

ISSN 0536-1028

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

5
2017



УЧРЕДИТЕЛЬ И ИЗДАТЕЛЬ УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ

ВАЛНЕР Нияз Гадым-оглы

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

ГОРДЕЕВ Виктор Александрович

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

ДОНДОВ Дорж

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

ДРЕБЕНШТЕДТ Карстен

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

ДУШИН Алексей Владимирович

д-р экон. наук, доц., Технический университет УГМК, г. Екатеринбург

ИГНАТЬЕВА Маргарита Николаевна

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

КАЛМЫКОВ Вячеслав Николаевич

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

КАРТОЗИЯ Борис Арнольдович

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

КАШНИКОВ Юрий Александрович

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

КОЗИН Владимир Зиновьевич

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

КОРНИЛКОВ Михаил Викторович — главный редактор

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

КОСАРЕВ Николай Петрович

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

КОСОЛАПОВ Александр Иннокентьевич

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

ЛАПИН Эдуард Самуилович

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

ЛАТЫШЕВ Олег Георгиевич — зам. главного редактора

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

ЛИТВИНЕНКО Владимир Стефанович

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

МАХНО Дмитрий Евсеевич

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

МОЧАЛОВА Людмила Анатольевна

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

ПАНКРАТЕНКО Александр Никитович

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

ПЕТРОВ Вадим Леонидович

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

ПИВНЯК Геннадий Григорьевич

д-р техн. наук, акад. НАН, Национальный горный университет, г. Днепрпетровск, Украина

ПУЧКОВ Лев Александрович

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

СЁМИН Александр Николаевич

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

СТРОВСКИЙ Владимир Евгеньевич

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

ТОПАЛОВ Станислав Йорданов

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

ТРЫБАЛЬСКИЙ Казимеж

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

ШЕВЧЕНКО Леонид Андреевич

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

ЯКОВЛЕВ Виктор Леонтьевич

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

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

Научно-технический журнал. Издаётся с 1958 года

Выходит 8 раз в год

№ 5, 2017

12+

СОДЕРЖАНИЕ

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ <i>Тырсин А. Н., Азарян А. А.</i> Оптимизация периода эксплуатации высоконагруженной техники на основе анализа средних удельных затрат	4
ЭКОНОМИКА, ОРГАНИЗАЦИЯ И УПРАВЛЕНИЕ. ПРАВОВЫЕ ВОПРОСЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ <i>Разовский Ю. В., Рубан М. С.</i> Сверхприбыль недр и других составляющих арктической среды.....	9
ДОБЫЧА НЕФТИ И ГАЗА	
<i>Зинатуллина И. П., Зинатуллин М. Х.</i> Тонкодисперсная составляющая в терригенных коллекторах верхнего девона нефтяных месторождений Республики Татарстан.....	18
<i>Шишляников Д. И.</i> Исследование силовых и энергетических параметров работы перспективных вентильных двигателей балансирных станков-качалок.....	25
СТРОИТЕЛЬСТВО ШАХТ И ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ	
<i>Орлов А. О., Смирнов Ю. Г., Гусак С. А.</i> Основные методические принципы обеспечения безопасности строительства подземных комплексов атомных станций малой мощности в условиях российской Арктики	31
ГЕОМЕХАНИКА	
<i>Балек А. Е., Ефремов Е. Ю.</i> Обоснование геомеханических условий подземной разработки алмазного месторождения «Трубка Удачная»	39
<i>Харисов Т. Ф.</i> Исследования конвергенции породных стенок ствола в условиях предельного состояния призабойного массива.....	46
МЕХАНИЗАЦИЯ ГОРНЫХ РАБОТ. ГОРНЫЕ МАШИНЫ И КОМПЛЕКСЫ	
<i>Лукашук О. А., Летнев К. Ю., Комиссаров А. П.</i> Определение режимов работы двигателей главных механизмов одноковшового экскаватора.....	52
<i>Макаров В. Н., Потапов В. Я., Макаров Н. В., Патракеева И. Ю.</i> Критериальные уравнения азрационной стратификации в полочных сепараторах	59
ЭЛЕКТРИФИКАЦИЯ ГОРНЫХ РАБОТ	
<i>Медведева М. Л., Кузьмин С. В., Кузьмин И. С., Шманев В. Д.</i> Причины возникновения коротких и однофазных замыканий на землю в сетях горных предприятий.....	65

