–7,9			+4,9		
5	+11,2			–6,9			+0,2			+10,9			–7,9			+5,2		
6	+2,5			+0,4			+0,7			+3,8			–7,2			+4,9		
7	+3,4			–4,1			+0,8			+2,6			–11,1			+8,2		
8	+0,7			–4,1			+0,6			+1,0			–12,0			+7,4		
9	+2,5	+11,2	–1,7	–5,0	+0,4	–6,9	–2,9	+2,0	–2,9	–0,2	+10,9	–3,9	–9,0	+6,8	–12,6	+6,7	+8,2	–3,2
10	–1,1			–6,0			+1,3			–3,9			–9,2			–		
11	–1,1			–3,4			+1,2			–1,4			–9,2			–		
12	–			–3,3			+2,0			–			–9,2			–		
13	–			–3,6			+0,4			–			–			–		
14	–			–			+1,2			–			–			–		
15	–			–			+0,9			–			–			–		
16	–			–			+1,0			–			–			–		
17	–			–			–2,4			–			–			–		
18	–			–			+1,6			–			–			–		
Мероприятия	Установлена постоянная периодичность ручного отбора проб исходной руды. Исключено изменение состава отобранных проб. Число точечных проб доведено до требуемого						Введен в эксплуатацию автоматический пробоотборник на исходной руде (питание процесса). Число точечных проб доведено до требуемого						Введен в эксплуатацию автоматический пробоотборник на исходной руде (питание процесса). Исключено изменение состава отобранных проб					

Развитие современных теоретических знаний в области процессов опробования, основанных на асимметричных распределениях массовой доли ценного компонента по опробуемому массиву, позволило установить новую погрешность опробования, получившую название вероятной систематической погрешности (ВСП). Влияние ВСП на результат опробования продуктов обогатительных фабрик предсказано и обосновано теоретически в научной литературе [4–6]. Большинство продуктов на обогатительных фабриках представляют собой технологические потоки в сыпучем или пульпообразном состоянии. ВСП возникает при периодическом отборе проб от технологических потоков способом поперечного пересечения. Это объясняется пропуском появляющихся в интервалах между отбором точечных проб резких изменений массовой доли ценного компонента, носящих характер локальных экстремальных значений. Особенность появления локальных экстремальных значений состоит в том, что изменение массовой доли направлено в одну сторону: на хвостах обогащения – в сторону увеличения массовой доли, на богатых концентратах – в сторону уменьшения массовой доли, на исходных рудах – преимущественно в сторону увеличения массовой доли. Поэтому в случае возникновения локальных изменений средняя массовая доля в объединенной пробе хвостов и, как правило, руды, имеет тенденцию к занижению (на самом деле хвосты и руда богаче), а в богатых концентратах – к завышению (на самом деле богатые концентраты беднее).

ВСП не учитывается ни одним из существующих стандартов на отбор и подготовку проб. Между тем роль ВСП в части влияния на результат опробования значима и может проявиться в виде появления излишков или недостач ценных компонентов, а также в виде большой невязки товарного баланса [5–10].

Несмотря на многочисленные косвенные свидетельства важной роли ВСП, ее величина до недавнего времени не могла быть достоверно определена экспериментально. Такая возможность появилась только после внедрения в практику опробования нового комбинированного способа отбора и сокращения проб [11], снижающего случайную погрешность результата и исключающего влияние ВСП. Технологической основой комбинированного способа является отбор большого количества точечных проб от партии продукта (за контрольный период) с последующим сокращением каждой из них, что позволяет учесть все возможные локальные изменения массовой доли ценного компонента.

Возможность прямого экспериментального определения наличия и величины ВСП появляется, если на одном и том же технологическом потоке выполнять отбор проб способом поперечного пересечения и комбинированным способом [1, 4, 11].

Иллюстрацией процесса локального появления экстремальной массовой доли ценного компонента является периодическая регистрация на обогатительных фабриках ураганных проб [1, 12–14].

На золотоизвлекательной фабрике (ЗИФ) в течение 50 смен по 12 ч отбор проб от потока отвальных хвостов выполнялся способом поперечного пересечения с интервалом в один час, а также выполнялся отбор проб от того же потока комбинированным способом. При отборе проб каждый час массовая доля золота в хвостах за месяц составила 0,499 г/т, а при отборе проб комбинированным способом массовая доля золота оказалась выше – 0,527 г/т. Разница в массовой доле золота в хвостах за месяц составила +0,028 г/т (5,3 % относительных). По данным почасового опробования за 50 смен на ЗИФ зафиксированы пять ураганных часовых проб. Периодичность появления таких проб составила не более одной пробы в смену. Так, например, в течение трех смен в хвостах ЗИФ фиксируется относительно постоянная массовая доля золота, характерная для штатного режима работы ЗИФ. Но во второй смене в четвертый час получен ураганный результат опро-

бования, составляющий 4,94 г/т (табл. 3). Важно, что процедура опробования на ЗИФ полностью соответствует требованиям ГОСТ 14180-80.

Анализ и обсуждение. На основании имеющихся параллельных результатов опробования предложен алгоритм определения числа ураганных проб, массовой доли золота в них и продолжительности появления определяющих эти пробы значений массовой доли.

Таблица 3. Массовая доля золота в хвостах ЗИФ при почасовом отборе проб в течение смены
Table 3. Mass fraction of gold in the tailings of a gold processing plant under the hourly sampling over a period of a shift

Номер смены	Массовая доля золота, г/т											
	Номер часа в смене											
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1	0,48	0,48	0,49	0,45	0,44	0,48	0,50	0,45	0,46	0,43	0,50	0,49
2	0,48	0,51	0,48	**4,94**	0,52	0,60	0,52	0,51	0,53	0,53	0,53	0,54
3	0,55	0,49	0,48	0,50	0,50	0,52	0,48	0,50	0,50	0,47	0,54	0,51

Пусть имеется контрольный период опробования T, в течение которого отбирается N точечных проб (рис. 1). Интервал отбора точечных проб $\Delta t = T/N$. В течение контрольного периода возникает $n_в$ ураганных значений массовой доли – «всплесков». Продолжительность «всплеска» $\Delta\tau_в$, амплитуда $\Delta\alpha_в$, $\alpha_н$ – массовая доля за контрольный период без учета ураганных проб.

Средняя массовая доля $\overline{\alpha}$ за контрольный период составит:

$$\overline{\alpha} = \alpha_н + \Delta\alpha_в \frac{n_в \Delta\tau_в}{N\Delta t},$$

где $\alpha_н$ – массовая доля за контрольный период без учета ураганных проб; $\Delta\alpha_в$ – амплитуда ураганного значения массовой доли («всплеска»); $n_в$ – число «всплесков», возникающих в течение контрольного периода T; $\Delta\tau_в$ – продолжительность «всплеска»; N – число точечных проб, отбираемых в течение контрольного периода T; Δt – интервал времени между отбором точечных проб.

Так как при опробовании не все «всплески» попадут в точечные пробы, а попадут только $n_о$ «всплесков», результат анализа точечной пробы с попавшим в нее «всплеском» $\alpha_н + \Delta\alpha_в$ будет распространен на интервал Δt. На рис. 1 точечная проба со «всплеском» обозначена индексом 5п. Расчетная массовая доля с учетом попавших в пробу «всплесков» за контрольный период T составит:

$$\alpha_р = \alpha_н + \Delta\alpha_в \frac{n_о}{N}.$$

Отклонение $\alpha_р$ от среднего истинного значения будет найдено по формуле:

$$\Delta\alpha = \alpha_р - \overline{\alpha} = \Delta\alpha_в \left(\frac{n_о}{N} - \frac{n_в \Delta\tau_в}{N\Delta t} \right). \quad (1)$$

Если ни один из «всплесков» не попадет в точечные пробы ($n_о = 0$), то расчетная массовая доля $\alpha_р$ окажется занижена на величину

$$\Delta\alpha = -\Delta\alpha_в \frac{n_в \Delta\tau_в}{N\Delta t}. \quad (2)$$

С изменением $n_о$ от 0 до $n_в$ величина Δα будет изменяться в соответствии с формулой (1). Не учтенный пробой «всплеск» за короткий контрольный период ($n_в = 1$ или $n_в = 2$) приводит к занижению массовой доли в соответствии с формулой (2), зависящему от соотношения его продолжительности $\Delta\tau_в$ и интервала времени между отбором проб Δt. Это занижение может быть сравнительно небольшим. Учет же попавшего в пробу «всплеска» приводит к гораздо более значительному завышению массовой доли. Завышение Δα будет предопределяться учтенным «всплеском». Так как соотношение $\Delta\tau_в / \Delta t$ является малой величиной, из формулы (1) при $n_о = n_в$

$$\Delta\alpha \approx \Delta\alpha_в \frac{n_в}{N}.$$

Массовая доля за короткий период будет сильно завышена.

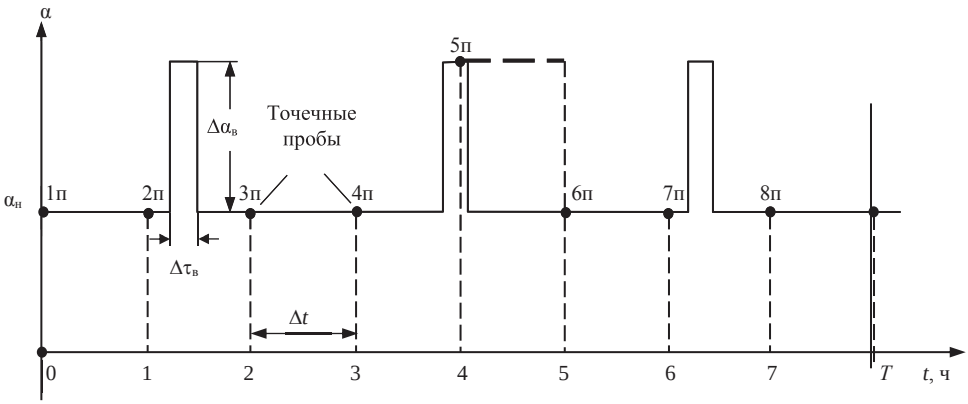

Рис. 1. Изменение массовой доли α в течение контрольного периода T:
(1п–8п) – номера часовых точечных проб
Fig. 1. The variation of mass fraction α within a testing period T:
(1п–8п) – the numbers of hourly spot samples

Если «всплески» в пробах не учитывать за большой контрольный период, в котором «всплесков» много, это приведет к значительному занижению массовой доли. Такое занижение компенсирует учет попавших в точечные пробы «всплесков». По этой причине результаты анализа ураганных проб за длинный (большой) контрольный период при расчете средней массовой доли не учитывать нельзя. Теоретические выводы, сделанные ранее [1, 12, 15], это подтверждают: до некоторого предела по величине контрольного периода ураганные пробы следует исключать из расчета, а при превышении этого предела – принимать к расчету.

Границу между коротким и длинным контрольным периодом T можно установить ориентировочно из условия $\Delta\alpha = 0{,}01\ \alpha_н$ (относительная случайная погрешность определения Δα составляет 1 %).

Отсюда

$$N = 100 \frac{\Delta\alpha_в}{\alpha_н}.$$

Если $\Delta\alpha_в / \alpha_н = 2$, то $N = 200$, а если $\Delta\alpha_в / \alpha_н = 10$, то $N = 1000$.

При почасовом опробовании ($\Delta t = 1$ ч) длинным контрольным периодом будет $T = 200$–1000 ч, а при 10-минутном – $T = 33$–166 ч.

Отсюда формулируется общая закономерность: чем больше Δt, тем длиннее контрольный период, за который не следует принимать к расчету ураганные пробы.

Интервал времени между отбором точечных проб Δt, обеспечивающий снятие вопроса учета ураганных проб в зависимости от величины контрольного периода, для условия $\Delta\alpha = 0{,}01\alpha_{н}$ будет найден по формуле

$$\Delta t = \frac{T}{100} \cdot \frac{\alpha_{н}}{\Delta\alpha_{в}}. \quad (3)$$

Расчет средней массовой доли золота в хвостах ЗИФ за 50 смен приводит к другим результатам: среднее значение массовой доли при почасовом отборе проб без учета ураганных проб занижено по сравнению с результатами отбора проб комбинированным способом на 5,3 %, а с их учетом практически совпадает (различие менее 0,6 % отн.).

Так как за 50 смен доля обнаруженных в точечных пробах и использованных в расчете «всплесков» полностью компенсирует влияние пропущенных «всплесков», можно рассчитать общее число этих «всплесков» за месяц из условия (1), полагая $\Delta\alpha = 0$:

$$n_{в} = n_{о} \frac{\Delta t}{\Delta\tau_{в}}.$$

Средняя продолжительность $n_{о} = 5$ обнаруженных при почасовом отборе проб ($\Delta t = 60$ мин) «всплесков» составила 12,1 мин. Следовательно, число «всплесков» за 50 смен на ЗИФ составило

$$n_{в} = 24{,}8.$$

Результат означает, что в течение 50 смен возникало 25 «всплесков» – по одному каждые две смены. Если бы ураганные пробы не были включены в расчет, массовая доля золота в хвостах за 50 смен была бы занижена на 5,3 %. Включение же в расчет пяти обнаруженных «всплесков» такое занижение компенсирует. В итоге на ЗИФ не возникнет положительная невязка товарного баланса [4, 5].

Случайная погрешность опробования для указанной массовой доли золота в хвостах за большой контрольный период при усреднении 600–700 проб не будет большой (не более 1,5 % отн.). Это позволяет считать величину +5,3 % экспериментально установленной ВСП.

Предложенный алгоритм учета ураганных проб позволяет определить временной интервал отбора точечных проб в условиях изменения массовой доли ценного компонента. В табл. 4 приведены результаты расчета по формуле (3) интервала отбора точечных проб, обеспечивающего достоверный учет колебаний массовой доли ценного компонента. Расчеты выполнены для отвальных хвостов и исходных руд различных обогатительных фабрик. Для указанных продуктов характерно систематическое появление положительных «всплесков» массовой доли ценного компонента различной величины. Расчет основан на зафиксированных при текущем опробовании за сутки ($T = 1440$ мин) «всплесках» массовой доли, которые могут быть отнесены к ураганным пробам. Необходимый интервал отбора точечных проб Δt рассчитан для относительной погрешности определения $\Delta\alpha$ 1,00 %, 0,50 % и 0,25 % ($\Delta\alpha = 0{,}01\alpha_{н}$; $\Delta\alpha = 0{,}005\alpha_{н}$; $\Delta\alpha = 0{,}0025\alpha_{н}$).

При анализе приведенных результатов обращает на себя внимание несоответствие существующего интервала отбора точечных проб $\Delta t_{сущ}$ и рассчитанного ин-

тервала Δt. Условием достоверного опробования в данном случае будет зависимость $\Delta t_{сущ} \leq \Delta t$. Это условие при опробовании на обогатительных фабриках не выполняется. Так, например, для получения достоверного результата опробования хвостов обогащения медно-цинковых руд с относительной случайной погрешностью 1 % необходимые интервалы отбора точечных проб составили две минуты для меди и три минуты для цинка. При этом на действующей обогатительной фабрике интервал отбора точечных проб от хвостов обогащения составляет 60 мин.

Таблица 4. Результаты расчета интервала отбора точечных проб для достоверного учета массовой доли ценного компонента
Table 4. The results of calculating a time frame of spot sampling for reliable account of valuable component mass fraction

Ценный компонент/ продукт обогащения	Массовая доля без учета ураганных проб $\alpha_н$	Амплитуда зафиксированного «всплеска» $\Delta\alpha_в$	Необходимый интервал отбора Δt, мин			Существующий интервал отбора $\Delta t_{сущ}$, мин
			$\Delta\alpha = 0{,}01\alpha_н$	$\Delta\alpha = 0{,}005\alpha_н$	$\Delta\alpha = 0{,}0025\alpha_н$	
Медь/хвосты	0,22 %	1,62 %	2	1,0	0,5	60
Цинк/хвосты	0,45 %	2,46 %	3	1,3	0,7	60
Золото/хвосты	0,25 г/т	2,40 г/т	2	0,8	0,4	30
Золото/хвосты	0,70 г/т	3,23 г/т	3	1,6	0,8	30
Свинец/хвосты	0,39 %	1,65 %	3	1,7	0,9	30
Цинк/хвосты	0,17 %	0,41 %	6	3,0	1,5	30
Золото/исх. руда	6,30 г/т	30,12 г/т	3	1,5	0,8	5
Свинец/исх. руда	1,68 %	5,88 %	4	2,1	1,1	30
Медь/исх. руда	2,42 %	4,10 %	8	4,3	2,2	30
Цинк/исх. руда	0,69 %	3,20 %	3	1,6	0,8	30

Обеспечение величины Δt в пределах нескольких минут возможно за счет применения комбинированного способа отбора проб. Результат внедрения данного способа на обогатительных фабриках наглядно демонстрирует эффект от достоверного учета массовой доли ценного компонента в продуктах обогащения. По результатам работы обогатительных фабрик после перехода на комбинированный способ отбора и сокращения проб (уменьшения интервала времени между отбором точечных проб) зафиксировано снижение величины невязки товарного баланса. В табл. 5 показан пример такого снижения невязки для медно-цинковой обогатительной фабрики (по меди и цинку) и ЗИФ (по золоту и серебру) соответственно.

Снижение величины невязки для медно-цинковой обогатительной фабрики произошло в среднем в 1,5 раза по меди и в 1,3 раза по цинку, для ЗИФ – в 1,6 раза по золоту и в 1,9 раза по серебру.

Устройство и принципы работы специального оборудования, применяемого для отбора и подготовки проб комбинированным способом, рассмотрены ранее [1, 6, 11, 12].

Выводы. Для достоверного определения массовой доли ценного компонента в продуктах обогащения необходимо использовать короткие интервалы времени между отбором точечных проб величиной от нескольких минут до долей минуты.

Переход к коротким интервалам времени между отбором точечных проб возможен только при одновременном с отбором сокращении точечных проб. Такую возможность обеспечивает комбинированный способ отбора и сокращения проб.

Переход к коротким интервалам времени между отбором точечных проб способствует снижению величины невязки товарного баланса.

Расчет интервала времени между отбором точечных проб возможен по результатам текущего опробования на обогатительной фабрике без проведения дополнительных исследований и выполнения дополнительных анализов.

Таблица 5. Снижение величины невязки товарного баланса за счет повышения достоверности учета массовой доли ценного компонента

Table 5. Reducing the size of the product imbalance by means of increasing the reliability of valuable component mass fraction registration

Обогатительная фабрика	Период работы, мес	Ценный компонент	Изменение невязки товарного баланса за период работы, %	
До перехода на комбинированный способ				
Медно-цинковая	8	Медь	+4,1	–5,9
		Цинк	+4,7	–3,3
ЗИФ	10	Золото	+5,9	–7,1
		Серебро	+4,7	–4,3
После перехода на комбинированный способ				
Медно-цинковая	12	Медь	+3,2	–3,6
		Цинк	+2,9	–3,3
ЗИФ	16	Золото	+3,5	–4,8
		Серебро	+2,3	–2,5

Использование коротких интервалов времени между отбором точечных проб дополняет требования системы менеджмента качества, действующих стандартов, а также разработанных на их базе рабочих документов.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Козин В. З. Опробование минерального сырья на обогатительных фабриках. Екатеринбург: УГГУ, 2018. 208 с.

2. Pitard F. Correct sampling systems and statistical tools for metallurgical prosesses // XXVII International Mineral Processing Congress. Santiago, Chile. 2014. Chap. 15. P. 1.

3. Brochot S. Sampling for metallurgical test: how the test results can be used to estimate their confidence level // XXVIII International Mineral Processing Congress. Quebec City, Canada. 2016. Paper ID 438.

4. Козин В. З. Товарный баланс обогатительных фабрик: науч. моногр. Екатеринбург: УГГУ, 2014. 133 с.

5. Козин В. З., Водовозов К. А. Причины положительных невязок товарного баланса на обогатительных фабриках // Обогащение руд. 2013. № 2. С. 27–31.

6. Комлев А. С. Экспериментальное подтверждение наличия и величины вероятной систематической погрешности при опробовании продуктов обогатительных фабрик // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: матер. XXI Междунар. науч.-техн. конф. Екатеринбург: Форт Диалог-Исеть, 2016. С. 48–50.

7. Кудрявцев Ю. А. Погрешности опробования при эксплуатации Советского золоторудного месторождения // Геология и минеральные ресурсы Красноярского края: сб. ст. Красноярск, 1972. С. 23–28.

8. Ляпин А. Г. Инженерно-аналитический контроль технологий добычи и переработки минерального сырья // Горный журнал. 2009. № 4. С. 14–16.

9. Cleary P. W., Robinson G. K. Sampling of cohesive bulk materials by falling stream cutters // Chemical Engineering Science. 2011. Vol. 66. Iss. 17. P. 3991–4003.

10. Mucha J., Szuwarzysk M. Sampling errors and their influence on accuracy of zinc and lead content evaluation in ore from the Trzebionka mine (Silesian–Cracow Zn–Pb ore district, Poland) // Chemometrics and Intelligent Laboratory Systems. 2004. Vol. 74. Iss. 1. P. 165–170.

11. Козин В. З., Комлев А. С. Комбинированный способ отбора проб продуктов обогащения и оборудование для его реализации // Обогащение руд. 2014. № 3. С. 28–32.

12. Козин В. З., Комлев А. С. Ураганные пробы и их учет // Обогащение руд. 2015. № 4. С. 39–43.

13. Алимов Ю. И., Шаевич А. Б. Методологические особенности оценивания результатов количественного химического анализа // Журнал аналитической химии. 1988. № 10. С. 1893–1916.

14. Методика разведки золоторудных месторождений / под ред. Г. П. Воларович, В. Н. Иванова. М.: ЦНИГРИ, 1991. 262 с.
15. Хмара В. В. Оптимизация интервала отбора проб при дискретном контроле изменяющегося параметра // Цветные металлы. 2009. № 2. С. 97–99.

Поступила в редакцию 25 февраля 2019 года

Сведения об авторах:

Комлев Алексей Сергеевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник кафедры обогащения полезных ископаемых Уральского государственного горного университета. E-mail: tails2002@inbox.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-63-74

The conditions of reliable determination of valuable component mass fraction in mineral processing products

Aleksei S. Komlev[1]
[1] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

Abstract
Introduction. *One requirement to sampling reliability improvement at concentrating plants is sampling system conformity to the current standards.*
Research methodology. *At a number of concentrating mills measures are taken on bringing the sampling system in the conformity with the standard requirements. It should lead to reliable determination of valuable component mass fraction in mineral processing products, and minimize product imbalance. In most concentrating plants the effect from bringing the sampling system into the line with the requirements is lacking due to the influence of a probable systematic error on the result of sampling.*
Research aims *to study the conditions of sampling ensuring reliable determination of valuable component mass fraction in mineral processing products. Subject matter – the theoretical algorithm of arriving at the conditions of reliable determination of mass fraction. Research object – the statistics of mineral processing products sampling, containing local extreme values of mass fraction and conditioned by such values of product imbalance at concentrating mills. Research has been carried out by means of studying the statistics of mineral processing sampling based on modern scientific image of sampling errors.*
Results. *The proposed algorithm of valuable component mass fraction reliable determination in mineral processing products is based on the results of the current sampling, recording the recurring "outbursts" of mass fraction. The discovered time frame between spot samplings makes it possible to determine the mass fraction of a valuable component with the specified error. The obtained time frame for mass fraction reliable determination makes up several minutes to fractions of a minute. At a majority of the operating concentrating plants the indicated time frame is not less than 30 min.*
Summary. *For reliable determination of valuable component mass fraction in mineral processing products it is required to use short time frames between spot samples from some minutes to fractions of a minute. It makes it possible to apply to integrated way of sampling. The use of short time frames between spot samplings supplements to requirements of the current standards.*

Key words: *mass fraction; product imbalance; time frame between spot samples; hurricane sample.*

REFERENCES

1. Kozin V. Z. *Sampling of mineral raw material at concentrating plants*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2018. (In Russ.)
2. Pitard F. Correct sampling systems and statistical tools for metallurgical prosesses. *XXVII International Mineral Processing Congress. Santiago, Chile*. 2014. Chap. 15. P. 1.
3. Brochot S. Sampling for metallurgical test: how the test results can be used to estimate their confidence level. *XXVIII International Mineral Processing Congress. Quebec City, Canada*. 2016. Paper ID 438.
4. Kozin V. Z. *Trade balance off concentrating plants: scientific monograph*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2014. (In Russ.)
5. Kozin V. Z., Vodovozov K. A. Factors causing positive product imbalance at ore-dressing plants. *Obogashchenie Rud = Mineral Processing*. 2013; 2: 27–31. (In Russ.)
6. Komlev A. S. Experimental validation of the presence and the size of the probable systematic error of sampling at concentration plants. In: *Scientific fundamentals and practice of ore and technogenic raw material processing: Proceedings of the 21st International Science and Engineering conference*. Ekaterinburg: Fort Dialog-Iset Publishing; 2016. (In Russ.)
7. Kudriavtsev Iu. A. Sampling errors at Sovetskoe goldfield operation. In: *Geology and mineral resources of Krasnoyarsk region: collected works*. Krasnoyarsk; 1972: 23–28 (In Russ.)
8. Liapin A. G. Engineering-analytical control over the technologies of mineral raw material production and processing. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2009; 4: 14–16. (In Russ.)

9. Cleary P. W., Robinson G. K. Sampling of cohesive bulk materials by falling stream cutters. *Chemical Engineering Science*. 2011; 66 (17): 3991–4003.
10. Mucha J., Szuwarzysk M. Sampling errors and their influence on accuracy of zinc and lead content evaluation in ore from the Trzebionka mine (Silesian–Cracow Zn–Pb ore district, Poland). *Chemometrics and Intelligent Laboratory Systems*. 2004; 74 (1): 165–170.
11. Kozin V. Z., Komlev A. S. A combination sampling method for processing products and equipment for its implementation. *Obogashchenie Rud = Mineral Processing*. 2014; 3: 28–32. (In Russ.)
12. Kozin V. Z., Komlev A. S. Outstanding samples and other consideration. *Obogashchenie Rud = Mineral Processing*. 2015; 4: 39–43. (In Russ.)
13. Alimov Iu. I., Shaevich A. B. Methodological features of evaluating the results of quantitative chemical analysis. *Zhurnal analiticheskoi khimii = Journal of Analytical Chemistry*. 1988; 10: 1893–1916. (In Russ.)
14. Volarovich G. P., Ivanov V. N. (eds.) *Goldfields exploration techniques*. Moscow: TsNIGRI Publishing; 1991. (In Russ.)
15. Khmara V. V. Optimization of the interval for sampling in discrete control of varying parameter. *Tsvetnye metally = Non-ferrous Metals*. 2009; 2: 97–99.

Received 25 February 2019

Information about authors:

Aleksei S. Komlev – PhD (Engineering), senior researcher of the Department of Mineral Processing, Ural State Mining University. E-mail: tails2002@inbox.ru

Для цитирования: Комлев А. С. Условия достоверного определения массовой доли ценного компонента в продуктах обогащения // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 5. С. 63–74. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-63-74
For citation: Komlev A. S. The conditions of reliable determination of valuable component mass fraction in mineral processing products. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 5: 63–74 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-63-74

УДК 622.7 (073) DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-75-82

Разработка технологии извлечения россыпного микронного золота с использованием диспергирования глинистой составляющей вмещающих пород

Усов Г. А.[1]*, Фролов С. Г.[1], Тарасов Б. Н.[1]
[1] Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия
e-mail: usov_ga@mail.ru

Реферат

Введение. *В современных условиях в связи с накоплением техногенных отвалов золотосодержащих руд все большую актуальность приобретает разработка новых эффективных технологий извлечения мелкого и тонкого золота. Авторами рассматривается и анализируется ситуация добычи и переработки золотосодержащего сырья в России и на Урале.*

Цель исследований. *С помощью предложенной технологии увеличить извлечение золота из техногенных отвалов и разрабатываемых россыпных месторождений.*

Методы исследования. *В процессе работы были использованы: ситуационный анализ, обзор, анализ и систематизация данных научных работ, синтез и сравнительный анализ, анализ существующих технологических цепочек по извлечению золота.*

Результаты. *Проведенный анализ позволил сделать вывод, что при использовании современной технологии обогащения значительная доля мелкого и тонкого золота остается в отвалах. Авторами статьи предлагается новая технология, позволяющая извлекать мелкое и тонкое золото с большей эффективностью. В работе представлен и описан используемый для предварительной дезинтеграции крацовочный диспергатор с многоцелевым приводом и возможностью использования псевдокипящего слоя.*

Выводы. *Предложенная технология может быть эффективной при переработке техногенных отвалов с трудноизвлекаемым золотом.*

Ключевые слова: *предварительная дезинтеграция; крацовочный диспергатор; мелкое и тонкое золото.*

Введение. Техногенные месторождения благородных металлов и прежде всего техногенные россыпи как объекты промышленной переработки в последние годы привлекают все большее внимание и подвергаются кардинальной переоценке в связи с двумя тенденциями. Одна из них состоит в появлении новых технологий и новых обогатительных аппаратов, позволяющих значительно повысить извлечение и улучшить экономические показатели переработки сырья, относившегося ранее к забалансовому по содержанию золота или по технологическим причинам [1–6].

Вторая тенденция заключается в неуклонном снижении среднего содержания золота в балансовых запасах целиковых россыпей при одновременном росте удельных затрат на горнокапитальные и горно-подготовительные работы. Так например, уральский регион уже с момента освоения, т. е. с начала XVIII века становится крупнейшим горнопромышленным, горноперерабатывающим и металлургическим кластером России. Вследствие этого Свердловская область относится к старопромышленным районам с большим количеством техногенных отходов [7–11].

Ресурсный потенциал техногенных золотосодержащих объектов в России оценивается в 55–60 % от добытого в стране золота. По современным оценкам, старательские артели, использующие традиционные промывочные приборы, теряют

от 20 до 50 % золота. Многочисленными исследованиями ряда научных коллективов установлено, что доля мелкого и тонкого золота в техногенных отвалах, как правило, преобладает над крупным и составляет до 90 % общего количества [10–27].

Ресурсы микронного золота только в техногенных россыпях РФ оцениваются в несколько тысяч тонн. Основные потери в силу особенностей технологии добычи россыпного золота приходятся на тонкое, пластинчатое и дисперсное. На предприятиях региона эту проблему в основном решают путем совершенствования традиционных технологических схем: применением шлюзов мелкого наполнения, отсадочной технологии, центробежной сепарации [21]. Реализация этих направлений не решает проблемы извлечения тонкодисперсного золота.

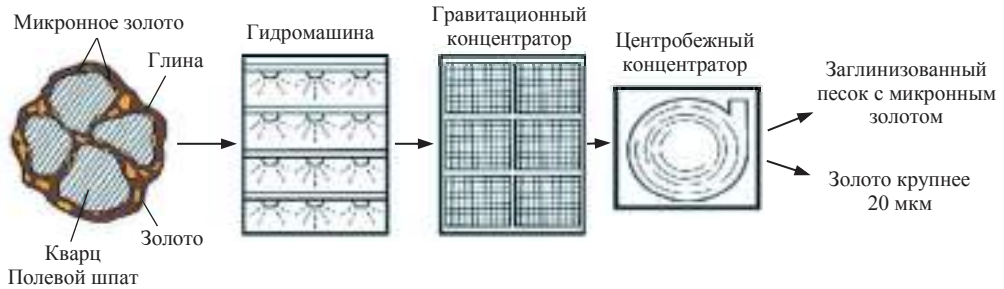

Рис. 1. Схема традиционной технологии обогащения
Fig. 1. The scheme of the traditional processing technology

Авторами статьи предлагается новая технология с использованием предварительной дезинтеграции сырья, содержащего тонкодисперсное золото, на базе высокоэффективной измельчительной техники, использующей эффекты: механического воздействия в турбулентном потоке, кавитацию, гидравлический удар и другие. На сегодняшний день высокоэффективная измельчительная техника данного типа в процессах обогащения микронного золота по ряду причин не используется. В процессе технологического цикла возможна тонкая настройка привода: при использовании устройств преобразователей частоты с векторным управлением [19, 28–30] либо при использовании привода с цифровым управлением осуществлять циклическое воздействие на рабочее тело [20].

На рис. 1 и 2 схематически показаны традиционная технология обогащения россыпного золота и предлагаемая авторами, которая позволяет благодаря использованию высокоэффективного диспергатора извлекать микронное золото на техногенных отвалах и сильно заглинизованных россыпных месторождениях в промышленных масштабах.

Новизна технико-технологического решения заключается в разработке и применении высокоэффективного диспергатора, способного обнажить заглинизованные песчинки и полностью «распустить» высокодисперсную глину, содержащую частицы микронного золота, находящиеся как раз на поверхности контакта *песчинка–глина* [31, 32].

При работе по традиционной технологии высокодисперсная глина не успевает «распуститься» и освободить связанные частицы микронного золота, в результате чего значительная часть мелкого и микронного золота уходит в отвалы, образуя предварительно хорошо подготовленные скопления исходного материала для дальнейшего извлечения мелкого и микронного золота. По новой технологии вся глина на поверхности песчинок, содержащая микронное золото, проходя через высокоэффективный крацовочный диспергатор, «распускается» до коллоидного

состояния и освобождает микрочастицы золота, которые в дальнейшем улавливаются в специальных центробежных концентраторах.

Анализ методов воздействия при переработке техногенных отвалов и россыпных месторождений [21] показал преимущественное использование классификаторов и промывочных машин различных видов.

При такой технологии глина, покрывающая поверхность песчинок, содержащих мелкодисперсное золото, не «распускается» до коллоидного состояния и золото не высвобождается [21].

При использовании крацовочного диспергатора с возможностью создания псевдокипящего слоя с широким диапазоном регулирования привода, режимов вращения и направления вращения рабочего органа повышается возможность вскрытия и последующего извлечения мелкого и тонкодисперсного золота.

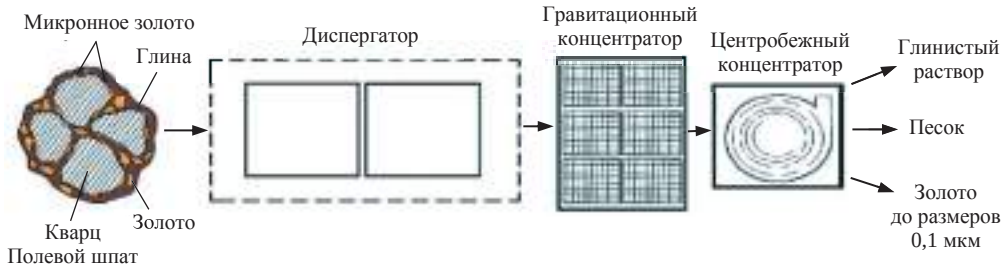

Рис. 2. Схема разработанной технологии обогащения
Fig. 2. The scheme of the developed processing technology

Методика. Разработанный авторами крацовочный диспергатор с псевдокипящим слоем отличается от других промывочных машин механического типа тем, что процесс дезинтеграции глинистого материала осуществляется за счет непрерывного разрушения его поверхностного слоя крацовкой. Как показали теоретические исследования, затраты энергии на дезинтеграцию глинистого материала в диспергаторах с крацовочным оснащением ротора гораздо ниже, чем в промывочных машинах с лопастным ротором, где процесс разрушения материала носит объемный характер.

Конструктивная схема разработанного крацовочного диспергатора представлена на рис. 3. Диспергатор состоит из вертикального цилиндрического корпуса *1*, с верхним направляющим аппаратом *2* и нижним выходным каналом *3*. Внутренняя поверхность цилиндрического корпуса 1 футерована высокопрочной сталью *4*. В корпусе *1* соосно размещен ротор 5, выполненный в виде крацовки *6*, закрепленной на полом валу *7*, зафиксированном в верхнем *8* и нижнем *9* подшипниковых узлах. Наличие осевого канала на валу *7* позволяет подавать в рабочую зону сжатый воздух, таким образом создается эффект псевдокипящего слоя.

Диспергатор работает следующим образом. Внутрь корпуса *1* через верхний направляющий аппарат *2* непрерывно подается пульпа, т. е. золотосодержащая заглинизованная порода. Перемещаясь в корпусе *1* сверху вниз, вмещающая порода подвергается разрушению, одновременно диспергируется в жидкой фазе под воздействием крацовок *6* вращающегося ротора *5*. Диспергированная глинопесчаная пульпа, содержащая микронное золото, отводится из корпуса *1* через выходной патрубок *3*.

Разработанная конструкция крацовочного диспергатора позволяет производить раскрытие фракций золотосодержащего заглинизованного песка и выводить из рабочей полости готовую к разделению золотосодержащую пульпу с частица-

ми твердой фазы в виде песка и «распустившейся» до коллоидного состояния глинистой фракции с несвязанными частицами микронного золота.

В качестве основного аппарата для выделения тонкодисперсного золота рекомендуется использовать центробежный концентратор.

Результаты исследования. По результатам исследования изготовлен опытный образец диспергатора и проведены испытания возможности извлечения золота с его использованием из лежалого отвального сырья методом гравитационного обогащения.

Для определения возможности извлечения золота из лежалого отвального сырья (россыпей) методом гравитационного обогащения была использована проба данного материала массой около 150 кг. Материал был высушен, усреднен, отквартован.

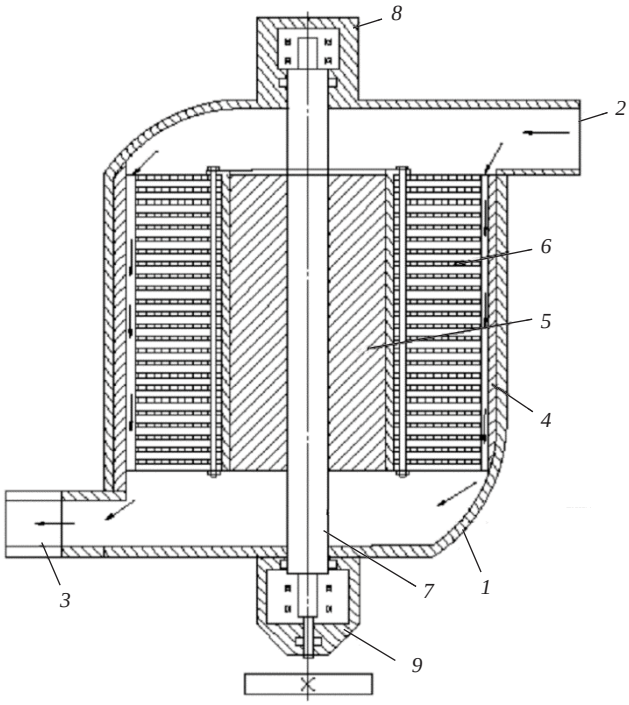

Рис. 3. Схема крацовочного диспергатора
Fig. 3. The scheme of a scratch brushing disperser

Для определения возможности гравитационного обогащения данного сырья весь объем материала был просеян через сито 1,6 мм. Гравитационному обогащению подвергался материал класса крупности – 1,6 мм. Пробы этого материала были проанализированы на содержание Au пробирным и атомно-абсорбционным методами. Цикл лабораторных исследований по гравитационному обогащению проводили на центробежном концентраторе. Масса навески сырья для одного опыта – 10 кг. Было проведено 4 опыта для определения оптимальных параметров процесса. Результаты представлены в таблице.

В завершение исследований при гравитационном обогащении был использован материал, обработанный на крацовочном диспергаторе (опыт № 5), представляющий собой суспензию (пульпу) с глинистой составляющей данного сырья. Была отмыта порода крупнее 1,6 мм. Крупность сырья в суспензии составляла 1,6 мм. Данная суспензия была пропущена через концентратор. Сухая масса твердой составляющей – 12, 754 кг.

По полученным результатам в ходе проведенных исследований выбранными параметрами для извлечения золота из лежалого отвального сырья методом гравитационного обогащения являются: частота 40 Гц; давление разжижающей жидкости 0,3 атм. Это условия опытов № 1, 3, 5, в опытах № 1, 3 при низком содержании золота в исходном материале получено самое низкое содержание золота в хвостах. В опыте № 5 при использовании крацовочного диспергатора получен наиболее богатый концентрат при наибольшем извлечении золота.

Результаты лабораторных исследований
Laboratory research results

Показатель	Опыт № 1 N = 40 Гц, P = 0,3 атм	Опыт № 2 N = 40 Гц, P = 0,5 атм	Опыт № 3 N = 50 Гц, P = 0,3 атм	Опыт № 4 N = 50 Гц, P = 0,5 атм	Опыт № 5 N = 40 Гц, P = 0,3 атм
Содержание золота в исходном сырье, г/т	0,11	0,11	0,11	0,11	0,16
Масса полученного концентрата, г	164	165	170	163	189
Выход концентрата, %	1,64	1,65	1,7	1,63	1,48
Содержание золота в концентрате, г/т	2,7	1,7	2,7	1,8	4,0
Содержание золота в хвостах гравитационного обогащения, г/т	0,07	0,08	0,07	0,08	0,1
Извлечение золота в концентрат методом гравитационного обогащения, %	36,4	27,3	36,4	27,3	37,5

Параметры процесса гравитационного обогащения: N – частота; P – давление разжижающей жидкости.

Учитывая результаты последнего опыта с отмывкой крупной породы, следует рассмотреть этот метод более подробно. Анализируя результаты проделанных экспериментов, можно заключить, что отмывка крупной породы помогает получить более подготовленный к разделению материал, что позволяет повысить содержание несвязанного золота в суспензии и увеличить степень извлечения металла в концентрат. Следовательно, технология извлечения золота из данного сырья методом гравитационного обогащения может быть эффективной при правильном подборе оборудования, соответствующем предложенной технологической схеме.

Выводы. Внедрение в промышленных масштабах предлагаемой технологии может позволить перерабатывать накопленные техногенные отвалы с трудно извлекаемым мелким и тонким золотом и повысить извлечение золота на россыпных месторождениях драгоценных и редких металлов.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Загайнов В. Г. Современные проблемы обогащения ультратонкого золота // Горный журнал Казахстана. 2009. № 8. С. 16–21.

2. Баранников А. Г., Устюжанина И. Ф., Хрыпова Р. Г. О «новом» золоте в некоторых россыпях Урала // Минералогия золота. Ч. 1. Владивосток: ДВНЦ АН СССР, 1974. С. 109–110.

3. Илалтадинов И. Я. О технологических характеристиках россыпного золота // Россыпи и месторождения кор выветривания: изучение, освоение, экология. Пермь, 2015. С. 81–82.

4. Кожевников М. Г. К вопросу о роли химических агентов в обогащении старых приисковых отвалов // Труды треста «Золоторазведка». 1935. Вып. 1. С. 7–13.

5. Леоненко Н. А. Лазерное агрегирование микро- и наночастиц золота из высокоглинистого минерального сырья россыпных месторождений // Россыпи и месторождения кор выветривания: современные проблемы исследования и освоения. Новосибирск: Апельсин, 2010. С. 371–374.

6. Моисеенко В. Г. Роль наноразмерного золота в образовании россыпей благородного металла // Россыпи и месторождения кор выветривания: современные проблемы исследования и освоения. Новосибирск: Апельсин, 2010. С. 453–456.

7. Стровский В. Е., Кубарев М. С. Обеспечение экологической безопасности в условиях моногородов горнопромышленного комплекса // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 6. С. 99–108.

8. Осовецкий Б. М. Новое нанозолото // Записки РМО. 2012. № 1. С. 88–101.

9. Обеспечение рационального и безопасного природопользования на территории Свердловской области до 2020 года: государственная программа, утв. Правительством Свердловской области от 21.10.20 № 1269-ПП. Доступ из справ.- правовой системы «Техэксперт».

10. Towards a thematic strategy on the prevention and recycling of waste. Commission of the European Communitits. Communication from the Commission. Brussels, 27.05.2003, COM(2003) 301 final.

11. Stimulating technologies for sustainable development: an environmental technologies action plan the European Union. Comission of the European Communities. Communication from the Counsil and the European Parliament. Brussels, 28.01.2004, COM(2004) 38 final.

12. Литвинцев В. С., Банщикова Т. С., Леоненко Н. А., Алексеев В. С. Рациональные методы извлечения золота из техногенного минерального сырья россыпных месторождений // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2012. № 1. С. 190–194.

13. Макаров В. А. Условия формирования техногенных золотосодержащих объектов и особенности методики их геолого-технологической оценки: дис … докт. геол.-минер. наук. Красноярск, 2001. 269 с.

14. Меретуков М. А., Рудаков В. В, Злобин М. Н. Геотехнологические исследования для извлечения золота из минерального и технологического сырья. М.: МГУ, 2011. 438 с.