РУДОПОДГОТОВКА И ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

<i>Козин В. З., Комлев А. С., Водовозов К. А.</i> Погрешности технологического баланса на обогатительных фабриках	74
<i>Рахмеев Р. Н., Войлошников Г. И., Федоров Ю. О., Чикин А. Ю.</i> Результаты испытаний рентгенорадиометрического сепаратора для обогащения алмазосодержащих концентратов	80
<i>Волков П. С.</i> Экспериментальное определение изменения относительной погрешности при введении операции обогащения в схему пробоподготовки.....	89

ФИЗИЧЕСКИЕ И ХИМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

<i>Аликулов Ш. Ш.</i> Математическое моделирование фильтрации растворов подземного выщелачивания урана из слабопроницаемых руд.....	95
---	----

ИСТОРИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ГОРНОГО ДЕЛА

<i>Курлаев Е. А.</i> Уральское серебро.....	102
---	-----

CONTENTS

DEVELOPMENT OF MINERAL DEPOSITS AND TECHNOGENOUS FORMATIONS

<i>Tyrsin A. N., Azarian A. A.</i> High load equipment operating period optimization on the basis of the analysis of average unit expences.....	4
---	---

ECONOMICS, ORGANIZATION AND MANAGEMENT. LEGAL MATTERS OF SUBSOIL USE

<i>Razovskii Iu. V., Ruban M. S.</i> Excess profit of the bowels and other components of the Arctic environment.....	9
--	---

OIL AND GAS EXTRACTION

<i>Zinatullina I. P., Zinatullin M. Kh.</i> A finely dispersed component in terrigenous reservoirs of the upper Devonian of oil deposits of the Republic of Tatarstan	18
<i>Shishliannikov D. I.</i> The study of power and energy parameters of advanced brushless motors balance pumping units work.....	25

CONSTRUCTION OF SHAFTS AND UNDERGROUND STRUCTURES

<i>Orlov A. O., Smirnov Iu. G., Gusak S. A.</i> Basic methodological principles for ensuring the safe construction of underground complexes of small nuclear power plants in the Russian Arctic.....	31
--	----

GEOMECHANICS

<i>Balek A. E., Efremov E. Iu.</i> The substantiation of geomechanical conditions of "Udachnaya pipe" diamond deposit underground mining	39
<i>Kharisov T. F.</i> Mine shaft rock walls convergence investigations in the conditions of the out-of-limit state of the borehole massif.....	46

MECHANISATION OF MINING. MINING MACHINES AND COMPLEXES

<i>Lukashuk O. A., Letnev K. Iu., Komissarov A. P.</i> The modes of operation determination of the main mechanisms engines of a power shovel	52
<i>Makarov V. N., Potapov V. Ia., Makarov N. V., Patrakeeva I. Iu.</i> Criteria equations of aeration stratification in shelf separators	59

ELECTRIFICATION OF MINING OPERATIONS

<i>Medvedeva M. L., Kuz'min S. V., Kuz'min I. S., Shmanev V. D.</i> Reasons for short circuits and single-phase ground faults in the networks of mining enterprises	65
---	----

ORE PREPARATION AND MINERAL DRESSING

<i>Kozin V. Z., Komlev A. S., Vodovozov K. A.</i> Technological balance errors at concentrating mills	74
<i>Rakhmееv R. N., Voiloshnikov G. I., Fedorov Iu. O., Chikin A. Iu.</i> Results of the experiments over the X-ray radiometrical separator for diamond-bearing concentrates processing.....	80
<i>Volkov P. S.</i> Experimental determination of relative error change under the introduction of the operation of concentration into the scheme of sample preparation.....	89

PHYSICAL AND CHEMICAL PROCESSES OF MINING

<i>Alikulov Sh. Sh.</i> Mathematical modeling of uranium underground leaching solutions filtration from ore with low permeability	95
---	----

HISTORICAL ASPECTS OF MINING

<i>Kurlaev E. A.</i> Ural silver	102
--	-----

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

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ

УДК 519.862.5:622.6

ОПТИМИЗАЦИЯ ПЕРИОДА ЭКСПЛУАТАЦИИ ВЫСОКОНАГРУЖЕННОЙ ТЕХНИКИ НА ОСНОВЕ АНАЛИЗА СРЕДНИХ УДЕЛЬНЫХ ЗАТРАТ

ТЫРСИН А. Н., АЗАРЯН А. А.