15. Наумов В. А. Техногенные преобразования золота в россыпях и отвалах // Россыпи и месторождения кор выветривания: изучение, освоение, экология. Пермь, 2015. С. 169–172.

16. Наумов В. А., Наумова О. Б. Преобразование золота в техногенных россыпях // Современные проблемы науки образования. 2013. № 5. С. 531–534.

17. Осовецкий Б. М., Баранников А. Г. «Новое» нанозолото Чернореченской россыпи // Проблемы минералогии, петрографии и металлогении. 2012. Вып. 15. С. 36–42.

18. Осовецкий Б. М. Наноструктура поверхности золота: монография. Пермь: ПНИПУ, 2012. 232 с.

19. Угольников А. В., Щеклеина И. Л. Автоматическая система управления песковым насосом // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 6. С. 127–134.

20. Кенио Т. Шаговые двигатели и их микропроцессорные системы управления: пер. с англ. М.: Энергоатомиздат, 1978. 200 с.

21. Морозов Ю. П. Проектирование обогатительных фабрик. Ч. 2. Выбор и расчет технологического оборудования. Екатеринбург: Форт Диалог-Исеть, 2014. 266 с.

22. Beesho K., Hashimoto S. Fabrication nanoscale structures on Au surface wish scanning tunneling microscope // Appl. Phys. Lett. 1994. Vol. 65. No. 17. P. 2142–2144.

23. Berman H., Harcourt G. A. Natural amalgams // American Mineralogist. 1938. Vol. 23. P. 761–764.

24. Chang T. C., Chang C. S., Lin H. N., et al. Creation of nanostructurison on gold surfaces in nanocoducting licuid // Appl. Phys. Lett. 1995. Vol. 67. No. 7. P. 903–905.

25. Freise F. V. The transportation gold by organic underground solution // Econ. Geol. 1931. Vol. 26. No. 26. P. 421–431.

26. Haycock M. N. The role of the microscope in the study of gold ores // Canad. Mining and Metallurg. Bull. 1937. Vol. 40. No. 504. P. 120–138.

27. Lebreton C., Wang Z. Z. Nano-scale formation on gold surface using scanning tunneling microscope // Appl. Phys. Lett. 1998. Vol. 66. P. 777–782.

28. Glauce De Souza, Darsi Odloak, Antonio C. Zanin. Real time optimization (RTO) with model predictive control (MRC) // Computer Aided Chemical Engineering. 2009. Vol. 27. P. 1365–1370.

29. Danielle Dougherti, Doug Cooper. A practical multiple model adaptive strategy for single-loop MRC original research // Control Engineering Praktice. 2003. Vol. 11. Issue 2. P. 141–159.

30. Bolognani S., Peretti L., Zigliotto M., Bertotto E. Commissioning of electromecanical confession models for high-dynamic PMSM drives // IEEE Trans. Ind. Electron. 2010. Vol. 57. No. 3. P. 1925–1936.

31. Ребиндер П. А. Поверхностные явления в дисперсных системах: избранные труды. М.: Наука, 1978. 382 с.

32. Латышев О. Г. Исследование фильтрации растворов ПАВ в скальных породах // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 6. С. 18–27.

Поступила в редакцию 27 декабря 2019 года

Сведения об авторах:

Усов Гаврила Анатольевич – кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры технологии и техники разведки полезных ископаемых Уральского государственного горного университета. E-mail: usov_ga@mail.ru

Фролов Сергей Георгиевич – кандидат технических наук, профессор, проректор по учебной работе Уральского государственного горного университета, заведующий кафедрой технологии и техники разведки полезных ископаемых. E-mail: prorector_uch@ursmu.ru

Тарасов Борис Николаевич – кандидат физико-математических наук, доцент, доцент кафедры физики Уральского государственного горного университета. E-mail: boris.tarasov@m.ursmu.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-75-82

Developing the technology of extracting placer micron sized gold with the use of enclosing rock clay bond dispersion

Gavrila A. Usov[1], Sergei G. Frolov[1], Boris N. Tarasov[1]
[1] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Introduction. *In present-day conditions due to gold ore technogenic dump piling, the development of new effective technologies of small-sized and fine-dispersed gold extraction is becoming more relevant. The authors consider and analyze the situation of gold-bearing rock extraction and processing in Russia and in the Urals.*

Research aims *to increase gold extraction out of technogenic dump and the developed gold-bearing placers with the help of the proposed technology.*

Research methodology. *In the course of work the following analyses have been used: situation analysis, survey, analysis and systematization of research data, synthesis and comparative analysis, the analysis of the existing gold extraction process chains.*

Results. *The conducted analysis has made it possible to make a conclusion that under the use of the modern processing technology the significant part of small-sized and fine-dispersed gold remains in the dumps. The authors of the article offer a new technology which allows to extract microscopic and fine gold with a greater effectiveness. The present research presents and describes the scratch brushing disperser with a multipurpose drive and the possibility to use a pseudo boiling layer, which is used for preliminary disintegration.*

Summary. *The proposed technology can be effective if used to process technogenic dumps with difficult gold.*

Key words: *preliminary disintegration; scratch brushing disperser; small-sized and fine-dispersed gold.*

REFERENCES

1. Zagainov V. G. Current problems of ultrathin gold processing. *Gornyi zhurnal Kazakhstana = Mining Magazine of Kazakhstan*. 2009; 8: 16–21. (In Russ.)
2. Barannikov A. G., Ustiuzhanina I. F., Khrypova R. G. On the “new” gold in some placers of the Urals. *Mineralogiia zolota = Gold Mineralogy*. Vladivostok, FESC AS USSR. 1974: 109–110. (In Russ.)
3. Ilaltadinov I. Ia. On the technological characteristics of placer gold. In: *Placers and deposits of weathering crusts: examination, exploitation, and ecology*. Perm; 2015: 81–82. (In Russ.)
4. Kozhevnikov M. G. On the problem of the role of chemical agents in mines old dumps processing. *Trudy tresta «Zolotorazvedka» = Proceedings of “Zolotorazvedka” Trust*. 1935; 1: 7–13. (In Russ.)
5. Leonenko N. A. Laser aggregating of micro- and nano-particles of gold out of highly clayed mineral raw material of placers. In: *Placers and deposits of weathering crusts: modern problems of examination and exploitation*. Novosibirsk: Apelsin Publishing; 2010: 371–374. (In Russ.)
6. Moiseenko V. G. The role of the nanosized gold in precious metal placers formation. In: *Placers and deposits of weathering crusts: modern problems of examination and exploitation*. Novosibirsk: Apelsin Publishing; 2010: 453–456. (In Russ.)
7. Strovskii V. E., Kubarev M. S. Ensuring ecological security in the conditions of mining monotowns. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2018; 6: 99–108. (In Russ.)
8. Osovetskii B. M. “New nanogold”. *Zapiski RMO = Proceedings of RMS*. 2012; 1: 88–101. (In Russ.)
9. Ensuring rational and safe natural resource management at the territory of Sverdlovsk region up to 2020: governmental program approved by Sverdlovsk region Administration of 21st November 2020 no. 1269-ПП. Accessed from the legal reference system Tekhekspert. (In Russ.)
10. Towards a thematic strategy on the prevention and recycling of waste. Commission of the European Communitits. Communication from the Commission. Brussels, 27.05.2003, COM(2003) 301 final.
11. Stimulating technologies for sustainable development: an environmental technologies action plan the European Union. Comission of the European Communities. Communication from the Counsil and the European Parliament. Brussels, 28.01.2004, COM(2004) 38 final.
12. Litvintsev V. S., Banshchikova T. S., Leonenko N. A., Alekseev V. S. Effective methods of gold recovery from mining wastes of placers. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh = Journal of Mining Science*. 2012; 1: 190–194. (In Russ.)
13. Makarov V. A. *Forming conditions of technogenic gold-bearing objects and the features of their geological and technological assessment methods: DSc (Geology and Mineralogy) dissertation*. Krasnoyarsk, 2001. 269 c. (In Russ.)
14. Meretukov M. A., Rudakov V. V., Zlobin M. N. *Geotechnological research for gold recovery from mineral raw material and process feedstock*. Moscow: MMU Publishing; 2011. (In Russ.)
15. Naumov V. A. Technogenic transformations of gold in placers and dumps. In: *Placers and deposits of weathering crusts: examination, exploitation, and ecology*. Perm; 2015: 169–172. (In Russ.)
16. Naumov V. A., Naumova O. B. Changing of gold in the technogenic placers. *Sovremennye problemy nauki obrazovaniia = Modern Problems of Science and Education*. 2013; 5: 531–534. (In Russ.)

17. Osovetskii B. M., Barannikov A. G. "New" nanogold of Chernorechensky placer. *Problemy mineralogii, petrografii i metallogenii = The Problems of Mineralogy, Petrography, and Metallogeny*. Perm; 2012; 15: 36–42. (In Russ.)
18. Osovetskii B. M. *Nanostructure of gold surface: monograph*. Perm: Perm State National Research University Publishing; 2012. (In Russ.)
19. Ugolnikov A. V., Shchekleina I. L. Sand pump automatic control system. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2018; 6: 127–134. (In Russ.)
20. Kenjo T. *Stepping motors and their microprocessor controls: translation from English*. Moscow: Energoatom izdat Publishing; 1978. (In Russ.)
21. Morozov Iu. P. *Concentrating plants design. Part 2. Selection and calculation of basic equipment*. Ekaterinburg: Fort Dialog-Iset Publishing; 2014. (In Russ.)
22. Beesho K., Hashimoto S. Fabrication nanoscale structures on Au surface wish scanning tunneling microscope. *Appl. Phys. Lett*. 1994; 65 (17): 2142–2144.
23. Berman H., Harcourt G. A. Natural amalgams. *American Mineralogist*. 1938; 23: 761–764.
24. Chang T. C., Chang C. S., Lin H. N., et al. Creation of nanostructurison on gold surfaces in nanocoducting licuid. *App. Phys. Lett*. 1995; 67; 7: 903–905.
25. Freise F. V. The transportation gold by organic underground solution. *Econ. Geol*. 1931; 26 (26): 421–431.
26. Haycock M. N. The role of the microscope in the study of gold ores. *Canad. Mining and Metallurg. Bull*. 1937; 40 (504): 120–138.
27. Lebreton C., Wang Z. Z. Nano-scale formation on gold surface using scanning tunneling microscope. *Appl. Phys*. 1998; 66: 777–782.
28. Glauce De Souza, Darsi Odloak, Antonio C. Zanin. Real time optimization (RTO) with model predictive control (MRC). *Computer Aided Chemical Engineering*. 2009; 27: 1365–1370.
29. Danielle Dougherti, Doug Cooper. A practical multiple model adaptive strategy for single-loop MRC original research. *Control Engineering Praktice*. 2003; 11 (2): 141–159.
30. Bolognani S., Peretti L., Zigliotto M., Bertotto E. Commissioning of electromecanical confession models for high-dynamic PMSM drives. *IEEE Trans. Ind. Electron*. 2010; 57; 3: 1925–1936.
31. Rehbinder P. A. *Surface phenomena in dispersed systems. Physical-chemical mechanics. Selected works*. Moscow, Nauka Publ., 1978. 382 p. (In Russ.)
32. Latyshev O. G. Research of surfactant solutions filtration in hard rocks. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2018; 6: 18–27. (In Russ.)

Received 27 December 2019

Information about authors:

Gavrila A. Usov – PhD (Engineering), Associate professor, associate professor of the Department of Technology and Technique of Mineral Deposits Exploration, Ural State Mining University. E-mail: usov_ga@mail.ru
Sergei G. Frolov – PhD (Engineering), Professor, vice-rector for academic affairs, Ural State Mining University, Head of the Department of Technology and Technique of Mineral Deposits Exploration. E-mail: prorector_uch@ursmu.ru
Boris N. Tarasov – PhD (Physics and Mathematics), Associate professor, associate professor of the Department of Physics, Ural State Mining University. E-mail: boris.tarasov@m.ursmu.ru

Для цитирования: Усов Г. А., Фролов С. Г., Тарасов Б. Н. Разработка технологии извлечения россыпного микронного золота с использованием диспергирования глинистой составляющей вмещающих пород // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 5. С. 75–82. DOI: 10.21440/0536-1028-2018-6-75-82
For citation: Usov G. A., Frolov S. G., Tarasov B. N. Developing the technology of extracting placer micron sized gold with the use of enclosing rock clay bond dispersion. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 5: 75–82 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2018-6-75-82

УДК 331.103;331.104.2 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-83-91

Обеспечение жизнеспособности предприятия в условиях инновационного технологического развития

Галкина Н. В.[1]
[1] Научно-исследовательский институт эффективности и безопасности горного производства (НИИОГР), г. Челябинск, Россия
e-mail: galkinanv2012@mail.ru

Реферат

Актуальность работы *обусловлена тем, что одним из условий инновационного технологического развития предприятия является его жизнеспособность, обеспеченная соответствующим инновационным потенциалом.*

Цель работы *– обоснование структуры инновационного потенциала для обеспечения жизнеспособности предприятия в условиях инновационного технологического развития.*

Методология исследования *базируется на использовании социально-экономического подхода, с помощью которого было выделено доминирующее значение неосязаемого ресурса субъектов предприятия в обеспечении жизнеспособности предприятия, обоснованы возможности более полного использования ресурсов инновационного потенциала в инновационном технологическом развитии предприятия.*

Результаты. *Обосновано понятие жизнеспособности предприятия как социально-экономической системы; определена структура ресурсов инновационного потенциала предприятия и установлена их связь с инновациями; выявлено доминирующее значение неосязаемого ресурса субъектов для обеспечения жизнеспособности предприятия в условиях инновационного технологического развития; в качестве инструмента обеспечения жизнеспособности предприятия предложено рассматривать комплекс функций управления формированием инновационной среды.*

Применение результатов. *Показаны примеры использования полученных результатов в практической деятельности регионального производственного объединения «СУЭК-Хакасия».*

Ключевые слова: *предприятие; социально-экономическая система; жизнеспособность; субъекты предприятия; инновации; ресурсы; инновационный потенциал; неосязаемый ресурс; инновационная среда; функции управления.*

Жизнеспособность – способность существовать и развиваться во внешней среде [1]. Понятие жизнеспособности связано с деятельностью человека, который стремится к выживанию, устойчивому существованию, а также к личному развитию или развитию системы, в которой он находится. Ресурсный потенциал, который человек при этом использует, является определяющим фактором прогресса любой организации (предприятия) и мерой этого прогресса [2, 3]. Самой важной системой предприятия, в наибольшей степени характеризующей его жизнеспособность, является социально-экономическая система (СЭС) – непосредственно субъекты предприятия во всем многообразии их социальных и экономических связей. В социально-экономическом аспекте «жизнеспособность предприятия рассматривается как способность его субъектов обеспечивать устойчивое функционирование и развитие объектов экономической деятельности» [2, 4], эта способность зависит от потенциала предприятия – совокупности ресурсов, влияющих на экономическую составляющую. Потенциал создается в ходе

развития предприятия и позволяет заблаговременно обеспечить предприятию, подразделению и конкретному работнику конкурентное преимущество и лидерские позиции в своем виде производственной деятельности [5–8]. В рамках теории самоорганизации СЭС жизнеспособность предприятия понимается как совокупность способностей его субъектов к самоорганизации, самостоятельному функционированию и развитию в конкурентной среде [4]. Самоорганизация – процесс упорядочения элементов системы за счет внутренних факторов, без специфического внешнего воздействия [7, 9]. Это наиболее общее определение термина «самоорганизация», которое можно использовать применительно к обеспечению жизнеспособности предприятия как СЭС.

Таблица 1. Элементы структуры инновационного потенциала предприятия и их связи с инновациями [3, 4]
Table 1. The structural elements of the innovation capacity of an enterprise and their relations with the innovations [3, 4]

Элементы структуры инновационного потенциала ЖСП как СЭС	Связи с инновациями
Материально-технические ресурсы: оборудование, здания и сооружения, мощности экспериментальных услуг, дороги, инженерные коммуникации, собственные оборотные средства, инструмент и оснастка, средства технологического контроля	Проблема обеспечения ЖСП решается за счет приобретения, создания или улучшения материально-технических ресурсов. Инновации преимущественно технические, технологические и организационные, направленные на формирование новой материально-технической базы
Нематериальные ресурсы: научные, проектные и конструкторские разработки, нормы и нормативы, регламенты и стандарты, технологические схемы, инструкции и правила, системы оценки и отбора инвестиционных проектов, системы контроля результативности инновационных преобразований	Проблема обеспечения ЖСП решается за счет разработки или заимствования качественно новых нематериальных ресурсов. Инновации преимущественно управленческие и организационные, направленные на создание рабочих групп и стимулирование добровольного участия субъектов предприятия в инновациях
Неосязаемые ресурсы: лидерские качества, инновационные способности субъектов предприятия (квалификация, знания, ответственность, пунктуальность, склонность к творчеству); инновационные возможности субъектов предприятия (представления, занимаемые позиции, взаимоотношения)	Проблема обеспечения ЖСП решается за счет управления развитием неосязаемых ресурсов в цехе, структурном подразделении и в целом на предприятии. Инновации преимущественно организационные и управленческие, направленные на создание инновационной среды, способствующей развитию неосязаемых ресурсов для обеспечения ЖСП

При обосновании выбора понятия «жизнеспособность предприятия» в аспекте его инновационного технологического развития предполагается, что обеспечение жизнеспособности связано с формированием производственных, нематериальных и неосязаемых человеческих ресурсов, которые необходимы для осуществления инновации. Жизнеспособность предприятия (ЖСП) как СЭС – это совокупность производственных, нематериальных и неосязаемых человеческих ресурсов, определяющих способности субъектов предприятия к самоорганизации и самостоятельному функционированию в инновациях. По существу, жизнеспособность предприятия как СЭС – это актуализированный инновационный потенциал предприятия, который позволяет субъектам осуществлять инновации в соответствии с разработанной программой и траекторией инновационного технологического развития.

Инновационное технологическое развитие (ИТР) предприятия представляет собой необратимое закономерное его изменение, обусловленное разработкой и освоением новых технологий и технических усовершенствований на базе ис-

пользования неосязаемых и нематериальных ресурсов и организационно-экономических преобразований, в результате чего формируется качественно новая технологическая система, обеспечивающая конкурентоспособный уровень эффективности и безопасности производства [10]. Проблема обеспечения ЖСП в условиях ИТР предприятия должна формироваться в соответствии с концепцией достаточности материально-технических, нематериальных и неосязаемых ресурсов для осуществления технических, технологических, организационных и управленческих инноваций. Это обеспечивается соответствующей организацией структуры инновационного потенциала (ИП) предприятия.

Таблица 2. Функции лидеров-руководителей по формированию инновационной среды предприятия
Table 2. The functions of the leading managers concerning the formation of innovation environment of an enterprise

Лидер	Признаки функций	
	Цели	Задачи
Высший менеджмент	Формирование ИС предприятия	Принятие управленческих решений по формированию ИС; организация системы управления; определение целей и задач; распределение функций; выявление негативных факторов ИС, влияющих на эффективность управленческих инноваций; планирование и организация мероприятий по устранению негативных факторов; разработка системы мотивации в масштабах предприятия; оценка готовности неосязаемого ресурса высшего менеджмента к взаимодействию в комплексных инновациях
Руководители структурных подразделений	Формирование ИС структурного подразделения	Формирование инновационной группы; определение целей и задач; распределение функций; выявление негативных факторов ИС, влияющих на эффективность разработки и реализации инноваций; планирование и организация мероприятий по устранению негативных факторов; разработка системы мотивации в масштабах структурного подразделения; оценка готовности неосязаемого ресурса структурного подразделения к взаимодействию в комплексных и отдельных инновациях
Руководители цехов, производственных участков	Формирование ИС в цехе, на производственном участке	Формирование инициативной группы; выявление лидера-руководителя; разработка целей и задач; распределение функций; выявление негативных факторов ИС, влияющих на эффективность разработки и реализации локальных инноваций; планирование и организация мероприятий по устранению негативных факторов; разработка системы мотивации в масштабах цеха; оценка готовности неосязаемого ресурса цеха к разработке и реализации локальных инноваций

Элементы структуры ИП предприятия и их связи с инновациями показаны в табл. 1.

По сути ИП предприятия как СЭС – это материально-технические, нематериальные и неосязаемые ресурсы предприятия, находящиеся на стадиях реализации в инновационном цикле или на стадии формирования резервов и запасов этих ресурсов, в совокупности создающие возможности для обеспечения ЖСП в условиях инновационного технологического развития. Неосязаемый ресурс лидера-руководителя является главным ресурсом и инструментом обеспечения ЖСП. Он проявляется в лидерских качествах руководителя, которые он использует для управления самоорганизацией субъектов предприятия. Самоорганизация – это умение организовывать ресурсы, имеющиеся в распоряжении субъектов предприятия [12].

В рамках данной статьи речь идет о самоорганизации как о процессе, который позволяет лидеру управлять неосязаемыми активами субъектов предприятия: инновационными способностями (знание, квалификация, ответственность, пункту-

альность, склонность к творчеству); инновационными возможностями (представления, занимаемые позиции, взаимоотношения). Управление инновациями – это комплексный процесс, который должен осуществляться постоянно и поддерживаться в активном состоянии посредством преобразований в инновационной среде. Инновационная среда предприятия – система факторов, создающих возможности для перехода инновационных способностей и инновационных возможностей субъектов предприятия в новое, более качественное состояние. В обязательном порядке используются методы изучения; методы, стимулирующие развитие самостоятельности и самодостаточности субъектов для участия в инновациях; методы преобразования институтов, влияющие на позиции и взаимоотношения субъектов предприятия [13–15]. Таким образом, на развитие способностей субъектов предприятия к самоорганизации и самостоятельному функционированию в процессах обеспечения ЖСП наибольшее влияние оказывает лидер-руководитель, функционал которого должен содержать функцию непрерывного поиска и выявления резервов развития инновационных способностей и инновационных возможностей субъектов предприятия, обеспечивающих ЖСП в условиях инновационного технологического развития предприятия [4, 16].

Таблица 3. Показатели деятельности РПО «СУЭК-Хакасия» [13, 17–20]
Table 3. Capacity rate of the regional production association "SUEK-Khakassia" [13, 17–20]

Показатель	Год								
	2002	2003	2005	2007	2009	2011	2013	2015	2017
Добыча, тыс. т	4 399	6 324	7 308	7 647	8 521	10 487	10 570	12 007	13 017
Вскрыша, тыс. м^3	16 797	24 064	27 881	25 441	29 788	41 399	47 534	53 132	79 056
OPEX, р./т	195	197	246	292	403	540	711	761	1 005
Цена, р./т	222	202	481	527	985	1 406	1 209	1 433	1 796
EBITDA, млн р.	15	17	265	396	4 557	7 496	4 507	7 160	8 405
Инвестиции, млн р.	0	187	100	609	734	1 725	1 752	1 858	2 603
Производительность:									
экскаваторов, тыс. м^3/м^3 ковша	85	118	128	109	116	152	181	205	269
автосамосвалов, тыс. т/т грузоподъемности	7	8	7	10	9	9	10	11	13
труда, тыс. т/чел.-год	1	1	2	2	2	3	3	4	7
труда, тыс. м^3/чел.-год	4	5	7	6	8	12	14	18	26
Численность, чел.	4356	4502	4266	4384	3675	3431	3435	2910	3028
Номинальная заработная плата, р.	5219	6907	10 356	13 322	20 008	27 799	34 538	42 761	52 484
Реальная заработная плата, р.	5219	6168	7462	7872	9592	11 547	12 645	12 451	14 146

Одним из инструментов вовлечения резервов неосязаемого ресурса в обеспечение ЖСП является функция лидера-руководителя по управлению формированием инновационной среды на уровне предприятия, структурного подразделения, цеха, производственного участка. Инновационная среда предприятия – это система факторов, обусловливающих развитие неосязаемого ресурса субъектов предприятия. Функции лидеров-руководителей по формированию инновационной среды (ИС) предприятия представлены в табл. 2.

При определении целей и задач следует руководствоваться:

в масштабе предприятия – показателями инвестиционной привлекательности (цена продукции, объем инвестиций, EBITDA);

в масштабах структурного подразделения и цеха – технико-экономическими показателями, отражающими уровень эффективности производства (производительность труда, производительность оборудования, заработная плата).

Региональное производственное объединение (РПО) «СУЭК-Хакасия» – основная структурная единица Сибирской угольной энергетической компании (СУЭК). Руководство РПО определило для себя следующую цель развития: стать инвестиционно привлекательным объединением как в экономическом, так и в социальном отношении, т. е. стать таким предприятием, в повышении жизнеспособности которого будут заинтересованы компания, органы государственного и местного самоуправления, персонал [13, 19]. Достижение этой цели виделось

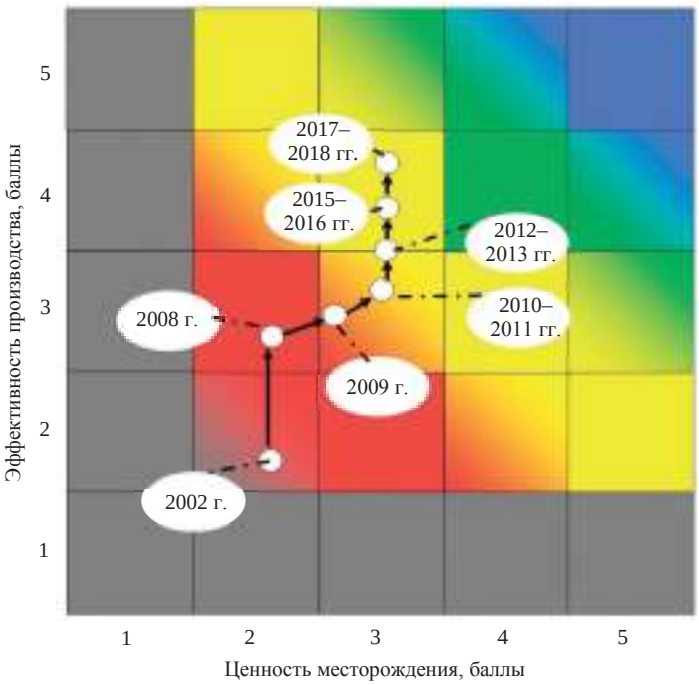

Рис. 1. Динамика инвестиционной привлекательности РПО «СУЭК-Хакасия» [13]
Fig. 1. The dynamics of the investment attractiveness of the regional production association “SUEK-Khakassia” [13]

в динамичном повышении эффективности использования каждого вида ресурсов производства: запасов месторождений, техники, горных выработок, зданий и сооружений, материалов и энергии, финансовых средств, а главное – трудового потенциала персонала. Показатели деятельности объединения в период 2002–2017 гг. показаны в табл. 3.

Благодаря устойчивому повышению экономической эффективности объединения оказалось возможным достижение требуемого уровня инвестиционной привлекательности (рис. 1).

Понятно, что инвестиционная привлекательность объединения ограничивается возможностями наименее сформированного ресурса инновационного потенциала. Динамика изменения ресурсов в структуре ИП объединения показана на рис. 2.

Доминирующим ресурсом из указанных трех является неосязаемый, поскольку человек является субъектом управления и может сам определять свою деятельность по обеспечению ЖСП и стратегию инновационного технологического

развития. Поэтому важной задачей обеспечения ЖСП является сбалансированное развитие качества неосязаемого и нематериального ресурсов с целью приведения их в соответствие стратегии и уровню качества материально-технического ресурса. Главным источником дальнейшего обеспечения ЖСП являются субъекты предприятия, имеющие потребность в росте своих знаний и квалификации, соответствующим образом организованные и успешно справляющиеся со своими должностными обязанностями по решению задач обеспечения ЖСП в условиях инновационного технологического развития.

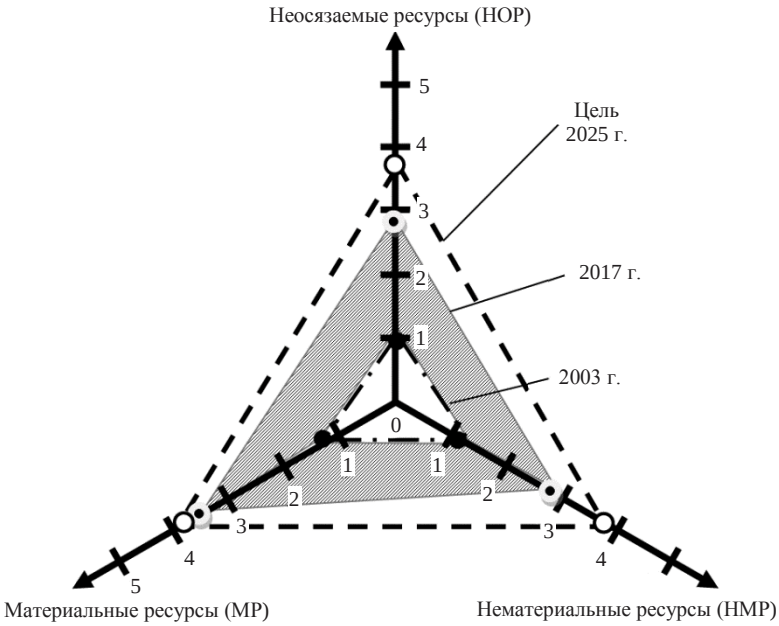

Рис. 2. Динамика изменения ресурсов в структуре ИП РПО «СУЭК-Хакасия» [13]
Fig. 2. The dynamics of the resources change in the structure of the regional production association “SUEK-Khakassia” [13]

Вывод. Жизнеспособность предприятия как социально-экономической системы – это совокупность материально-технических, нематериальных и неосязаемых ресурсов, определяющих способности субъектов предприятия к самоорганизации и самостоятельному функционированию в инновациях. Неосязаемый ресурс – лидерские качества руководителя – в работе определяются как главный ресурс и инструмент приведения способностей субъектов предприятия к требуемому состоянию. Лидерские качества руководителя, которые проявляются при формировании активной инновационной среды, создают возможности перехода инновационных способностей и инновационных возможностей субъектов предприятия в новое, более качественное состояние. Использование принципов данной концепции руководством РПО «СУЭК-Хакасия» на этапах его инновационного технологического развития позволило увеличить по сравнению с 2002 г. производительность оборудования в 2,0–3,2 раза, производительность труда рабочего – в 6,7–6,8 раза; соотношение EBITDA / инвестиции составило 3,5 раза.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Артемьев В. Б. Основные показатели открытой угледобычи в компании СУЭК // ГИАБ. 2017. № 12 (спец. вып. 37). С. 7–13.

2. Планирование и реализация Программы совершенствования производства в условиях финансового кризиса. Опыт ООО «СУЭК-Хакасия» / В. Б. Артемьев [и др.]. М.: Горная книга, 2010. 48 с.

3. Волкова В. Н., Козловская Э. А., Логинова А. В., Яковлева Е. А. Развитие теории управления инновациями на основе общесистемных закономерностей // Экономика, статистика и информатика. 2013. № 2. С. 13–18.

4. Галкина Н. В. Социально-экономическая адаптация угледобывающего предприятия к инновационной модели технологического развития. М.: Экономика, 2007. 248 с.

5. Галкина Н. В., Килин А. Б., Костарев А. С. Потенциал инновационного технологического развития предприятия: понятие, структура, модель // ГИАБ. 2015. № 11 (спец. вып. 62). С. 18–29.

6. Галкина Н. В., Килин А. Б. Организация инновационного технологического развития (аспекты формирования инновационного потенциала персонала) // ГИАБ. 2016. Спец. вып. № 34. С. 20–27.

7. Горшенин В. П., Лега К. А. Влияние инновационного потенциала персонала на результативность инновационных преобразований // Стратегическое управление ресурсами предприятия: сб. статей Междунар. науч.-практ. конф. Челябинск, 2005. С. 17–21.

8. Килин А. Б. Стратегия организационно-технологического и социально-экономического развития ООО «СУЭК-Хакасия» // ГИАБ. 2017. № 12 (спец. вып. 37). С. 44–53.

9. Эффективное развитие угледобывающего производственного объединения: практика, методы / А. Б. Килин [и др.]. М.: Горная книга, 2019. С. 8–15.

10. Князева Е. Н., Курдюмов С. П. Основания синергетики. Режимы с обострением, самоорганизация, темпомиры. М.: Аллетея, 2002. 218 с.

11. Коркина Т. А. Управление инвестициями в персонал угледобывающего предприятия: цели и средства // Уголь. 2009. № 8. С. 52–55.

12. Макаров А. М. Российское угледобывающее предприятие: от существующего к жизнеспособному. Екатеринбург: УрО РАН, 1997. 110 с.

13. Ожегов С. И., Шведова Н. Ю. Толковый словарь русского языка. М.: А ТЕМП, 2008. 736 с.

14. Ошаров А. В., Муравьев Ю. В., Натейкин В. Ю. Опыт поэтапного развития ОАО «Разрез Изыхский» // ГИАБ. 2015. № 11 (спец. вып. № 62). С. 58–64.

15. Павлова Н. Ф. Потенциал жизнеспособности отраслевых территориальных образований: социологический аспект: автореферат дис. ... д-ра социол. наук. Москва, 2004. С. 13–23.

16. Kaja Rangus, Alenka Slavec. The interplay of decentralization, employee involvement and absorptive capacity on firms' innovation and business performance // Technological Forecasting and Social Change. 2017. Vol. 120. July. P. 195–203.

17. Dawit K. Mekonnen, Jeffrey H. Dorfman. Synergy and learning effects of informal labor-sharing arrangements // World Development. 2017. Vol. 99. November. P. 1–14.

18. Chen H., Qi H., Feng Q. Characteristics of direct causes and human factors in major gas explosion accidents in Chinese coal mines: case study spanning the years 1980–2010 // J. Loss. Prev. Process. Ind., 2013; 26:38–44 (2013).

19. Christiane Prange, José Carlos Pinho. How personal and organizational drivers impact on SME international performance: the mediating role of organizational innovation // International Business Review. 2017. Vol. 26. Issue 6. December. P. 1114–1123.

20. Markko Hamalainen, Babak Mohajeri, Timo Nyberg. Removing barriers to sustainability research on personal fabrication and social manufacturing // Journal of Cleaner Production. 2018. Vol. 180. April. P. 666–681.

Поступила в редакцию 4 апреля 2019 года

Сведения об авторах:

Галкина Наталья Владимировна – доктор экономических наук, ведущий научный сотрудник Научно-исследовательского института эффективности и безопасности горного производства (НИИОГР). E-mail: galkinanv2012@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-83-91

Ensuring the viability of an enterprise in the conditions of innovative technological development

Natalia V. Galkina[1]
[1] Research Institute of Mining Industry Efficiency and Safety, Chelyabinsk, Russia.

Abstract

Research relevance *is conditioned by the fact that one condition of innovative technological development of an enterprise is its viability ensured by the corresponding innovative capacity.*

Research aim *is to substantiate the structure of innovative capacity to ensure the viability of an enterprise in the conditions of innovative technological development.*

Research methodology *is based on the use of social and economic approach to determine the dominant significance of the intangible resource of enterprise subjects which ensures the viability of an enterprise; the possibilities are substantiated for more complete utilization of the resources of innovative capacity for innovative technological development of an enterprise.*

Results. The notion of enterprise viability has been substantiated as a social and economic system; the structure of the resources of innovative capacity of an enterprise has been determined and their connection to the innovations; the dominant significance of the intangible resource of subjects to ensure the viability of an enterprise in the conditions of innovative technological development has been determined; by way of an instrument to ensure the viability of an enterprise it is proposed to consider the complex of functions controlling the formation of innovation environment.
The scope of results. The examples have been shown of applying the obtained results in the practice of the regional production association "SUEK-Khakassia".

Key words: enterprise; social and economic system; viability; enterprise subjects; innovations; resources; innovative capacity; intangible resource; innovation environment; control functions.

REFERENCES

1. Artemiev V. B. The main indicators of an open coal production in the company SUEK. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2017; 12 (37): 7–13. (In Russ.)
2. Artemiev V. B. et al. *Planning and implementing the Program of Improving the industrial process in the conditions of the financial crisis. The experience of SUEK-Khakassia*. Moscow: Gornaia kniga Publishing; 2010. (In Russ.)
3. Volkova V. N., Kozlovskaia E. A., Loginova A. V., Iakovleva E. Development of innovation management theory based system-wide regularities. *Ekonomika, statistika i informatika = Statistics and Economics*. 2013; 2: 13–18. (In Russ.)
4. Galkina N. V. *A coal producer's social-economic adaptation to the innovative model of technological development*. Moscow, Economika Publishing; 2007. (In Russ.)
5. Galkina N. V., Kilin A. B., Kostarev A. S. Potential of technological innovation in development of an industrial company: definition, structure, model. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2015; 11(62): 18–29. (In Russ.)
6. Galkina N. V., Kilin A. B. Innovative technological development of a production plant (aspects of formation of personnel potential for innovation). *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2016; 34: 20–27. (In Russ.)
7. Gorshenin V. P., Lega K. A. The influence of the innovative potential of the personnel on the performance of innovative transformations. In: *Proc. Internat. Sci.-to-Pract. Conf. "Strategic Control over the Resource at the Enterprise"*. Chelyabinsk; 2005. p. 17–21. (In Russ.)
8. Kilin A. B. The strategy of organizational and technological and socio-economic development of LLC "SUEK-Khakassia". *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2017; 12 (37): 44–53. (In Russ.)
9. Kilin A. B. et al. *Effective development of the coal mining production association: practice, methods*. Moscow: Gornaia kniga Publishing; 2019: 8–15. (In Russ.)
10. Kniazeva E. N., Kurdiumov S. P. *Fundamentals of synergy. Modes with escalation, self-organization, and tempo worlds*. Moscow: Alleteya Publishing; 2002. (In Russ.)
11. Korkina T. A. Managing investments into the personnel of the coal mining enterprise: goals and means. *Ugol = Coal*. 2009; 8: 52–55. (In Russ.)
12. Makarov A. M. *Russian coal mining enterprise: from the existing one to the viable one*. Ekaterinburg: UB RAS Publishing; 1997. (In Russ.)
13. Ozhegov S. I., Shvedova N. Iu. *Defining Dictionary of the Russian language*. Moscow: A TEMP Publishing; 2008. (In Russ.)
14. Osharov A. V., Muraviev Iu. V., Nateikin V. Iu. Experience of stagewise development of in Izykhsky open pit mine. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2015; 11 (62): 58–64. (In Russ.)
15. Pavlova N. F. *The viable potential of regional jurisdictions: sociological aspect: DSc (Sociology) abstract of dissertation*. Moscow: 2004. p. 13–23. (In Russ.)
16. Kaja Rangus, Alenka Slavec. The interplay of decentralization, employee involvement and absorptive capacity on firms' innovation and business performance. *Technological Forecasting and Social Change*. 2017; 120; July: 195–203.
17. Dawit K. Mekonnen, Jeffrey H. Dorfman. Synergy and learning effects of informal labor-sharing arrangements. *World Development*. 2017; 99; November: 1–14.
18. Chen H., Qi H., Feng Q. Characteristics of direct causes and human factors in major gas explosion accidents in Chinese coal mines: case study spanning the years 1980–2010. *J. Loss. Prev. Process. Ind*. 2013; 26:38–44 (2013).
19. Christiane Prange, José Carlos Pinho. How personal and organizational drivers impact on SME international performance: the mediating role of organizational innovation. *International Business Review*. 2017; 26 (6); December: 1114–1123.

20. Markko Hamalainen, Babak Mohajeri, Timo Nyberg. Removing barriers to sustainability research on personal fabrication and social manufacturing. *Journal of Cleaner Production*. 2018; 180; April: 666–681.

Received 4 April 2019

Information about authors:

Natalia V. Galkina – DSc (Economic), leading researcher, Research Institute of Mining Industry Efficiency and Safety. E-mail: galkinanv2012@mail.ru

Для цитирования: Галкина Н. В. Обеспечение жизнеспособности предприятия в условиях инновационного технологического развития // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 5. С. 83–91. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-83-91

For citation: Galkina N. V. Ensuring the viability of an enterprise in the conditions of innovative technological development. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 5: 83–91 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-83-91

УДК 622.002 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-92-106

Методология формирования эффективной системы обеспечения работоспособности горной техники

Андреева Л. И.[1]*, Красникова Т. И.[2], Ушаков Ю. Ю.[2]
[1] Челябинский филиал Института горного дела УрО РАН, г. Челябинск, Россия
[2] Научно-исследовательский институт эффективности и безопасности горного производства (НИИОГР), г. Челябинск, Россия
e-mail: tehnorem74@list.ru

Реферат

Введение. *Традиционно сложившаяся практика повышения эффективности производства с ориентацией на техническое перевооружение, увеличение единичной мощности оборудования, осуществляемая без должного изменения организации производства, системы планирования ремонтного обслуживания, приводит к неэффективному использованию рабочего времени персоналом, что в свою очередь влияет на выпуск конечного продукта.*

Цель работы. *Формирование на горнодобывающих предприятиях эффективной системы обеспечения работоспособности горной техники на основе методологии, включающей принципы, объект, предмет, положения и методы.*

Методология. *Традиционно сложившаяся организация производственной системы предприятия предопределяет формирование существенных потерь времени эксплуатационным и ремонтным персоналом. Потери времени обусловлены рядом основных причин: неэффективным взаимодействием ремонтного и эксплуатационного персонала, отсутствием действенного механизма мотивации и стимулирования работников, а также недостаточным пониманием связи потерь времени с экономическими потерями. Существующие потери времени в процессе обеспечения работоспособности горного оборудования по сути являются резервами производства, активизируя которые, возможно качественно изменить состояние самой системы и повысить ее эффективность.*

Результаты. *В публикации представлена методология формирования эффективной системы обеспечения работоспособности горного оборудования, которая формируется посредством стандартизации функций персонала ремонтной службы и тесной взаимосвязи следующих блоков управления: организация, регулирование, контроль потоков, операции.*

Выводы. *С использованием предложенного в статье методологического подхода к повышению работоспособности горного оборудования становится возможным выбор рациональной стратегии ремонтного обслуживания, основанной на сочетании ремонтных воздействий по сроку эксплуатации, наработке и техническому состоянию горных машин.*

Ключевые слова: *стандарт; функционал; стратегия ремонтного обслуживания; затраты; техническое состояние; эффективность; операция; процесс; функционал; методология; регулирование; контроль; опасная производственная ситуация.*

Введение. Ремонт горной техники является сложным и дорогостоящим процессом в структуре основного производства. Затраты, связанные с содержанием горных машин, составляют 28–40 % в себестоимости добычи полезного ископаемого. Расчеты показывают, что при возрастании стоимости потребляемых ресурсов до уровня мировых цен себестоимость добычи полезного ископаемого, в том числе и ремонтного обслуживания, возрастает более чем в 3–4 раза (табл. 1) [1].

Эта задача становится еще более актуальной, поскольку с 2000 г. на карьеры всех отраслей горной промышленности поступает выемочно-погрузочное оборудование – гидравлические экскаваторы и колесные погрузчики – в основном зарубежного производства. За период 1999–2016 г. было поставлено примерно 1130 ед. карьерных экскаваторов с ковшами вместимостью 4–50 м^3 (в том числе гидравлических –

1090 ед. с ковшами вместимостью 4–36 м^3). Доля российских экскаваторов в общем объеме поставок на предприятия России с 2000 г. не превышает 20 % [2].

Однако принципы обоснованной эффективной эксплуатации гидравлических экскаваторов до сих пор не установлены. Относительно низкий курс рубля по отношению к основным иностранным валютам определил увеличение стоимости приобретения и затрат на ремонтное обслуживание зарубежных экскаваторов [2].

Автосамосвалы на предприятия горной промышленности поставляются фирмами БелАЗ, Komatsu, Caterpillar, Hitachi, Unit Rig. В России за последние 10–15 лет наиболее востребованы автосамосвалы грузоподъемностью 110–136 т (≈ 68 % всех поставок, или 1057 шт.), 180–220 т (≈ 18 %, или 269 шт.) и 75–100 т (≈ 14 %, или 223 шт.).

Таблица 1. Стоимость ресурсов для угольных разрезов России в соответствии с ценами мирового рынка, дол. США/т

Table 1. Cost of resources for the coal mines of Russia according to world market prices, US $/t

Вид ресурсов	Фактический уровень затрат	Коэффициент удорожания ресурсов по отношению к ценам мирового рынка	Уровень затрат в соответствии с мировыми ценами на ресурсы
Материалы	3,20	1,8–2,0	5,8–6,4
Электроэнергия	0,30	2,9–3,2	0,9–1,0
Труд	2,70	8,5–11,0	23,0–29,7
Основной капитал	0,80	1,6–1,8	1,3–1,4
Услуги и прочее	1,00	1,3–1,6	1,3–1,6
Итого	8,00	4,0–5,0	32,3–40,1

В связи с применением автосамосвалов различных марок и грузоподъемности, увеличением интенсивности горных работ и глубины карьеров процесс их эксплуатации и ремонта усложняется, соответственно, растут затраты на содержание и ремонт парка автосамосвалов [3].