Высоконагруженная техника к концу срока эксплуатации сильно изношена, однако, следуя инструкциям и нормативным срокам эксплуатации, ее все равно ремонтируют, затрачивая сравнительно большие средства на поддержание работоспособного состояния. Методы технической диагностики в данной ситуации малоэффективны, так как рассчитаны на применение в условиях, когда техника не выработала ресурс. Поэтому актуальна разработка экономически обоснованной методики определения длительности эксплуатации карьерного автотранспорта и другой высоконагруженной техники. Очень важен выбор критерия эффективности. Таким критерием являются средние общие расходы на технику, включающие ее покупку и все эксплуатационные затраты, в том числе ремонт. В статье описана математическая модель оптимального срока эксплуатации высоконагруженной техники. На ее основе предложена методика определения оптимального периода эксплуатации. Оптимальный период эксплуатации находят, решая задачу минимизации средних расходов на покупку, эксплуатацию и ремонт техники по статистическим данным. Реализация предложенной методики на предприятии позволит сократить издержки.

Ключевые слова: высоконагруженная техника; карьерный автотранспорт; ремонт; средние расходы; ресурс; оптимальный период эксплуатации.

Автотранспорт и другая высоконагруженная техника обычно интенсивно эксплуатируются и, как правило, изнашиваются раньше нормативного срока эксплуатации. С учетом высокой стоимости автотранспорта это приводит к тому, что предприятия несут значительные материальные издержки по поддержанию работоспособного состояния техники. Одновременно из-за поломок и ремонтов увеличиваются простои машин. Использование методов технической диагностики [1–4] в данной ситуации малоэффективно, так как они рассчитаны на применение в условиях, когда техника не выработала ресурс. Поэтому желательно прекращать эксплуатацию машин до момента, когда потребуется дорогостоящий и длительный ремонт.

С другой стороны, преждевременное списание дорогой техники ведет к неэффективному использованию капитала предприятия и росту инвестиционных затрат. Таким образом, актуальной задачей является создание экономически обоснованного критерия оценки целесообразности эксплуатации техники.

Тырсин Александр Николаевич – доктор технических наук, доцент, ведущий научный сотрудник. 620049, г. Екатеринбург, ул. Студенческая, 54-а, Научно-инженерный центр «Надежность и ресурс больших систем и машин» Уральского отделения РАН. E-mail: at2001@yandex.ru

Азарян Артурович – аспирант кафедры прикладной математики Уральского энергетического института. 620002, г. Екатеринбург, ул. Мира, 19, Уральский федеральный университет. E-mail: a.a.azaryan@gmail.com

В последние годы активно развивается направление, основанное на оценке работы машин, оборудования и транспортных средств [5–8]. Причем главное внимание уделяется непосредственно оценке стоимости машин, в то время как нужно рассматривать не саму стоимость, а экономическую целесообразность дальнейшей эксплуатации техники с учетом затрат на ее эксплуатацию, включающую в себя ремонт техники. Среди методов, основанных на экономической оценке машин, можно выделить подход, основанный на оценке эффективного возраста машин [8]. В качестве основного недостатка следует отметить неоднозначность категории «эффективный возраст». Кроме того, алгоритмы расчета являются достаточно сложными.

В [9] предложен метод определения оптимального срока эксплуатации автотранспорта на угольных карьерах, основанный на минимизации средних расходов на приобретение и эксплуатацию техники. Этот критерий представляется объективной оценкой эффективности функционирования автотранспорта. Действительно, уменьшение средних расходов на приобретение и эксплуатацию техники напрямую повышает рентабельность производства.

Метод основан на следующих допущениях:

1. Производительность транспорта во время эксплуатации постоянна, т. е. принимаем, что условия эксплуатации техники на предприятии примерно одинаковы.

2. Длительность эксплуатации техники в будущем может быть сколь угодно большой.

3. Каждую единицу техники через некоторый период времени заменяют на новую.