Анализ результатов деятельности ремонтных служб горнодобывающих предприятий показал, что при несвоевременном ремонтном обслуживании горной техники продолжительность простоев по отказам, в частности экскаваторов, увеличивается на 147 тыс. ч. В масштабах угольной компании это составляет 1,6 % от годового календарного фонда времени, однако с учетом фактической стоимости аварийных ремонтов затраты на обслуживание горных машин увеличиваются на 30 млн в год.

Высокий уровень затрат на ремонт горных машин связан не только с величиной малоликвидных и неликвидных запасов в ремонтной службе, но и с недостатками планирования и проведения ремонтных работ, несовершенством технологии ремонта, низким качеством запасных частей и материалов, слабой ремонтной базой. Существующая на предприятиях система ремонта характеризуется низким уровнем эффективности и высоким уровнем неоправданных затрат материалов, труда и времени. Следствием такой системы работы является снижение надежности горных машин.

Цель работы. Совершенствование системы технического обслуживания и ремонта (ТОиР) горной техники осуществляется в основном в направлении улучшения организационно-технологических процессов, обеспечивающих, как правило, поддержание достигнутого уровня работоспособности машин в рамках сложившегося бюджета. В условиях обеспечения бизнес-деятельности горнодобывающих предприятий этого недостаточно, необходимо поддерживать работоспособность техники на экономически целесообразном уровне.

В связи с этим возникает необходимость формирования на предприятии эффективной системы обеспечения работоспособности горного оборудования (СОРГО) на основе методологии, включающей принципы, объект, предмет, положения, методы (рис. 1, где ППР – планово-предупредительный ремонт; ГТО – горнотранспортное оборудование).

Методология. Разработка модели управления этой системой обусловлена необходимостью получения объективной оценки деятельности ремонтной службы. Эффективность управления СОРГО достигается стандартизацией функций персонала и взаимосвязью блоков *организация, регулирование, контроль потоков и операции* (рис. 2, где ОПС – опасные производственные ситуации).

Существующая	Предлагаемая
Объект	
Горнотранспортное оборудование в системе ТО и ремонта	Горнотранспортное оборудование в системе обеспечения его работоспособности
Предмет	
Планы и графики ремонтных работ	Механизм функционирования системы обеспечения работоспособности горных машин
Принципы	
1. Производственная необходимость выполнения ремонтов. 2. Каждый ремонт уникален. 3. Отклонения от ППР обоснованы планом горных работ	1. Экономическая целесообразность ремонтного обслуживания. 2. Стандартизация процессов ремонта. 3. Равная и взаимная ответственность между службами эксплуатации и ремонта
Положения	
1. Ремонт – это процесс частичного восстановления ресурса по факту отказа. 2. Оценка списания оборудования по сроку амортизации и нормативной наработке	1. Обеспечение работоспособности на основе экономической целесообразности. 2. Вывод из эксплуатации по критериям: стоимость обслуживания и производительное время работы. Дифференцированный выбор стратегии ремонтного обслуживания
Методы	
1. Расчет ремонтных программ. 2. Повышении квалификации. 3. Разработка должностных инструкций	1. Определение целевой функции системы обеспечения работоспособности ГТО. 2. Освоение компетенции персонала. Обучающие семинары. Проверка и оценка знаний. 3. Система непрерывных улучшений в области технологии ремонтного обслуживания, эффективности взаимодействия служб, мотивации персонала

Рис. 1. Методология формирования эффективной системы обеспечения работоспособности горной техники

Fig. 1. The methodology of forming efficient system of ensuring the operability of mining equipment

Модель СОРГО включает в себя следующие блоки и функции.

1. *Организация:*

1.1. Определение функционала работников, позволяющего сосредоточить работы с учетом факторов, оказывающих наибольшее воздействие на повышение уровня организации системы;

1.2. Установление полноты выполнения функций должностными лицами, взаимодействующими в ходе обеспечения соответствующего уровня организации процессов ремонта машин. Обеспечение баланса интересов и ответственности работников.

2. *Регулирование:*

2.1. Повышение уровня квалификации персонала на основе проведения развивающих аттестаций с последующей проверкой знаний и оценкой уровня профессионализма;

2.2. Повышение заинтересованности ремонтного и эксплуатационного персонала в результатах своего труда посредством устранения непроизводительных затрат времени при ремонте и эксплуатации техники.

3. *Контроль потоков:*

3.1. Экономическое обоснование достаточного количества необходимых ресурсов для обеспечения работоспособности горной техники;

3.2. Обоснование экономической целесообразности содержания парка горной техники с учетом его технического состояния, наработки и условий эксплуатации.

Рис. 2. Модель системы обеспечения работоспособности горного оборудования
Fig. 2. The model of the mining equipment operability support system

4. Операции:

4.1. Применение современных методов ремонта, позволяющих обеспечить его качество с приемлемой стоимостью и сроками выполнения;

4.2. Стандартизация процессов и операций, оснащение ремонтных бригад унифицированным инструментом с учетом мер безопасности.

Более детально следует остановиться на раскрытии основных блоков управления СОРГО.

Результаты.

Блок 1. Организация.

Функционал – это система функций работника предприятия, необходимая для обеспечения требуемого уровня и динамики технико-экономической эффективности производства в конкретной зоне ответственности [4].

Блок-схема совершенствования функционала работника, основанная на оценке качества трудового процесса, представлена на рис. 3.

Повышение эффективности СОРГО в значительной мере зависит от степени конкордации субъектов, т. е. от согласованности установок и интересов, умений и навыков, соответствующих решаемым задачам.

Для согласованности действий персонала необходимо, чтобы все уровни обладали достаточным квалификационным потенциалом, мотивацией, полномочиями и ответственностью [5]. С этой целью на горнодобывающем предприятии северо-западного региона РФ приступили к разработке проектов *Положений о взаимодействии субъектов предприятия*, которые включают интересы обеих сторон и четко разграничивают ответственность и полномочия участников процесса.

Ключевым аспектом *Положений* являются целевые показатели, характеризующие результативность и уровень ответственности каждой из сторон (рис. 4).

Блок 2. Регулирование.

Одним из методов контроля уровня профессионализма персонала предприятия (цеха, участка) является развивающая аттестация. Эта процедура включает определение уровня квалификации (знаний, практических и деловых навыков, понимания целей, задач и функций), а также степени эффективности выполнения данным сотрудником своих обязанностей [6].

Рис. 3. Блок-схема совершенствования функционала руководителя
Fig. 3. The flowchart of improving the functional of a manager

Цель аттестации – развитие функционала работников на основе освоения функции непрерывного совершенствования производства. Для ее проведения определяются критерии оценки: время производительной работы, отношение к ресурсам и к безопасности, также формулируется ряд вопросов, характеризующих не только профессионализм и личностное развитие работников, но и знание тем, связанных с экономикой труда, эффективной организацией процесса и рабочего места [7, 8].

Проведенная на предприятии аттестация выявила наиболее слабые знания персонала по ключевым вопросам, составляющим компетенцию руководителей и специалистов (табл. 2).

Проведение комплексной работы по оценке профессионализма персонала позволяет отслеживать не только явные позитивные тенденции повышения уровня знаний ремонтного персонала, но и существенные отставания, влияющие на результаты их труда.

Для повышения качества ремонтных воздействий, сокращения времени и увеличения наработки горной техники целесообразно предоставить возможность ремонтному и эксплуатационному персоналу ежесменно влиять на величину своего заработка посредством устранения непроизводительных затрат времени. Решить эту задачу можно путем разработки *Положения о премировании работников и специалистов, участвующих в эксплуатации и ремонтном обслуживании горной техники*. Основной задачей *Положения* является связь результатов работы персонала с оплатой их труда.

Заказчик: дробильная фабрика	Исполнитель: цех централизованного ремонта
1. Отклонения от утвержденного графика остановки оборудования $T_{откл}$ 2. Количество простоев оборудования по вине Заказчика $N_{откл}$ 3. Коэффициент технического использования оборудования $K_{ти}$ 4. Соблюдение нормативов подготовки к ремонту – 2 или 4 ч	1. Время простоя в ремонте $T_{пр}$ 2. Трудозатраты на ремонт, чел.-ч 3. Оперативность устранения неисправности оборудования $T_{опер}$ 4. Коэффициент готовности $K_{гот}$

Рис. 4. Пример выбора целевых показателей
Fig. 4. An example of selecting target indicators

Расчет размера ежемесячной премии (вознаграждения) для всех категорий работников производится на основании следующих критериев:

качество – количество неплановых ремонтов на единицу техники за отчетный период, ед.;

количество – продолжительность простоя в неплановых ремонтах на единицу техники за отчетный период, ч.

Для отдельных категорий работников добавляется показатель *эффективность*:

– для руководителя, специалистов, механика участка – стоимость машино-часа готовности техники, р.;

– для машиниста экскаватора, помощника машиниста экскаватора – время производительной работы, маш.-ч.

Блок 3. Контроль потоков.

Техническое состояние экскаваторов во многом определяется состоянием (исправным или неисправным) базовых узлов и деталей [9]. Неисправность базовых узлов и деталей целесообразно оценивать *коэффициентом неисправности* $K_н$:

$$K_н = 100 - \frac{(100 - k_{ро})(100 - k_{мп})(100 - k_{мх})}{10\ 000},$$

где $k_{ро}$ – коэффициент неисправности рабочего оборудования, %; $k_{мп}$ – коэффициент неисправности основных механизмов на поворотной платформе, %; $k_{мх}$ – коэффициент неисправности механизма хода, %.

Соотношение величины удельной рациональной производительности и значений коэффициента неисправности для каждой единицы техники представлено матрицей (рис. 5), исследованы следующие марки экскаваторов: ЭКГ-6,3УС; ЭКГ-8И; ЭКГ-8УС; ЭКГ-10; ЭКГ-12,5; Hitachi EX-3600; Hitachi EX-5500; RH-170.

Расположение экскаваторов ниже линии рациональной производительности свидетельствует об их недозагруженности объемом работ, выше – о повышенных эксплуатационных нагрузках с высокой интенсивностью, что увеличивает риск

возникновения внезапных отказов. Расположение экскаваторов вблизи линии рациональной производительности свидетельствует о результативности принятой стратегии поддержания эффективного режима эксплуатации. Условия эксплуатации

Таблица 2. Результаты индивидуальной аттестации (фрагмент) мастера по ремонту оборудования
Table 2. Results of individual certification (fragment) of a maintenance foreman

Вопросы	Оценка			
	Эксперт 1	Эксперт 2	Эксперт 3	Эксперт 4
Что Вы понимаете под термином «подготовка» к ремонту?		4	4	4
Что относится к организационной, материальной и технической подготовке ремонтов?		4	3	4
Сколько по времени занимает планирование, подготовка и проведение ремонта? Отклонения	4	3	4	3
Ведется ли оперативно (время)-количественный учет наличия и использования вторичных узлов и деталей?	3	2	3	2
Что такое агрегатно-узловой метод ремонта? Его преимущества?	4	3	4	4
Что такое обезличенный и необезличенный ремонт?	4	4	4	5
Какие виды контроля Вы применяете?	5	3	4	4
Для чего необходимо контролировать процесс ремонта?	3	3	3	3
На основании каких факторов планируются ремонтные воздействия?	3	4	4	4
Какая используется стратегия ремонта? Виды стратегий? (КФВ, норматив)	3	3	3	3
Согласуются ли график ремонта техники с основным производством? Отклонения от графика	4	3	3	3
Как Вы оцениваете эффективность взаимодействия между участками, службами?	4	4	4	5
Какова динамика взаимодействия участков, служб (лучше-хуже)?	4	4	3	5
На чем основано взаимодействие между подразделениями цеха? (Положения, инструкции)	4	3	4	4
Кто такой «руководитель»? Его отличие от «специалиста»?	3	3	3	3
Ставите ли Вы задачи перед подчиненными? (Их масштабы?)	3	3	4	3
Как Вы оцениваете качество своего руководства? (успехи-неудачи)	4	4	5	4
Вы планируете свою деятельность как руководитель?	4	3	4	4
Что такое «экономика» относительно обеспечения работоспособности ГТО?	2	2	1	3
Как Вы связываете результат труда с оплатой? (свой-персонала)	3	3	3	3
Какие различия между ценой и ценностью труда?	5	5	5	5
Какие опасные факторы могут проявиться при ремонте техники?	4	3	4	4
Как формируются опасные производственные ситуации (ОПС) и реализуются в негативное событие?	4	3	3	4
Что необходимо сделать для предотвращения ОПС?	4	4	4	4

(состояние забоя/рабочей площадки) экскаваторов оказывают существенное влияние на эксплуатационные показатели. Уменьшение ширины рабочей площадки с 80 до 40 м и наличие негабаритов более 10 % снижают годовую

производительность на 15–20 %. Благоприятные условия эксплуатации позволяют повысить среднюю производительность экскаватора на 20–25 % при снижении удельных затрат на 10–15 %.

Для планирования уровня надежности техники на предприятиях принято использовать коэффициент технической готовности $K_{тг}$. Данный показатель не регламентируется ГОСТом, носит субъективный характер и рассчитывается по разным методикам. Также $K_{тг}$ используется для оценки эффективности служб технического сервиса при выводе ремонтных подразделений в аутсорсинг или фирменный технический сервис.

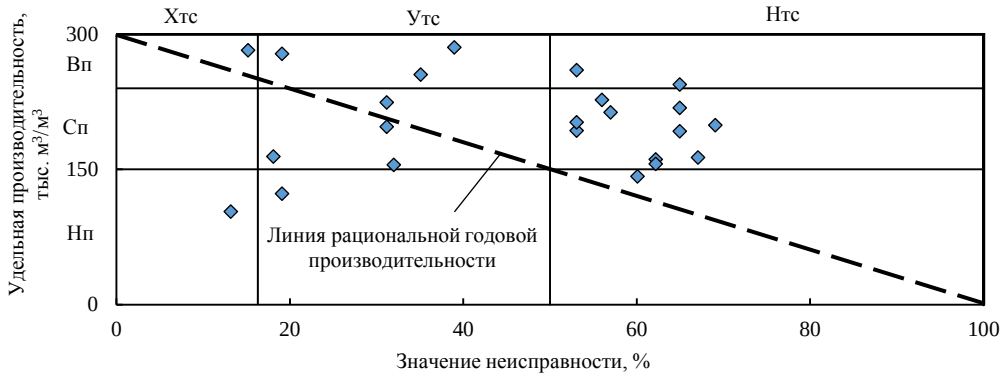

Рис. 5. Матрица распределения экскаваторов по коэффициенту неисправности и удельной производительности:
Нтс – неудовлетворительное техническое состояние, уровень неисправности 50–100 %; Утс – удовлетворительное техническое состояние, уровень неисправности 20–50 %; Хтс – хорошее техническое состояние, уровень неисправности 0–20 %; Нп – низкая удельная производительность; Сп – средняя удельная производительность; Вп – высокая удельная производительность

Fig. 5. Matrix of distributing the excavators according to the coefficient of fault condition and specific duty:
Нтс – poor technical condition, the level of fault condition 50–100 %; Утс – satisfactory technical condition, the level of fault condition 20–50 %; Хтс – good technical condition, the level of fault condition 0–20 %; Нп – low specific capacity; Сп – medium specific capacity; Вп – high specific capacity

Для более качественной оценки технического состояния карьерных автосамосвалов целесообразно использовать *коэффициент дефектности*, который является стандартизированным показателем (ГОСТ 15467-79) и определяет средневзвешенное количество дефектов, приходящихся на единицу техники [10, 11].

Коэффициент дефектности D вычисляют по формуле:

$$D = \frac{1}{n}\sum_{i=1}^{\alpha} m_i r_i,$$

где n – выборка единиц техники; α – количество видов дефектов; m_i – число дефектов каждого вида в выборке, где i = 1, 2, …, α; r_i – коэффициент весомости дефекта (определяется экспертным методом или по стоимости устранения дефекта данного вида).

Расчет коэффициента дефектности для автосамосвалов марки БелАЗ-75130 (12 ед.) на одном из предприятий северо-западного региона позволил выявить взаимосвязь удельного грузооборота с коэффициентом дефектности, которая характеризуется экспоненциальной зависимостью (рис. 6). Максимальное значение коэффициента дефектности не должно превышать суммарную наработку машин в месяц с вероятностью отказа 75–80 %.

Для оценки эффективности СОРГО целесообразно использовать показатель *стоимость машино-часа готовности*, выраженную в затратах на ремонтное обслуживание машин. Она формируется с учетом своевременности устранения дефектов (коэффициент устраняемости дефектов) и плановости ремонтного обслуживания (коэффициент плановости).

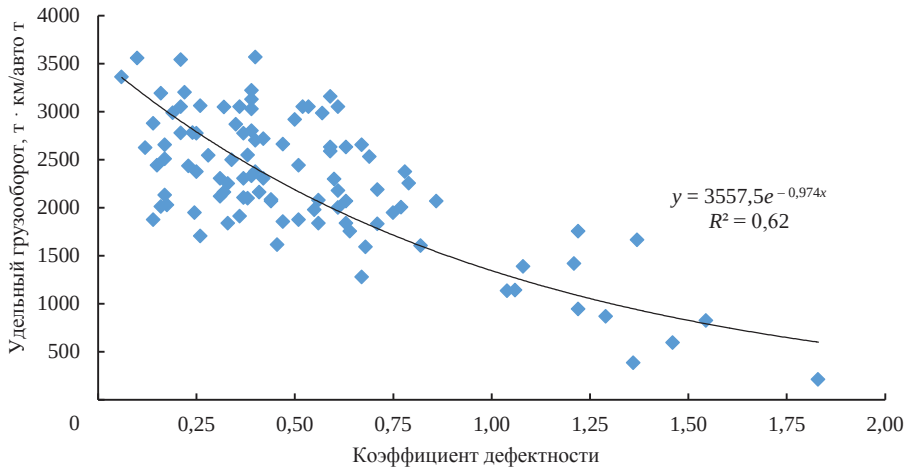

Рис. 6. Зависимость удельного грузооборота автосамосвалов БелАЗ-75130 от коэффициента дефектности
Fig. 6. Dependence between specific freight turn-over of dump trucks BelAZ-75130 and the factor of defectiveness

Стоимость машино-часа готовности определяется по формуле, р./маш.-ч:

$$С_{МЧГ} = \frac{\sum З_Р}{МЧГ},$$

где $\sum З_Р$ – затраты на ремонтное обслуживание за учетный период, р.; МЧГ – машино-часы готовности техники за учетный период, ч;

$$МЧГ = T_{КФВ} - \sum T_{РН} - \sum T_{РП} - \sum T_{пер},$$

где $T_{КФВ}$ – календарный фонд времени (8760 ч); $\sum T_{РН}$ – время неплановых ремонтов, ч; $\sum T_{РП}$ – время плановых ремонтов, ч; $\sum T_{пер}$ – время, связанное с перегоном машин, ч.

Коэффициент плановости ремонтного обслуживания определяется по формуле:

$$K_{РП} = \frac{T_{РП}}{\sum (T_{ТО} + T_{ТР} + T_{РН})},$$

где $\sum (T_{ТО} + T_{ТР} + T_{РН})$ – суммарное время технического обслуживания, текущих ремонтов, неплановых ремонтов, включая ремонты, связанные с отказом.

Коэффициент устраняемости дефектов определяется по формуле:

$$K_{уд} = \frac{N_{уд}}{N_{вд}} K_к,$$

где $N_{уд}$ – количество устраненных дефектов; $N_{вд}$ – количество выявленных дефектов; $K_к$ – корректирующий коэффициент: $K_к = 1$, если дефекты устранены в срок с момента их выявления; $K_к = 0{,}8$, если дефекты устранены с опозданием до 2 ч; $K_к = 0{,}5$, если дефекты устранены с опозданием до 4 ч; $K_к = 0{,}2$, если дефекты устранены с опозданием до 6 ч; $K_к = 0{,}1$, если дефекты устранены с опозданием свыше 6 ч.

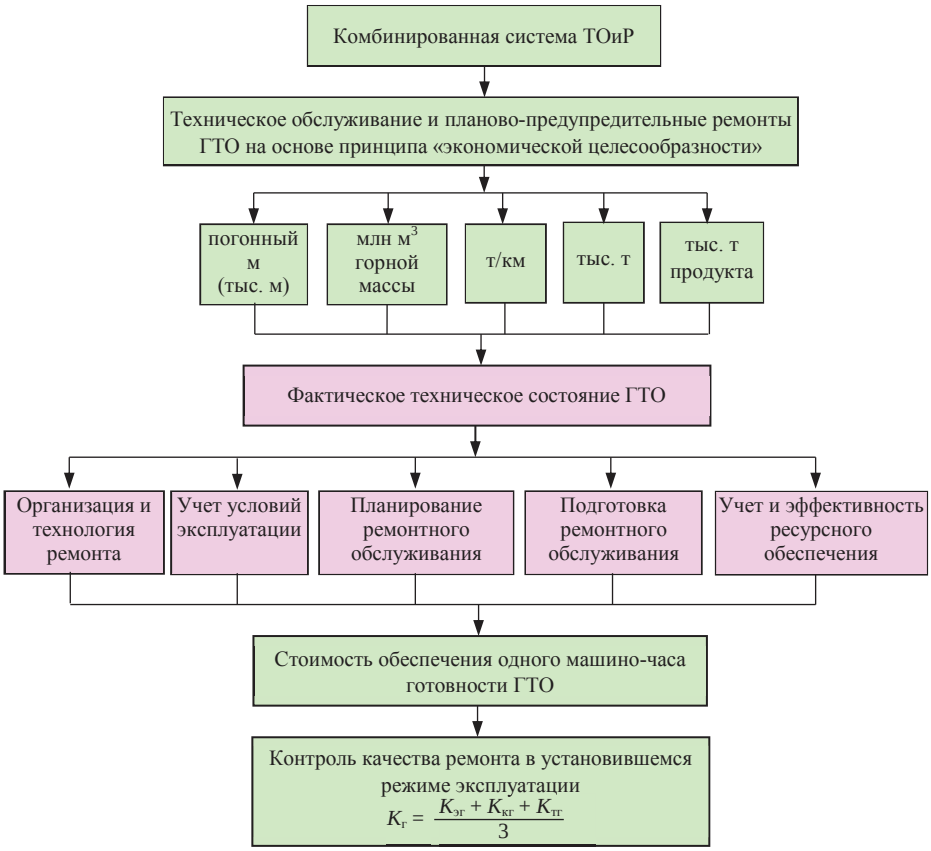

Рис. 7. Модель комбинированной стратегии ремонта
Fig. 7. A model of integrated repair strategy

Блок 4. Операции.

Деятельность СОРГО как совокупность взаимосвязанных организационных, управленческих и технологических процессов должна быть направлена на частичное или полное восстановление ресурса горной техники при приемлемых затратах на ремонт. Доля трудоемких, сложных восстановительных ремонтов до сих пор остается достаточно высокой. В бóльшей части это зависит от того, на основе какой стратегии организовано ремонтное обслуживание горных машин.

Такая задача была проработана на семинаре со специалистами АО «Ковдорский ГОК». Результатом этой проработки стала модель комбинированной стратегии

Номер п/п	Наименование операции и содержание работы	Оборудование, приспособления, инструмент	Профессия	Кол-во исполнителей	Разряд	Трудоза-траты, чел.-ч	Примечания и указания по технике безопасности
1	*2*	*3*	*4*	*5*	*6*	*7*	*8*
1. Подтяжка шпилек на цапфах подвижной щеки							
1.1	Отвернуть контргайки, равномерно обтянуть гайки крепления ослабленных шпилек М72 (12 шт.) (рис) на цапфах подвижной щеки. Завернуть контргайки. Проверить наличие стопоров для фиксации клиньев	Ключ накидной ударный S = 105; Кувалда 6–8 кг	Слесарь	1 1	IV III	1,2	Производить работу в защитных очках и рукавицах, не находиться позади работающего ударным инструментом во избежание травм

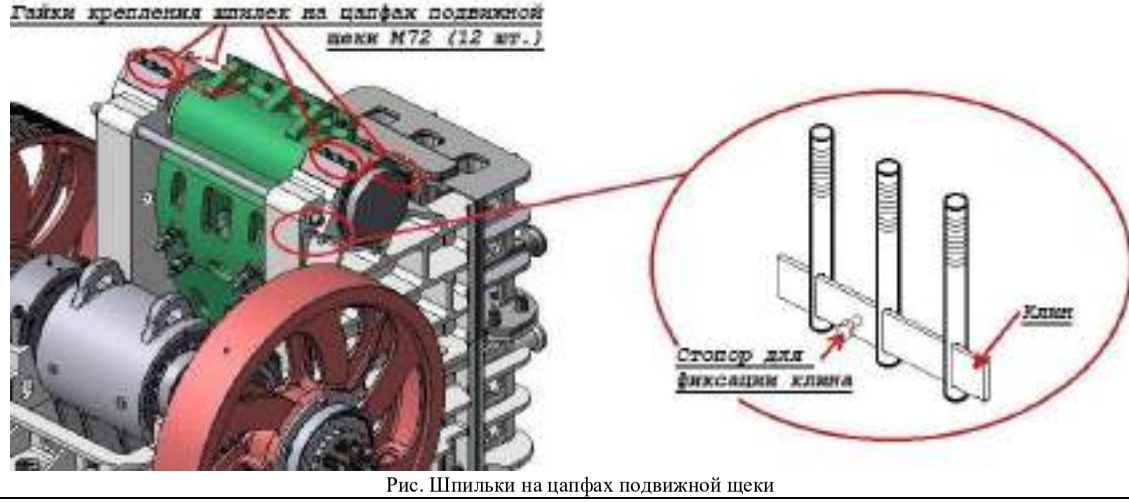

Рис. Шпильки на цапфах подвижной щеки

Рис. 8. Фрагмент технологической карты на ремонт дробилки СМД-117
Fig. 8. A fragment of SMD-117 crusher repair process flowchart

ремонта (рис. 7, где $K_{эг}$ – коэффициент эксплуатационной готовности; $K_{кг}$ – коэффициент конструктивной готовности).

Основным критерием этой системы был определен «принцип экономической целесообразности» ремонта горной техники. Основные этапы формирования комбинированной системы ТОиР: актуализация, внедрение и освоение комбинированной системы ТОиР; развитие эффективной системы мониторинга эксплуатации горной техники; доработка и освоение программного обеспечения для учета показателей; формирование группы анализа показателей; пересмотр системы мотивации ремонтного персонала.

Одним из методов эффективного функционирования СОРГО является стандартизация рабочих процессов, основанная на разработке организационных и технологических регламентов на ремонтное обслуживание горной техники. *Технологические регламенты* включают: последовательность операций, рекомендуемый инструмент, оснастку и приспособления, количественный и качественный состав ремонтной бригады, трудозатраты на выполнение операций и пооперационные меры безопасной организации труда персонала. *Организационные регламенты* включают: параметры ремонтной зоны, вспомогательное оборудование, методы строповки крупногабаритных узлов и металлоконструкций.

Пример стандартизированной технологической карты (регламента) на ремонт дробилки СМД-117 приведен на рис. 8.

Разработанная совместно со специалистами предприятий регламентирующая документация на горную технику используется при обучении персонала, выдаче наряд-заданий и проверке знаний безопасных приемов труда при ремонтном обслуживании горной техники.

Одним из важнейших элементов управления СОРГО является безопасность труда ремонтного персонала. Практика показывает, что до 40 % травм приходится именно на ремонтные работы.

Семинар, проведенный на одном из предприятий северного региона, показал, что опасная производственная ситуация (ОПС), не взятая под контроль, развивается самопроизвольно. Поэтому важное значение имеет информационное обеспечение – незнание реальной обстановки и закономерности ее изменения не позволяет взять ситуацию под контроль [12].

Выявлены признаки опасной производственной ситуации:

– ОПС провоцирует работника к принятию нерегламентированных, а значит заведомо опасных в исполнении решений и неадекватных ситуации действий;

– ОПС имеет три стадии существования: зарождение, развитие и реализация/исчезновение.

Установлены стадии существования ОПС, которые характеризуются:

– разным временем существования;

– возрастающей скоростью увеличения риска возникновения негативного события.

Определены принципы надежного обеспечения безопасности труда:

– планирование производственной деятельности на основе поддержания безопасных условий труда;

– умение работника предвидеть и выявлять ОПС, безопасно в них действовать и взаимодействовать;

– полное, достоверное и своевременное информирование работников о реальных опасностях в производственной деятельности;

– взаимная страховка работников от ошибочных действий;

– оплата труда работника, стимулирующая создание и поддержание качественных рабочих и трудовых процессов.

Выводы. Таким образом, формирование системы обеспечения работоспособности горного оборудования должно быть основано:

– на совершенствовании функционала ремонтной службы;

– согласованности действий работников структурных подразделений;

– периодической оценке профессионализма работников на основе проведения развивающей аттестации;

– мониторинге и анализе состояния горной техники с учетом показателей, позволяющих оценить каждый элемент технической системы;

– экономическом обосновании затрат на ремонт;

– рациональном выборе стратегии ремонтного обслуживания горной техники;

– стандартизации рабочих процессов;

– оценке риска реализации опасных производственных ситуаций.

Это позволит отслеживать не только явные позитивные тенденции в деятельности системы обеспечения работоспособности горных машин, но и своевременно реагировать на недопустимый уровень отклонений всех показателей системы.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Андреева Л. И. Методология формирования технического сервиса горнотранспортного оборудования на угледобывающем предприятии: дис. … д-ра техн. наук. Екатеринбург, 2004. 305 с.

2. Анистратов К. Ю. Разработка стратегии технического перевооружения карьеров // Горная промышленность. 2012. № 4. С. 90–97.

3. Самолазов А. В., Паладеева Н. И. Техническое перевооружение экскаваторно-автомобильных комплексов добывающих предприятий // Горное оборудование и электромеханика. 2010. № 2. С. 2–11.

4. Эффективное развитие угледобывающего производственного объединения: практика и методы / А. Б. Килин [и др.]. М.: Горная книга, 2019. 259 с.

5. Robert J. House, Andre Delbecg, Toon W. Taris. Value dased leadership: An integrated theory and an emprical test (working paper). URL: https://books.google.ru (дата обращения 10.12.2018 г.)

6. Стребкова С. Ф. Организация циклической аттестации персонала по освоению навыков поиска и реализации улучшений, направленных на сбережение рабочего времени персонала // ГИАБ. 2015. № 12 (спец. вып. № 34). С. 263–271.

7. Дафт Ричард Л. Теория организации: пер. с англ. / под ред. Э. М. Короткова. М.: ЮНИТИ-ДАНА, 2006. 446 с.

8. Hidi S., Harackiewicz J. M. Motivating the corporatelly unmotivated: a critical issue for the 21st century // Review of Educational Research. 2013. No. 70(2). P. 151–179.

9. Красникова Т. И. Обоснование и выбор рациональных параметров эксплуатации экскаваторов цикличного действия: дис. … канд. техн. наук. Екатеринбург, 2012. 128 с.

10. Ушаков Ю. Ю. Обоснование параметров системы технического обслуживания и ремонта карьерных автосамосвалов: дис. … канд. техн. наук. Екатеринбург, 2016. 139 с.

11. Garbotz Georg. Handbuch des maschinenwesens beim baubetreb: dritter band die gerate fur erd- und felsbewegungen. Springer-Verlag, 2013.

12. Артемьев В. Б. Надежное обеспечение безопасности труда на предприятиях СУЭК // Библиотека горного инженера-руководителя. Вып. 34. М.: Горная книга, 2018. 39 с.

Поступила в редакцию 8 апреля 2019 года

Сведения об авторах:

Андреева Людмила Ивановна – доктор технических наук, главный научный сотрудник Челябинского филиала Института горного дела УрО РАН. E-mail: tehnorem74@list.ru

Красникова Татьяна Ивановна – кандидат технических наук, научный сотрудник Научно-исследовательского института эффективности и безопасности горного производства (НИИОГР). E-mail: tehnorem74@list.ru

Ушаков Юрий Юрьевич – кандидат технических наук, научный сотрудник Научно-исследовательского института эффективности и безопасности горного производства (НИИОГР). E-mail: yurii-ushakov@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-92-106

The methodology for the formation of an effective system to ensure the performance of mining equipment

Liudmila I. Andreeva[1], Tatiana I. Krasnikova[2], Iurii Iu. Ushakov[2]
[1] Chelyabinsk Subsidiary of the Institute of Mining, Ural Branch of RAS, Chelyabinsk, Russia.
[2] Research Institute of Mining Industry Efficiency and Safety, Chelyabinsk, Russia.

Abstract

Introduction. *The traditional improvement of manufacturing efficiency with a focus on the technical re-equipment and equipment scale-up, carried out without necessary modification of manufacturing organization and maintenance planning system leads to inefficient utilization of duty time by the personnel, which, in its turn, influences the final output.*

Research aims *to form an effective system to ensure the operability of mining equipment based on the methodology including the principles, object, subject, provisions and methods.*

Methodology. *The traditional organization of the manufacturing system at an enterprise predetermines the formation of significant losses of time by operational and maintenance personnel. Time losses are conditioned by a number of basic reasons: inefficient interaction between operational and maintenance personnel, lacking viable mechanism of motivation and incentive for the workers, as well as poor understanding of connection between time loss and economic loss. The existing time losses within the process of ensuring the operability of mining equipment are the reserves of an enterprise in themselves; by activating them, it is possible to qualitatively change the state of the system and increase its efficiency.*

Results. *The publication presents the methodology for the formation of an effective system to ensure the operability of mining equipment. The effectiveness of this system is achieved through repair personnel functions standardization and close interconnection of control units: organization, regulation, control and operation*

Summary. *With the methodological approach ensuring the operability of mining equipment proposed in the article, it becomes possible to select the rational strategy of repair maintenance based on the service life, operating time, and the technical condition of mining machines.*

Key words: *standard; functional; repair service strategy; costs; technical condition; efficiency; operation; process; methodology; regulation; control; hazardous production situation.*

REFERENCES

1. Andreeva L. I. *The methodology of organizing the maintenance of the mining and coal producer conveyor equipment. DSc (Engineering) dissertation*. Ekaterinburg; 2004. (In Russ.).
2. Anistratov K. Iu. Developing the strategy of technological refurbishing of open pits. *Gornaia promyshlennost = Mining Industry Journal*. 2012; 4: 90–97. (In Russ.)
3. Samolazov A. V., Paladeeva N. I. Technical re-equipment of shovel and truck complexes at mining enterprises. *Gornoe oborudovanie i elektromekhanika = Mining Equipment and Electromechanics*. 2010; 2: 2–11. (In Russ.)
4. Kilin A. B. et al. *Effective development of a coal mining production association*. Moscow: Gornaia kniga Publishing; 2019. 259 c. (In Russ.)
5. Robert J. House, Andre Delbecg, Toon W. Taris. Value dased leadership: *An integrated theory and an emprical test (working paper)*. Available from: https://books.google.ru [Accessed 10th December 2018].
6. Strebkova S. F. Organization of cyclic personnel certification for mastering the skills of the search for and implementation of activities aimed at saving the personnel duty time. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2015; 12 (34): 263–271. (In Russ.)
7. Korotkov E. M. (ed.), Daft R. L. *Organization theory: transl. from English*. Moscow: IuNITI-DANA Publishing; 2006. (In Russ.)
8. Hidi S., Harackiewicz J. M. Motivating the corporatelly unmotivated: a critical issue for the 21st century. *Review of Educational Research*. 2013; 70(2): 151–179.
9. Krasnikova T. I. *Substantiation and selection of rational parameters for cyclic excavators operation. Ph D (Engineering) dissertation*. Ekaterinburg; 2012. (In Russ.)
10. Ushakov Iu. Iu. *Substantiating the parameters of maintenance system for haulage trucks. PhD (Engineering) dissertation*. Ekaterinburg; 2016. (In Russ.)
11. Garbotz Georg. *Handbuch des maschinenwesens beim baubetreb: dritter band die gerate fur erd-und felsbewegungen*. Springer-Verlag, 2013.
12. Artemiev V. B. Reliable workplace protection at the enterprises of SUEK. In: *The library of a mining managing engineer. Issue 34*. Moscow: Gornaia kniga Publishing; 2018. (In Russ.)

Received 8 April 2019

Information about authors:

Liudmila I. Andreeva – DSc (Engineering), senior researcher, Chelyabinsk Subsidiary of the Institute of Mining, Ural Branch of RAS. E-mail: tehnorem74@list.ru
Tatiana I. Krasnikova – PhD (Engineering), researcher, Research Institute of Mining Industry Efficiency and Safety. E-mail: tehnorem74@list.ru
Iurii Iu. Ushakov – PhD (Engineering), researcher, Research Institute of Mining Industry Efficiency and Safety. E-mail: yurii-ushakov@mail.ru

Для цитирования: Андреева Л. И., Красникова Т. И., Ушаков Ю. Ю. Методология формирования эффективной системы обеспечения работоспособности горной техники // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 5. С. 92–106. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-92-106
For citation: Andreeva L. I., Krasnikova T. I., Ushakov Iu. Iu. The methodology for the formation of an effective system to ensure the performance of mining equipment. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 5: 92–106 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-92-106

УДК 62-581.6 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-107-115

Cutting torque stabilization system synthesis of the shearer loader with a fuzzy controller

Gennadii I. Babokin[1], Dmitrii M. Shprekher[2]*, Evgenii B. Kolesnikov[3]
[1] National University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russia
[2] Tula State University, Tula, Russia
[3] Novomoskovsk Institute of Russian Chemical Technology University named after D. I. Mendeleev, Novomoskovsk, Tula region, Russia
e-mail: shpreher-d@yandex.ru

Abstract

Introduction. *The efficiency of mineral production carried out by the shearer loaders entering the winning and heading mechanized systems is improved by their design and control systems development. At mineral resistance variation, in order to provide the full capacity utilization of shearer executive body electric motors, cutting electric drive torque (load) controller is used, control quality parameters of which depend on the value of cutting resistance. In this regard, relevant is the task of developing cutting torque stabilization system for shearer loader drive with constant control quality parameters through the use of intelligent control systems.*

Research aims *to synthesize the fuzzy controller of the shearer loader electric drive cutting torque which increases the quality of cutting torque stabilization at material cutting resistance variation and to assess its efficiency by the mathematical modeling method.*

Methodology. *The mathematical model of shearer loader electric drive cutting torque stabilization has been worked out; structure and parameters of cutting torque fuzzy regulator have been substantiated. The comparison of the proposed fuzzy controller with a typical PI controller has been carried out with the use of the model experiment method.*

Results. *The mathematical model of shearer loader cutting torque stabilization system has been obtained which takes into account material cutting resistance variability, the constant of chip formation and the dynamic properties of cutting drives and feed drives. Shearer loader cutting torque fuzzy controller has been synthesized, in which four fuzzy sets have been applied at proportional part fuzzification, providing an automatic variation of the controller gain depending on error ratio. The model experiment has shown that the use of a fuzzy controller makes it possible to reduce the transient overshoot by torque by 15% and increase its speed by 25% under material cutting resistance variation by a factor of 2.*

Summary. *The use of the proposed fuzzy controller makes it possible to obtain the quality of control action transition process independent of cutting resistance variation and lower overshoot under perturbing actions.*

Key words: *fuzzy controller; coal shearer; feed drive; cutting drive; mathematical model; transition process; coal hardness.*

Introduction. The efficiency of mineral production by the shearer loaders (SL) entering the winning and heading mechanized systems is improved by their design and control systems development. Nowadays, shearer loaders which mine minerals (coal and sylvinite) have got the drives of shearer cutting and feed mechanism interacting at mineral stratum disintegration.

As a rule, cutting drive consists of two unregulated asynchronous electric motors, which rotate screws equipped with cutters through the reduction gears. As a feed

mechanism drive the variable frequency asynchronous electric drive is used which includes general frequency changer (FC) feeding one or two asynchronous electric motors (AM) agitating the chainless feed system mover. In order to provide the full capacity utilization of cutting electric motors, power controller or torque controller

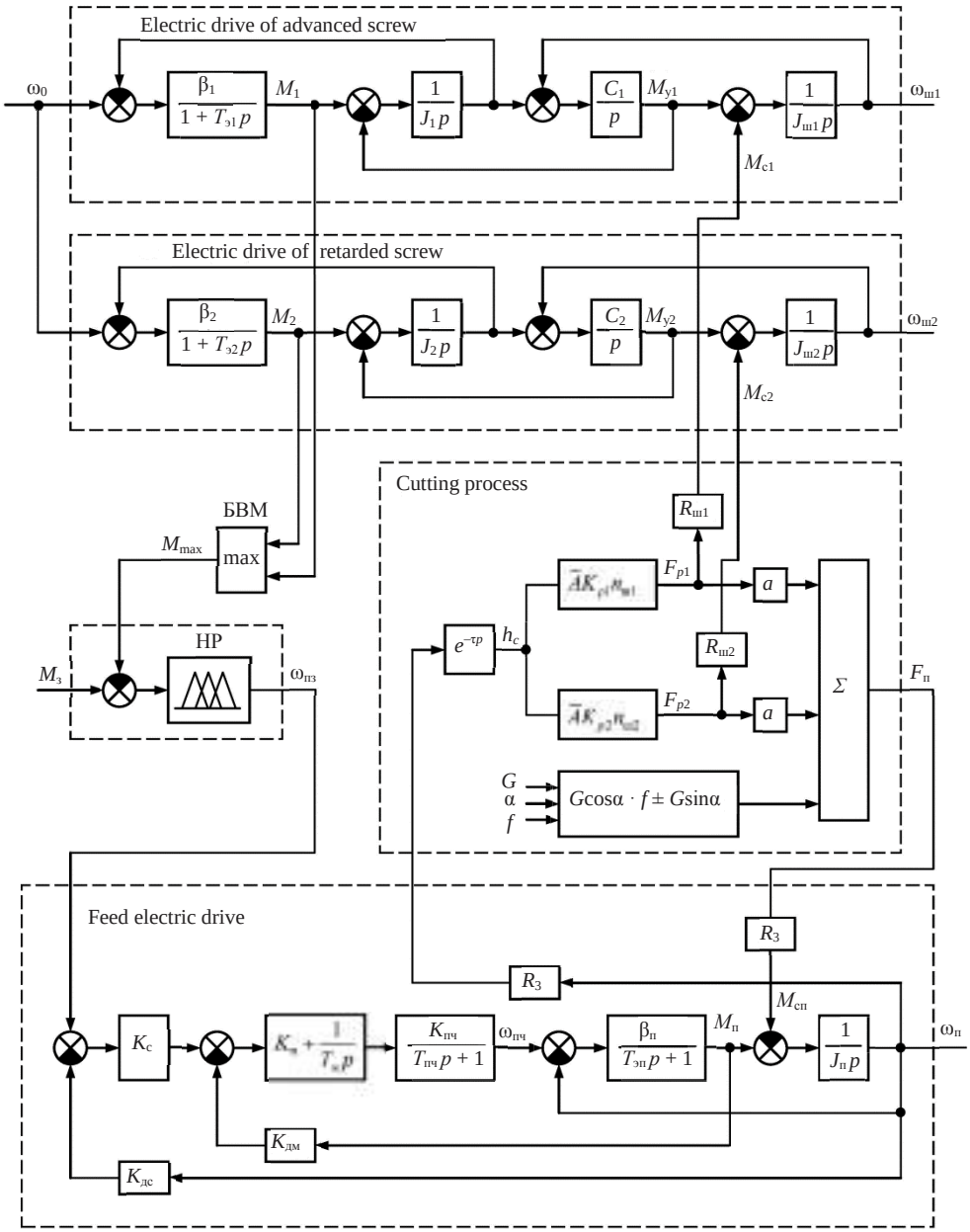

Fig. 1. Operator structural scheme of shearer cutting torque stabilization system
Рис. 1. Операторная структурная схема системы стабилизации момента резания комбайна

(TC) is used in shearer loader electric drive (ED) control system; it is aimed at providing the full power capacity of screws electric motors by means of changing feed velocity of a shearer under mineral cutting resistance variation and the conditions of shearer's operation.

The use of the indicated control scheme ensures maximum productivity of a shearer under some restrictions by gas factor, roof support speed, cutter overhang, etc., typical of various operation conditions.

Researches and publications analysis. As a controlled member, SL automation system represents a complex electromechanical system including a number of nonlinearities, variable gain and the retardation of chip formation of an executive body [1, 2]. The object's gain is defined by material cutting resistance which changes within the mineable stratum according to normal law in the range of 0.5 to 1.5 from the average value. The retardation of chip formation makes up 0.3–0.6 s [1]. In accordance with the indicated features of the object, shearer ED torque controllers in service do not ensure the required features of transition processes when working in the stope which mines one stratum.