4. Затраты на эксплуатацию пропорциональны техническому состоянию автотранспорта.

5. Изменение технического состояния автотранспорта в течение некоторого интервала времени пропорционально техническому состоянию в данный момент и интервалу времени.

Суть данного метода в следующем. Пусть $s(t)$ – безразмерная функция технического состояния автотранспорта в момент времени t . Тогда Δs – изменение технического состояния за время Δt . С учетом допущения $\Delta s = \alpha \Delta t$, где α – некоторый коэффициент, $\alpha > 0$. Тогда при $\Delta t \rightarrow 0$ $ds/dt = \alpha s$. Отсюда получим $s(t) = \beta e^{\alpha t}$. Следовательно, мгновенные расходы на эксплуатацию автотранспорта изменяются с течением времени по экспоненциальному закону

$$z(t) = Ae^{\lambda t}, \quad (1)$$

где $z(t)$ – расходы на эксплуатацию в момент t (интенсивность затрат); A – интенсивность затрат в начальный момент времени; λ – коэффициент экспоненциального роста расходов.

В допущении 1 говорится об эквивалентности срока эксплуатации и пробега автомобиля. Это допущение позволяет анализировать расходы на эксплуатацию на основе как пробега, так и срока эксплуатации. Кроме того, появляется возможность оптимизировать время эксплуатации не только автотранспорта, но и другой высоконагруженной техники. Тогда суммарные расходы на ремонт за время T

$$Z_1(T) = \int_0^T z(t) dt = \frac{A}{\lambda} (e^{\lambda T} - 1).$$

Следовательно, общие затраты на приобретение и эксплуатацию единицы техники за время T составят $Z(T) = Z_0 + Z_1(T) = Z_0 + A/\lambda(e^{\lambda T} - 1)$, где Z_0 – капитальные

вложения на покупку и ввод в эксплуатацию единицы техники. Разделив общие расходы на период времени T (или суммарный пробег), получим средние расходы в единицу времени (или единицу пробега) при замене техники через T лет (километров)

$$r(T) = \frac{Z(T)}{T} = \frac{\lambda Z_0 + A(e^{\lambda T} - 1)}{\lambda T}. \quad (2)$$

Эта функция при введенных предположениях имеет точку минимума T^* , которая находится при решении уравнения

$$r'(T) = \frac{Ae^{\lambda T}(\lambda T - 1) - (\lambda Z_0 - A)}{\lambda T^2} = 0.$$

В результате получаем условие минимума средних затрат:

$$A(\lambda T - 1)e^{\lambda T} = \lambda Z_0 - A. \quad (3)$$

Очевидно, корень уравнения (3) – это оптимальный срок эксплуатации автомобиля, так как именно при времени эксплуатации T^* средние расходы $r(T)$ на приобретение и эксплуатацию будут минимальны.

Для того чтобы воспользоваться данным методом, необходимо периодически по имеющимся данным расходов на покупку, эксплуатацию и ремонт каждого автомобиля статистически (например, методом наименьших квадратов [10]) оценивать параметры A и λ модели (1). Затем из уравнения (3) находим оптимальный период эксплуатации T^* . Как только фактическое время сравняется с T^* , данную единицу техники нужно заменить на новую.

Данный метод имеет два недостатка. Во-первых, допущения 4 и 5 не всегда адекватно отражают фактические условия эксплуатации техники. В результате математическая модель (1) может оказаться недостаточно адекватной фактическим данным. Это приведет к ошибочному оптимальному значению T^* . Во-вторых, для многих предприятий практическая реализация метода может оказаться достаточно сложной.

Целью статьи является описание практически реализуемой методики для определения оптимального периода эксплуатации карьерного автотранспорта на основе критерия экономической целесообразности, ее апробация на реальных статистических данных.

Описание методики. Пусть верны допущения 1–3. Поскольку закон изменения мгновенных расходов на эксплуатацию автотранспорта в этом случае неизвестен, то вместо (2) запишем:

$$r(T) = \frac{Z(T)}{T} = \frac{Z_0 + Z_1(T)}{T} = \frac{Z_0 + \int_0^T z(t) dt}{T}.$$

Пусть данные о расходах формируются дискретно по периодам времени (ежедневно, еженедельно, ежемесячно). Тогда средние расходы на покупку и эксплуатацию автомобиля за n периодов

$$r(n) = \left(Z_0 + \sum_{k=1}^n z_k \right) / n,$$

где z_k – расходы на эксплуатацию автомобиля в k -й период.