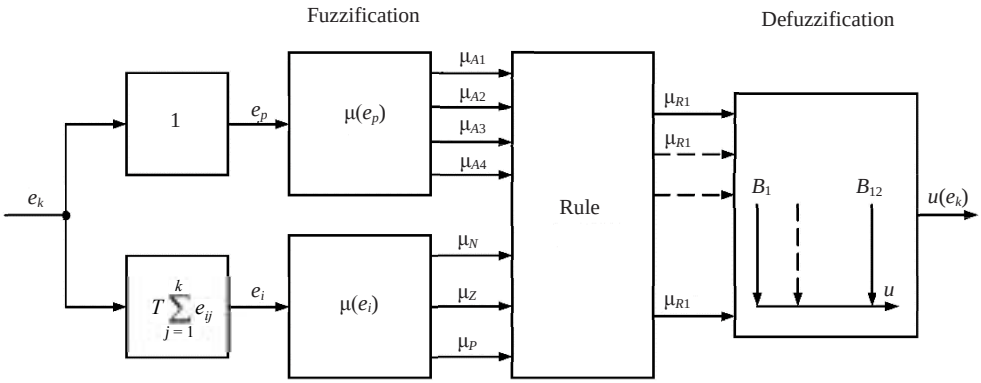

Fig. 2. Structural scheme of torque fuzzy controller
Рис. 2. Структурная схема нечеткого регулятора момента

Works [3–6], in order to stabilize the quality of transition processes, propose using self-adjusting parametric automation control systems (ACS) with the adjustment of the torque controller gain by the indirectly measured material cutting resistance. However, the accuracy of measurement for this parameter is rather low because of the influence of a large number of unmeasurable parameters. Because of the relevance of the shearer loader ED cutting torque stabilization task in the conditions of vaguely changing gain of an object, the present research sets the task of synthesizing the fussy controller of torque and assessing the quality of its operation under material cutting resistance variation by the mathematical modeling method. The preconditions of this task solution are presented in works [7–10].

Body. Based on the generalization of experience of K10PM shearer feed frequency-controlled ED application [1] and machining devices cutting efforts stabilization [11–13], shearer loader cutting torque stabilization system has been proposed, operator structural scheme of which is presented at fig. 1. The scheme includes unregulated asynchronous electric drives of advanced and retarded screws, feed variable frequency electric drive, mineral cutting process model taking into account the retardation of chip formation process and disintegrated material cutting resistance variation. According to operation and technical parameters of a shearer, the model of cutting process forms the torque of resistance at screw executive bodies M_{c1}, M_{c2} and the torque of feed drive resistance $M_{сп}$. Electromechanical system of each cutting drive is represented as a two-masses mechanical model with the J_1, J_2 motors and $J_{ш1}$, $J_{ш2}$ screws moments of inertia, mechanical transition elasticity C_1, C_2, and the account of the electromagnetic time constant of electric motors $T_{э1}$, $T_{э2}$.

Shearer variable frequency electric drive includes asynchronous electric motor with the following parameters: moment of inertia $J_п$, electromagnetic time constant $T_{эп}$, torque transfer coefficient $\beta_п$, frequency changer (FC) with transfer coefficient $K_{ПЧ}$ and time constant $T_{ПЧ}$, feed control slave system of a shearer with the proportional-integral current controller (CC) and proportional speed controller (SC). At fig. 1 the following notations are used: $K_с$ – speed controller gain, $K_{дм}$ – torque feedback gain (torque sensor) of a feed electric motor, $K_{дс}$ – rotation velocity feedback gain (speed sensor) of a feed electric motor, $\omega_{пз}$ – feed drive reference velocity. The synthesis of CC and SC of feed electric drive is implemented according to the criterion of technical optimum [1].

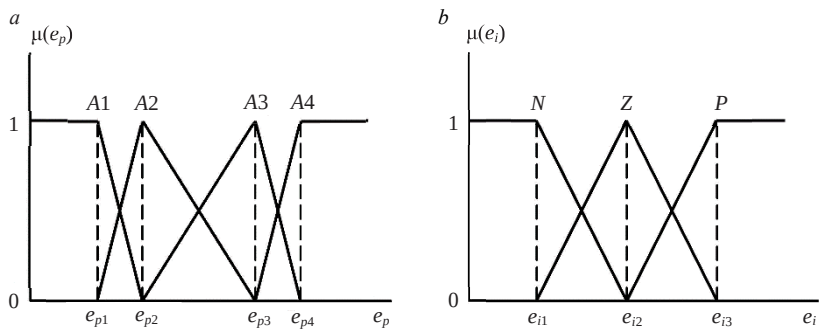

Fig. 3. Torque fuzzy controller membership functions:
a – proportional part; *b* – integral part
Рис. 3. Функции принадлежности нечеткого регулятора момента:
a – пропорциональной части; *b* – интегральной части

Shearer ED cutting torque stabilization loop includes the fuzzy controller (FC), to the input of which the preset value of torque $M_з$ and the maximum actual value of torque M_{max} are applied out of two values M_1 or M_2, detected by the maximum detector (MD), while the signal from the output of FC is applied to the input of the feed electric drive control system forming the traversing speed of a shearer $V_п$.

The system of equations for the advanced screw in the operator form is [14]:

$$M_1(p)(1+T_{э1}p) = \beta[\omega_0(p) - \omega_1(p)]; \quad (1)$$

$$M_1(p) - M_{у1}(p) = J_1 p\omega_1(p); \quad (2)$$

$$M_{у1}(p) - M_{с1}(p) = J_{ш1} p\omega_{ш1}(p); \quad (3)$$

$$M_{у1} = \frac{C_1}{p}\left[\omega_1(p) - \omega_{ш1}(p)\right], \quad (4)$$

where M_1 – electromagnetic torque of an electric motor which rotates the head screw in the cutting electric drive; $T_{э1}$ – electromagnetic time constant for this motor; C_1 – head screw electric drive transmission elasticity torque moment; J_1 – cutting drive electric motor moment of inertia; $M_{с1}$ – torque of resistance at the executive body head screw; $J_{ш1}$ – head screw moment of inertia; ω_1, $\omega_{ш1}$ – rotation velocity of a rotor of the first cutting electric motor and the head screw correspondingly; p – Laplace operator.

Set of equation for the retarded screw has got the same equations (1)–(4), while their parameters have got index 2 instead of 1 (fig. 1).

When describing the process of cutting, an assumption has been made that the constant of chip formation τ for the screws is the same and does not depend on the frequency of the screws rotation, for example, slip of cutting asynchronous motors in the standard operating mode is 0.02–0.05.

The connection between power parameters of cutting electric drive and feed drive in the process of rock massif disintegration is described by the following equations [15]:

$$h_{\text{с}} = V_{\text{п}} e^{-\tau p},$$

where $h_{\text{с}}$ – the thickness of the coal chip; $V_{\text{п}}$ – the traversing speed of a shearer; τ – the constant of chip formation retardation.

In its turn, the constant of chip formation retardation is described by the following formula

$$\tau = l/\left(\omega_{\text{ш}} R_{\text{ш}}\right),$$

where l – the distance between the cutters in one cutting line of a screw; $\omega_{\text{ш}}$ – screw rotation frequency; $R_{\text{ш}}$ – screw radius.

Cutting resistance force $F_{\text{р}}$ and feed resistance force $F_{\text{п}}$ are determined by the following formulae:

$$F_{\text{р}1} = \bar{A} k_{\text{р}1} n_{\text{ш}1} R_{\text{ш}1} e^{-\tau p} V_{\text{п}}(p);$$

$$F_{\text{р}2} = \bar{A} k_{\text{р}2} n_{\text{ш}2} R_{\text{ш}2} e^{-\tau p} V_{\text{п}}(p);$$

$$F_{\text{п}} = [(\bar{A} k_{\text{р}1} n_{\text{ш}1} + \bar{A} k_{\text{р}2} n_{\text{ш}2}) e^{-\tau p} a V_{\text{п}}(p) + G\cos\alpha \cdot f \pm G\sin\alpha)] R_{\text{з}},$$

where $\bar{A}$ – material cutting resistance; $k_{\text{р}1}$, $k_{\text{р}2}$ – coefficients taking into account material cutting resistance softening in the cutting zone and cutters parameters for the advanced and retarded screws; $n_{\text{ш}1}$, $n_{\text{ш}2}$ – the number of cutters in service at the advanced and retarded screws; $R_{\text{ш}1}$, $R_{\text{ш}2}$, $R_{\text{з}}$ – the radii of the advanced and retarded screws and the radius of a star wheel of the shearer chainless feed system; a – the coefficient taking into account the cutting force projection on the vector of shearer traversing speed; G – shearer weight; f – shearer legs friction coefficient in the guides of the shearer; α – strata descent angle of incidence.

The torques of cutting and feed resistance forces:

$$M_{\text{с}1} = F_{\text{р}1} R_{\text{ш}1}; \qquad M_{\text{с}2} = F_{\text{р}2} R_{\text{ш}2}; \qquad M_{\text{п}} = F_{\text{п}} R_{\text{з}}.$$

The present research proposes proportional-integral FC as a cutting torque controller, the structure of which is presented at fig. 2.

At the structural scheme, the signal of error in discrete form $e_k = M_{\text{з}} - M_{\max}$ ($M_{\text{з}}$, $M_{\max}$ – correspondingly preset and actual maximum value of cutting torque of one screw) incomes to evaluation units of proportional part e_p and integral part e_i. In fuzzification block for signal e_p, four fuzzy sets have been applied $A1$, $A2$, $A3$, $A4$, and for signal e_i – three fuzzy sets N, Z, P. The membership functions for FC inputs are presented at fig. 3. The use of four fuzzy sets for proportional part fuzzification makes it possible to automatically change the gain of FC proportional part depending on the error signal ratio.

Thus, if error signal is within $e_{p1} < e_p < e_{p2}$ or $e_{p3} < e_p < e_{p4}$, then gain is the same and is determined by static slope $u(e_k)$ and is equal to K_2, and if the error signal is within $e_{p2} < e_p < e_{p3}$,then gain is equal to K_1, which is less than K_2. Thus, FC gain variation at cutting error ratio variation makes it possible to keep the general coefficient of torque stabilization system constant and ensure permanent transient performance.

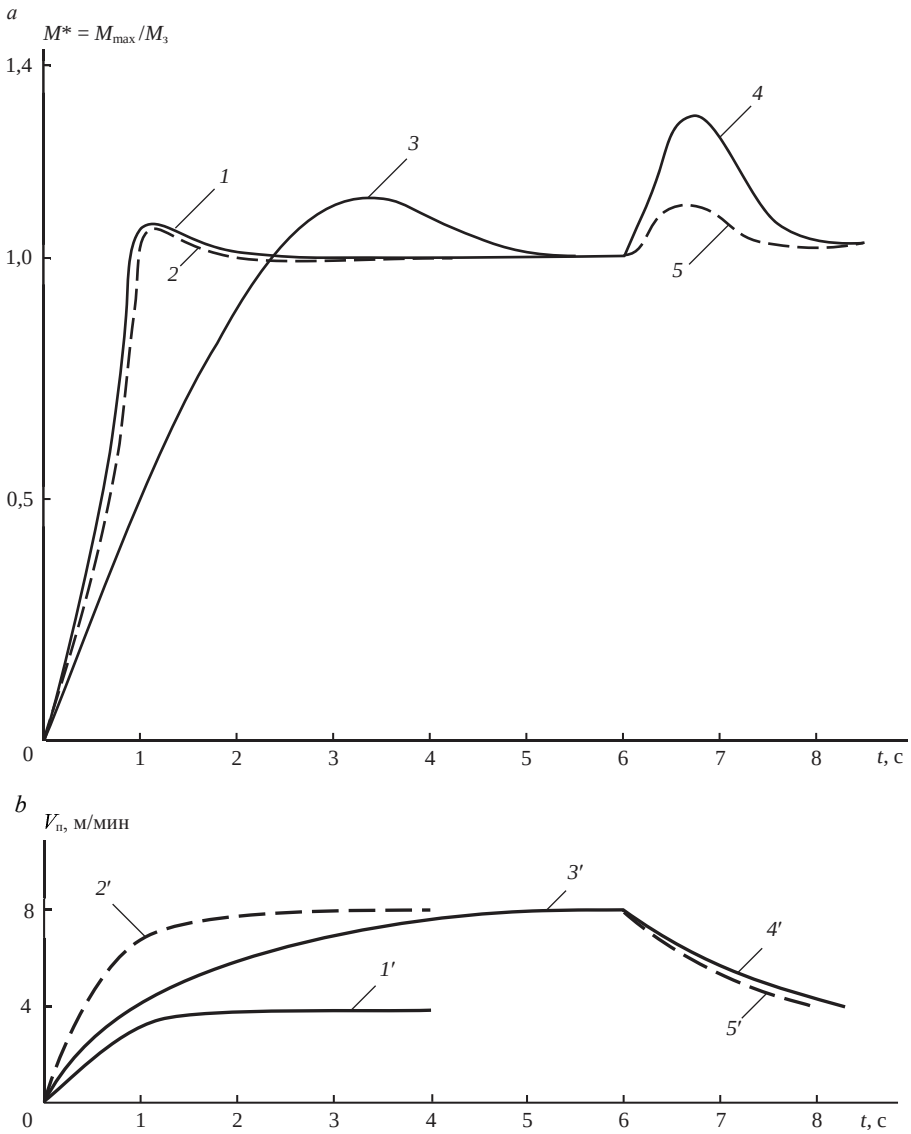

Fig. 4. Graphs of transition processes of the nominal torque $M^* = M_{max}/M_з$ – *a* and feed velocity $V_п$ of the shearer – *b* under step control action and perturbing action

Рис. 4. Графики переходных процессов относительного момента $M^* = M_{max}/M_з$ – *a* и скорости подачи $V_п$ комбайна – *b* при ступенчатом управляющем и возмущающем воздействиях

The rule of the worked out structure of FC (fig. 2) includes 12 elements of linguistic rules:

$$\text{R1: if } (e_p = A1) \text{ and } (e_p = N), \text{ then } (u - B_1);$$

$$\dots \quad \dots \quad \dots$$

$$\text{R12: if } (e_p = A4) \text{ and } (e_p = P), \text{ then } (u - B_{12}).$$

Defazzification is carried out according to the method of one-element fuzzy sets with the use of sets $B_1 \ldots B_{12}$ (fig. 2). In this case the signal at the output of torque controller also takes on one of discrete values $B_1 \ldots B_{12}$.

The comparison of the quality of shearer cutting torque stabilization and the traditional PI controller and the proposed FC is carried out using the method of mathematical modeling in MATLAB in Fuzzy Logic Toolbox section. As a result of modeling the graphs are drawn (fig. 4) for nominal cutting torque transition processes $M^* = M_{max}/M_з$ and feed velocity $V_п$ of a shearer under step control: the graphs of torque *1* and velocity *1′* correspond to the transition process for PI controller and FC under material cutting resistance $\bar{A}$ = 200 kN/m; graphs *2* and *2′* correspond to the transition process for PI controller and FC under $\bar{A}$ = 100 kN/m; graphs *3* and *3′* – transition process for PI controller, under $\bar{A}$ = 100 кН/м. It follows from the analysis of graphs that the time of cutting torque transition process and feed velocity for PI controller increases approximately twice if material cutting resistance reduces, and for FC the time of the transition process remains almost permanent.

For step perturbing action and material cutting resistance variation from 100 to 200 kN/m the graphs of torque and velocity of feed are shown at fig. 4: for PI controller – *4* and *4′*, for FC – *5* and *5′*. Graphs analysis has shown that the use of FC has made it possible to reduce the system overshoot by 15% and increase the speed by 25%.

Summary. The mathematical model of shearer loader cutting torque stabilization system has been obtained which takes into account material cutting resistance variability, the constant of chip formation and the dynamic properties of cutting drives and feed drives.

Shearer loader cutting torque fuzzy controller has been synthesized, in which four fuzzy sets have been applied at proportional part fuzzification, providing automatic variation of the controller gain depending on error ratio.

The results of mathematical modelling of the shearer cutting torque stabilization system have shown that the use of the proposed fuzzy controller makes it possible to obtain control action transition process independent of cutting resistance variation and lower overshoot under perturbing actions.

REFERENCES

1. Babokin G. I., Kolesnikov E. B. Variable frequency electric drive of shearers feed mechanisms. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2004; 3: 231–235. (In Russ.)

2. Sysoev N. I., Kozhevnikov A. S. Shearer loader with mode parameters adjustment. *Gornaia mekhanika = Mining Mechanical Engineering and Machine Building*. 2017; 11: 18–22. (In Russ.)

3. Fish S. G. *The system of controlling electric drive of direct current with identification self-adjustment. PhD (Engineering) dissertation*. Voronezh; 2004. 151 p. (In Russ.)

4. Generalov L. K., Mochalova M. I., Generalov A. L. Close loop gain stabilization in cutting control system. *Evraziiskii nauchnyi zhurnal = Eurasian Science Journal*. 2016; 3: 17–24. (In Russ.)

5. Burakov M. V., Konovalov A. S. Modification of Smith predictor for a linear plant with changeable parameters. *Informatsionnye upravliaiushchie sistemy = Information and Control Systems*. 2017; 89 (4): 25–34. (In Russ.)

6. Vlasov K. P. *The theory of automatic control*. Kharkov: Gumanitarnyi tsentr Publication; 2007. (In Russ.)

7. Pegat A. *Fuzzy modeling and control*. Moscow: Binom. Laboratoriia znanii Publication; 2009. (In Russ.)

8. Ruey-Jing Lian, Bai-Fu Lin, and Jyun-Han Huang. Self-organizing fuzzy control of constant cutting force in turning. In: *The International Journal of Advanced Manufacturing Technology. Publisher Springer London, 17 August 2005*. Available from: https://link.springer.com/article/10.1007%2Fs00170-005-2546-8

9. D. Kim and D. Jeon. Fuzzy-logic control of cutting forces in CNC milling processes using motor currents as indirect force sensors. *Precision Engineering*. 2011; 35; 1: 143–152.

10. Kulenko M. S., Burenin S. V. Research of ffuzzy controller application in technological processes control systems. *Vestnik IGEU = Vestnik of Ivanovo State Power Engineering University*. 2010; 2: 1–5. (In Russ.)

11. Filimonov A. B., Fulimon N. B. Robust correction in control system with nigt gain. *Mechatronics, automation, control*. 2014; 12: 3–10.

12. Sudhakara R., Landers R. Design and analysis of output feedback force control in parallel turning. Proc. I MECHE. Part I. *Journal of Systems & Control Engineering*. 2004; 16: 487–501.
13. Kudin V. F., Kolacny J. Synthesis of subortimal nonlinear regulator by immersion method. *J. Electrical engineering*. 1998; 49; 1–2: 11–15.
14. Firago B. I., Pavliachik L. V. *The theory of electric drive*. Minsk: Tekhnoperspektiva Publishing; 2004. (In Russ.)
15. Klementieva I. N. *Substantiation and selection of dynamic parameters of shearer loader drive transmission. PhD (Engineering) dissertation*. Moscow, 2015. 124 p. (In Russ.)

Received 11 March 2019

Information about authors:

Gennadii I. Babokin – DSc (Engineering), Professor, professor of the Department of Energy and Energy Efficiency, National University of Science and Technology MISIS, College of Mining. E-mail: babokinginov@yandex.ru
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
Evgenii B. Kolesnikov – PhD (Engineering), Associate professor, associate professor of the Department of Industrial Power Supply, Novomoskovsk Institute of Russian Chemical Technology University named after D. I. Mendeleev. E-mail: kolesnikov55@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-107-115

Синтез системы стабилизации момента резания выемочного комбайна с нечетким регулятором

Бабокин Г. И.[1], Шпрехер Д. М.[2], Колесников Е. Б.[3]
[1] Национальный исследовательский технологический университет "МИСиС", Горный институт, Москва, Россия.
[2] Тульский государственный университет, Тула, Россия.
[3] Новомосковский институт Российского химико-технологического университета, Новомосковск, Тульская обл., Россия.

Реферат

Введение. *Повышение эффективности добычи полезных ископаемых выемочными комбайнами, применяемыми в очистных и проходческих механизированных комплексах, достигается совершенствованием их конструкции и систем управления. При вариации сопротивляемости полезного ископаемого для полного использования мощности электродвигателей исполнительного органа комбайна применяется регулятор момента (нагрузки) электропривода резания, параметры качества регулирования которого зависят от величины сопротивляемости резанию. В связи с этим актуальна задача разработки системы стабилизации момента резания привода выемочного комбайна с неизменными параметрами качества регулирования путем применения интеллектуальных систем управления.*

Цель работы. *Синтез нечеткого регулятора момента резания электропривода выемочного комбайна, повышающего качество стабилизации момента резания при изменении сопротивляемости материала резанию, и оценка его эффективности методом математического моделирования.*

Методология. *Разработана математическая модель стабилизации момента резания электропривода выемочного комбайна, обоснована структура и параметры нечеткого регулятора момента резания. Методом модельного эксперимента проведено сравнение предложенного нечеткого регулятора с типовым ПИ-регулятором.*

Результаты. *Получена математическая модель системы стабилизации момента резания угольного комбайна, учитывающая изменчивость сопротивления материала резанию, постоянную стружкообразования и динамические свойства приводов резания и подачи. Синтезирован нечеткий регулятор момента резания выемочного комбайна, в котором при фаззификации пропорциональной части применены четыре нечетких множества, обеспечивающие автоматическое изменение коэффициента усиления регулятора в зависимости от величины рассогласования. Модельный эксперимент показал, что применение нечеткого регулятора позволяет уменьшить перерегулирование переходного процесса по моменту на 15 % и повысить его быстродействие на 25 % при изменении сопротивляемости материала резанию в 2 раза.*

Выводы. *Применение предложенного нечеткого регулятора позволяет получить не зависимое от изменения сопротивляемости резания качество переходного процесса по управляющему воздействию и меньшее перерегулирование при возмущающем воздействии.*

Ключевые слова: *нечеткий регулятор; угольный комбайн; привод подачи; привод резания; математическая модель; переходный процесс; крепость угля.*

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бабокин Г. И., Колесников Е. Б. Частотно-регулируемый электропривод механизмов подачи очистных комбайнов // ГИАБ. 2004. № 3. С. 231–235.
2. Сысоев Н. И., Кожевников А. С. Очистной комбайн с регулированием режимных параметров // Горная техника. 2017. № 11. С. 18–22.
3. Фиш С. Г. Система управления электроприводом постоянного тока с идентификационной самонастройкой: дис. … канд. техн. наук. Воронеж, 2004. 151 с.
4. Генералов Л. К., Мочалова М. И., Генералов А. Л. Стабилизация коэффициента усиления замкнутого контура в системе управления процессом резания // Евразийский научный журнал. 2016. № 3. С. 17–24.
5. Бураков М. В., Коновалов А. С. Модификация предиктора Смита для линейного объекта с переменными параметрами // Информационные управляющие системы. 2017. № 89 (4). С. 25–34.
6. Власов К. П. Теория автоматического управления. Харьков: Гуманитарный центр, 2007. 524 с.
7. Пегат А. Нечеткое моделирование и управление. М.: Бином. Лаборатория знаний, 2009. 798 с.
8. Ruey-Jing Lian, Bai-Fu Lin, and Jyun-Han Huang. Self-organizing fuzzy control of constant cutting force in turning // The International Journal of Advanced Manufacturing Technology. Publisher Springer London, 17 August 2005. URL: https://link.springer.com/article/10.1007%2Fs00170-005-2546-8
9. D. Kim and D. Jeon. Fuzzy-logic control of cutting forces in CNC milling processes using motor currents as indirect force sensors // Precision Engineering. 2011. Vol. 35. No. 1. P. 143–152.
10. Куленко М. С., Буренин С. В. Исследование применения нечетных регуляторов в системах управления технологическими процессами // Вестник ИГЭУ. 2010. Вып. 2. С. 1–5.
11. Filimonov A. B., Fulimon N. B. Robust correction in control system with nigt gain // Mechatronics, automation, control. 2014. No. 12. P. 3–10.
12. Sudhakara R., Landers R. Design and analysis of output feedback force control in parallel turning. Proc. I MECHE. Part I // Journal of Systems & Control Engineering. 2004. No. 16. P. 487–501.
13. Kudin V. F., Kolacny J. Synthesis of subortimal nonlinear regulator by immersion method // J. Electrical engineering. 1998. Vol. 49. No. 1–2. P. 11–15.
14. Фираго Б. И., Павлячик Л. В. Теория электропривода. Минск: Техноперспектива, 2004. 527 с.
15. Клементьева И. Н. Обоснование и выбор динамических параметров трансмиссии привода шнека очистного комбайна: дис. … канд. техн. наук. М., 2015. 124 с.

Поступила в редакцию 11 марта 2019 года

Сведения об авторах:

Бабокин Геннадий Иванович – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры энергетики и энергоэффективности Горного института Национального исследовательского технологического университета "МИСиС". E-mail: babokinginov@yandex.ru

Шпрехер Дмитрий Маркович – доктор технических наук, доцент, профессор кафедры электротехники и электрооборудования Тульского государственного университета. E-mail: shpreher-d@yandex.ru

Колесников Евгений Борисович – кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры электроснабжения промышленных предприятий Новомосковского института Российского химико-технологического университета. E-mail: kolesnikov55@mail.ru

Для цитирования: Бабокин Г. И., Шпрехер Д. М., Колесников Е. Б. Синтез системы стабилизации момента резания выемочного комбайна с нечетким регулятором // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 5. С. 107–115 (In Eng.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-107-115

For citation: Babokin G. I., Shprekher D. M., Kolesnikov E. B. Cutting torque stabilization system synthesis of the shearer loader with a fuzzy controller. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 5: 107–115. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-107-115

УДК 378.1 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-116-121

Эффективные условия формирования научных кадров и повышения их профессионализма

Поленов Ю. А.[1]*, Огородников В. Н.[1], Кисин А. Ю.[2]
[1] Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия
[2] Институт геологии и геохимии УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия
e-mail: polenov_yu@mail.ru

Реферат
В настоящей статье показана объективная роль тесного взаимодействия производственных организаций с научными школами вузов в подготовке научных кадров для предприятий и вузов и повышении их профессионализма. Ранее проекты работ подразделений экспедиции до их утверждения Главкомом в обязательном порядке рассматривались на научно-техническом совете. Однако научный контроль за ходом выполнения геологоразведочных работ по утвержденным проектам не предусматривал привлечения сотрудников экспедиции к подготовке диссертаций на соискание ученых степеней. Плодотворное содружество производственников экспедиции № 101 и научных сотрудников Свердловского горного института на базе изучения Уральских месторождений пьезооптического и жильного кварца ознаменовалось защитой 17 кандидатских и 4 докторских диссертаций сотрудниками СГИ, а также 20 кандидатских и 7 докторских диссертаций геологами экспедиции № 101. Таким образом, тесное взаимодействие производственников и научных сотрудников вузов – один из эффективных способов формирования научных кадров и повышения их профессионализма.

Ключевые слова: *научные кадры; ученая степень; СГИ; экспедиция; уральские месторождения кварцевого сырья; формирование научных кадров.*

Потребность в пьезооптическом сырье, имеющем оборонное значение, и полное отсутствие выявленных месторождений этого сырья вызвало необходимость создания в СССР специализированной организации, которая занималась бы поисками месторождений и в кратчайший срок смогла бы решить проблему обеспечения промышленности стратегическим сырьем. Приказом Наркомата оборонной промышленности СССР от 28 июля 1937 года № 259 в Москве организован Государственный трест № 13 с подчинением 5-му Главному управлению Наркомата оборонной промышленности СССР. Правопреемником треста № 13 в последующем становится 6-е Главное Управление Мингео СССР, которое в дальнейшем преобразовалось во Всесоюзное шестое производственное объединение, Всесоюзное промышленное объединение «Союзкварцсамоцветы», и в финальный период своего существования до декабря 1991 года – Государственное промышленное объединение «Союзкварцсамоцветы» Министерства геологии СССР.

На огромной территории Урала организация геологоразведочных и добычных работ осуществлялась из двух центров. Работами на Приполярном Урале руководило Производственное объединение «Северкварцсамоцветы», база которого находилась в Ленинграде, а работы на Северном, Среднем и Южном Урале проводило расположенное в Свердловске производственное объединение «Уралкварцсамоцветы» [1].

В СССР действовала централизованная система управления научным потенциалом промышленности, обязательная и при выполнении геологоразведочных и добычных работ, которая включала институты АН СССР, отраслевые НИИ министерств, научный потенциал вузов, тематические подразделения геологических экспедиций.

В настоящей статье авторы, проработавшие более сорока лет в экспедиции № 101, ПО «Уралкварцсамоцветы» и Свердловском горном институте, показывают объективную роль тесного взаимодействия производственных организаций с научными школами вузов в подготовке научных кадров для предприятий и вузов и повышении их профессионализма.

К 1962 году вся площадь Северного, Среднего и Южного Урала была покрыта среднемасштабными (1 : 50 000) поисками и основные месторождения пьезокварца, залегающие близко к дневной поверхности, были выявлены. Дальнейшее расширение сырьевой базы пьезокварца стало возможно лишь за счет поисков скрытого оруденения и ревизии уже известных объектов. Все это требовало углубленного изучения территории с широким привлечением геофизики, современных научных методов исследования, венцом которых должно было стать научно обоснованное прогнозирование месторождений горного хрусталя. Для решения этих проблем требовалась крупная, централизованная, хорошо оснащенная производственная единица, тесно связанная с научными силами страны в области пьезокварцевого сырья.

В соответствии с приказом начальника 6-го Главного управления МГ и ОН СССР от 16 июня 1962 года № 28 на базе экспедиций № 101, 103, 104 организована объединенная экспедиция № 101 с базой в с. Новоалексеевском Первоуральского района. Экспедиция продолжила поисковые, разведочные и эксплуатационные работы на пьезооптический и гранулированный жильный кварц на площадях Северного, Среднего и Южного Урала. При экспедиции были созданы геологические и производственные отделы, которых ранее в уральских экспедициях не было.

С целью дальнейшей концентрации геологоразведочных, горных и горно-эксплуатационных работ, выпуска промышленной продукции из кварцевого и камнесамоцветного сырья, научно-тематических и проектно-конструкторских работ на территории Среднего и Южного Урала с 1 ноября 1977 года на базе экспедиций № 122, 101 и Южного рудника было создано производственное объединение «Уралкварцсамоцветы». В 1990 году в состав ПО «Уралкварцсамоцветы» вошла Полярно-Уральская геологоразведочная экспедиция.

За 1962–1991 годы объединение выросло в крупнейшую организацию Министерства геологии СССР по поискам, разведке, добыче и переработке пьезооптического и жильного кварца и всех разновидностей камнесамоцветного сырья [1].

Работа производственных предприятий любых отраслей, в том числе и геологоразведочных, четко определяется целым рядом инструкций и методических указаний, обязательных для неукоснительного исполнения. Такие документы составляются высококвалифицированными специалистами.

Для подразделений 6-го Главного Управления МГ и ОН СССР, ВШПО, ВПО «Союзкварцсамоцветы», НПО «Кварцсамоцветы» такие документы составлялись специалистами ВНИИСИМС и специализированной экспедицией «Центркварцсамоцветы», что обеспечивало единый системный подход к проведению любых видов работ: геологоразведочных, эксплуатационных, технологических и других [2].

Коллегия Государственного Комитета по координации научно-исследовательских работ СССР решением от 18 февраля 1963 года № 11 признала целесообразным преобразовать ВНИИП во ВНИИСИМС:

1. Преобразовать ВНИИП во ВНИИСИМС.

2. Возложить на Всесоюзный научно-исследовательский институт синтеза минерального сырья проведение и координацию в системе Государственного геологического комитета СССР научно-исследовательских и опытных работ в области:

– экспериментальной минералогии и изучения условий образования природных монокристаллов;

– геологических исследований и перспектив оценки месторождения пьезокварца, исландского шпата, оптического флюорита и других важнейших для народного хозяйства природных монокристаллов.

3. Руководство ВНИИСИМС возложить на 6-е Главное управление МГ и ОН СССР.

Проекты поисковых, разведочных, добычных и тематических работ подразделений экспедиции до их утверждения Главкомом в обязательном порядке рассматривались на НТС во ВНИИСИМС. Однако научный контроль за ходом выполнения геологоразведочных работ по утвержденным проектам не предусматривал привлечения сотрудников экспедиции к подготовке диссертаций на соискание ученых степеней.

Выполнение геологоразведочных проектов структурными подразделениями экспедиции № 101 и ПО «Уралкварцсамоцветы» всегда завершалось составлением обстоятельных геологических отчетов с комплектом разнообразного графического материала. На всех стадиях геологоразведочных и добычных работ экспедиция поддерживала тесные деловые связи и творческое содружество с вузами. Для выполнения тематических работ экспедиция на договорных началах привлекала сотрудников Свердловского и Ленинградских горных институтов, Московского государственного университета, Московского геологоразведочного института. ПО «Уралкварцсамоцветы» в 12 пятилетке ежегодно из различных источников выделялось от 1,0 до 1,5 млн рублей на научно-исследовательские, тематические и опытно-конструкторские разработки. Большинство хоздоговорных работ выполнялось с участием специалистов геологических партий экспедиции. Сотрудники геологоразведочных партий принимали активное участие в работе Всесоюзных и отраслевых конференций и семинаров.

Начало систематического исследования кварца на Урале связано с именем Г. Н. Вертушкова. Прочные связи экспедиции № 101 и Свердловского горного института, особенно кафедры минералогии, продолжались с 1961 по 1991 год. Выполненные в течение нескольких десятилетий совместные работы привели к созданию самостоятельной отрасли народного хозяйства, которая обеспечила надежную минерально-сырьевую базу для кварцевой промышленности страны.

В результате совместной работы коллектива кафедры минералогии Свердловского горного института и геологов производственных организаций в период с 1961 по 1964 годы был разработан метод полевых наблюдений и лабораторных исследований жильного кварца – кварцеметрическая съемка, эффективность которой доказана ее использованием в течение 50 лет [3].

На рубеже 50–70-х годов прошлого столетия в промышленности внедрен новый вид природного кварцевого сырья – гранулированный кварц, на много лет определивший пути развития сырьевой базы кварца для плавки прозрачного кварцевого стекла – особо чистого кварца. Открыто, изучено и передано промышленности первое в СССР месторождение гранулированного кварца – нового вида сырья для производства кварцевого стекла. За промышленное освоение нового вида минерального сырья – гранулированного кварца – группа лиц (работники экспедиции № 101, ученые Свердловского горного института и работники

Сходненского стекольного завода) 1 ноября 1982 года получила звания Лауреатов Государственной премии СССР [1].

Плодотворное содружество производственников экспедиции № 101 и научных сотрудников Свердловского горного института на базе изучения Уральских месторождений пьезооптического и жильного кварца ознаменовалось защитой 17 кандидатских и 4 докторских диссертаций сотрудниками СГИ, а также 20 кандидатских и 7 докторских диссертаций геологами экспедиции № 101 (таблица).

Список сотрудников СГИ и экспедиции № 101, защитивших диссертации на базе изучения уральских месторождений кварца
The list of members of SSI and expedition no. 101, who defended dissertations based on the study of Ural quartz deposits

Сотрудники СГИ			Сотрудники Экспедиции № 101		
ФИО	Ученая степень кандидата	Ученая степень доктора	ФИО	Ученая степень кандидата	Ученая степень доктора
Вертушков Г. Н.	к. г-м. наук	д. г-м. наук	Лузин Г. П.	к. тех. наук	д. эк. наук
Якшин В. И.	к. г-м. наук	д. г-м. наук	Болтыров В. Б.	к. г-м. наук	д. г-м. наук
Емлин Э. Ф.	к. г-м. наук	д. г-м. наук	Кисин А. Ю.	к. г-м. наук	д. г-м. наук
Огородников В. Н.	к. г-м. наук	д. г-м. наук	Мельников Е. П.	к. г-м. наук	д. г-м. наук
Борисков Ф. Ф.	к. г-м. наук		Паняк С. Г.	к. г-м. наук	д. г-м. наук
Бушмакин А. Ф.	к. г-м. наук		Поленов Ю. А.	к. г-м. наук	д. г-м. наук
Жернаков В. И.	к. г-м. наук		Таланцев А. С.	к. г-м. наук	д. г-м. наук
Кайнов В. И.	к. г-м. наук		Агеев Б. И.	к. г-м. наук	
Корнилов Ю. Б.	к. г-м. наук		Ануфриев Ю. Н.	к. г-м. наук	
Макагонов Е. П.	к. г-м. наук		Белик Д. М.	к. г-м. наук	
Рудский В. Г.	к. г-м. наук		Бурлаков Е. В.	к. г-м. наук	
Серкова Л. Е.	к. г-м. наук		Бурьян Ю. И.	к. г-м. наук	
Синкевич Г. А.	к. г-м. наук		Кашкуров К. Ф.	к. тех. наук	
Слободчиков Е. А.	к. г-м. наук		Кухарь Н. С.	к. г-м. наук	
Соколов Ю. А.	к. г-м. наук		Остапчук В. В.	к. г-м. наук	
Суставов О. А.	к. г-м. наук		Петруха Л. М.	к. г-м. наук	
Суставов С. Г.	к. г-м. наук		Савичев А. Н.	к. г-м. наук	
			Серых Н. М.	к. тех. наук	
			Страшенко Г. И.	к. г-м. наук	

Результаты научных исследований месторождений кварцевого сырья, подконтрольных экспедиции № 101, опубликованы в ряде научных монографий, авторами которых были научные сотрудники СГИ и ведущие специалисты экспедиции № 101. Вот некоторые монографии.

1. Емлин Э. Ф., Синкевич Г. А., Якшин В. И. Жильный кварц Урала в науке и технике. Свердловск: Средне-Урал. кн. изд-во, 1988. 272 с.

2. Мельников Е. П. Геология, генезис и промышленные типы месторождений кварца. М.: Недра, 1988. 216 с.

3. Таланцев А. С. Камерные пегматиты. М.: Наука, 1988. 144 с.

4. Жильный кварц Урала в науке и технике. Геология основных месторождений кварцевого сырья / А. А. Евстропов [и др.]. М.: Недра, 1995. 207 с.

5. Кайнов В. И. Минералогия кварцевых жил Южного Урала. Екатеринбург: УГГГА, 1998. 106 с.

6. Огородников В. Н., Сазонов В. Н., Поленов Ю. А. Минерагения шовных зон Урала. Ч. 1. Кочкарский рудный район (Южный Урал). Екатеринбург: УГГГА, 2004. 216 с.

7. Огородников В. Н., Сазонов В. Н., Поленов Ю. А. Минерагения шовных зон Урала. Ч. 3. Уфалейский гнейсово-амфиболитовый комплекс (Южный Урал). Екатеринбург: ИГГ УрО РАН–УГГУ, 2007. 187 с.

8. Поленов Ю. А. Эндогенные кварцево-жильные образования Урала. Екатеринбург: УГГУ, 2008. 269 с.

9. Минерагения шовных зон Урала / В. А. Коротеев [и др.]. Екатеринбург: ИГГ УрО РАН, 2010. 415 с.

10. Гранитные пегматиты, карбонатиты и гидротермалиты Уфалейского метаморфического комплекса / В. Н. Огородников [и др.]. Екатеринбург: ИГГ УрО РАН, УГГУ, 2016. 273 с.

Уходит время, уходят люди, но остаются результаты их труда. Героический труд кварцевиков Урала достоин того, чтобы о нем знали и гордились сделанным.

Работа выполнена в рамках темы государственного задания ИГГ УрО РАН (гос. регистрация № АААА-А18-118052590028-9).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. История поисков, разведки и освоения Уральских хрусталеносных месторождений (1937–1991): научная монография / Ю. А. Поленов [и др.]. Екатеринбург: УГГУ, 2017. 114 с.

2. Волкова А. Н. О кварце и других минералах: История ВНИИСИМСА. М.: Недра, 1989. 231 с.

3. Емлин Э. Ф. Очерки истории кафедры минералогии Уральского горного института. Екатеринбург: УГГУ, 2008. 257 с.

Поступила в редакцию 13 марта 2019 года

Сведения об авторах:

Поленов Юрий Алексеевич – доктор геолого-минералогических наук, доцент, профессор кафедры геологии Уральского государственного горного университета. E-mail: polenov_yu@mail.ru

Огородников Виталий Николаевич – доктор геолого-минералогических наук, доцент, заведующий кафедрой геологии Уральского государственного горного университета. E-mail: igg@ursmu.ru

Кисин Александр Юрьевич – доктор геолого-минералогических наук, профессор, заведующий лабораторией геохимии и рудообразующих процессов Института геологии и геохимии УрО РАН. E-mail: kissin50@yandex.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-116-121

Effective conditions for academic personnel formation and professional development

Iurii A. Polenov[1], Vitalii N. Ogorodnikov[1], Aleksandr Iu. Kisin[2]

[1] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

[2] Institute of Geology and Geochemistry UB RAS, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

The present article reveals an objective role of close cooperation between manufacturing companies and scientific schools of colleges in training academic personnel for enterprises and colleges and in their professional development. In earlier times it was compulsory to bring the operating plans of expedition departments to the Science and Technical Council before they were approved by the Central Board. However, the scientific control over the geological prospecting by the approved projects did not bring the personnel in on preparing degree dissertations. Fruitful cooperation between the manufacturers of expedition no. 101 and scientific researchers of Sverdlovsk Mining Institute based on the study of Ural deposits of piezooptical and gangue quartz was marked by the defense of 17 PhD and 4 DSc dissertations by the members of SSI, and 20 PhD and 7 DSc dissertations by the geologists of expedition no. 101. Thus, close cooperation between the manufacturers and scientific researchers of colleges is an effective way to form academic personnel and develop professionalism.

Key words: *academic personnel; academic degree; SSI; expedition; Ural deposits of gangue quartz; academic personnel formation.*

Acknowledgements: Research has been carried out under the government contract of IM UB RAS (State Registration no. AAAA-A18-118052590028-9).

REFERENCES

1. Polenov Iu. A., et al. *The history of research, prospecting, and exploitation at Ural crystal-bearing deposits (1937–1991): scientific monograph*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2017. (In Russ.)
2. Volkova A. N. *On quartz and other minerals: the history of VNIISIMS*. Moscow: Nedra Publishing; 1989. (In Russ.)
3. Emlin E. F. *Sketches of Ural Mining Institute Mineralogy Department history*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2008. (In Russ.)

Received 13 March 2019

Information about authors:

Iurii A. Polenov – DSc (Geology and Mineralogy), Associate professor, professor of the Department of Geology, Ural State Mining University. E-mail: polenov_yu@mail.ru
Vitalii N. Ogorodnikov – DSc (Geology and Mineralogy), Associate professor, Head of the Department of Geology, Ural State Mining University. E-mail: igg@ursmu.ru
Aleksandr Iu. Kisin – DSc (Geology and Mineralogy), Professor, Head of the Laboratory of Geochemistry and Ore Forming Processes, Institute of Geology and Geochemistry UB RAS. E-mail: kissin50@yandex.ru

Для цитирования: Поленов Ю. А., Огородников В. Н., Кисин А. Ю. Эффективные условия формирования научных кадров и повышения их профессионализма // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 5. С. 116–121. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-116-121
For citation: Polenov Iu. A., Ogorodnikov V. N., Kisin A. Iu. Effective conditions for academic personnel formation and professional development. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 5: 116–121 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-116-121

Р е д а к ц и я
Главный редактор Е. Ф. Цыпин
Зам. главного редактора Ю. И. Лель, М. Г. Бабенко
Ответственный секретарь Л. А. Решеткина
Редакторы Л. Г. Соколова, Л. Ю. Парамонова

Перевод И. В. Шайхутдиновой

Компьютерная верстка Ю. Б. Швецовой

Подп. в печать 22.07.2019. Дата выхода в свет 06.08.2019
Формат 70 x 108 1/16. Печать офсетная
12,0 усл. печ. л., 11,0 уч.-изд. л. Тираж 500 экз. Заказ 6645
Цена свободная

Свидетельство о регистрации ПИ № ФС77-76015 от 19.06.2019 выдано Федеральной службой по надзору в сфере связи, информационных технологий и массовых коммуникаций

Издатель ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»
620144, г. Екатеринбург, ГСП, ул. Куйбышева, 30

Редакция «Известия вузов. Горный журнал»
г. Екатеринбург, пер. Университетский, 7, к. 4101
тел. (факс) (343) 257-65-59
E-mail: gornij_journal@ursmu.ru
http://www.mining-science.ru

Типография ООО «Издательство УМЦ УПИ»
620078, г. Екатеринбург, ул. Гагарина, 35а, оф. 2