Конечная разность первого порядка средних расходов на покупку и эксплуатацию автомобиля составит

$$\Delta r(n) = r(n) - r(n-1) = \left(z_n - \frac{Z_0}{n} - \bar{z}_n \right) / (n-1),$$

где $\bar{z}_n = \frac{1}{n} \sum_{k=1}^n z(k)$ – средние затраты на эксплуатацию автомобиля за k периодов.

Конечную разность можно считать приближенной оценкой производной. Поэтому условием оптимального периода эксплуатации будет переход конечных разностей $\Delta r(n)$ в положительную область, что будет соответствовать началу возрастания средних расходов на покупку и эксплуатацию автомобиля.

Взятие разностей увеличивает дисперсию случайной составляющей. Для обеспечения достоверности результатов выполним текущее усреднение оценок конечных разностей $\Delta \bar{r}(n) = \frac{1}{L} \sum_{i=0}^{L-1} \Delta r(n-i)$.

Для устойчивости к выбросам (из-за возможных больших расходов на ремонт вследствие крупных аварий или, наоборот, вынужденных простоев) затраты \bar{z}_n можно вычислять методом наименьших модулей (они будут равны медиане выборки) [11] или использовать робастные методы [12].

Рассмотрим второй случай, когда расходы на эксплуатацию автомобиля привязаны к его пробегу. Тогда средние затраты на покупку и эксплуатацию автомобиля $r(n)$ за n периодов равны средним расходам на один километр пробега:

$$r(n) = \left(Z_0 + \sum_{k=1}^n z_k \right) / T_n,$$

где $T_n = \sum_{k=1}^n t_k$; t_k – пробег автомобиля в k -й период.

Предложен показатель эффективности для определения оптимального срока эксплуатации машин, основанного на минимизации средних расходов на покупку и эксплуатацию. Применение данного подхода позволяет снизить затраты на автотранспорт и другое высоконагруженное оборудование, что ведет к повышению эффективности работы предприятия. Экономический эффект будет выражаться в снижении полной себестоимости километра пробега (или иной удельной характеристики) за счет снижения материальных затрат на покупку и ремонт машин.

Рассмотренный подход может совершенствоваться. В частности, можно вводить дисконтирование расходов, учитывать кроме прямых расходов на ремонт и профилактику машин простои, связанные с их неработоспособностью и т. д.

Работа выполнена при финансовой поддержке Российского гуманитарного научного фонда, проект № 15-02-00046а.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Герике Б. Л., Абрамов И. Л., Герике П. Б. Вибродиагностика горных машин и оборудования: учеб. пособие. Кемерово: КузГТУ, 2007. 167 с.
2. Сапожников В. В., Сапожников Вл. В. Основы технической диагностики: учеб. пособие. М.: Маршрут, 2004. 318 с.
3. Глухарев Ю. Д., Замышляев В. Ф., Карамзин В. В. и др. Техническое обслуживание и ремонт горного оборудования: учебник. М.: Академия, 2003. 400 с.
4. Краковский Ю. М. Математические и программные средства оценки технического состояния оборудования. Новосибирск: Наука, 2006. 227 с.
5. Андрианов Ю. В. Оценка автотранспортных средств. М.: Дело, 2002. 488 с.
6. Ковалев А. П., Кушель А. А., Королев И. В., Фадеев П. В. Основы оценки стоимости машин и оборудования: учебник. М.: Финансы и статистика, 2006. 288 с.

7. Улицкий М. П., Андрианов Ю. В., Лужанский Б. Е., Чемерикин С. М. Оценка стоимости транспортных средств: учеб. пособие. М.: Финансы и статистика, 2005. 304 с.
8. Смоляк С. А. Оценка стоимости машин с учетом их ремонтов // Анализ и моделирование экономических процессов: сб. статей. М.: ЦЭМИ РАН, 2012. С. 47–72.
9. Тырсин А. Н., Клявин И. А. Математическое моделирование оптимального срока эксплуатации автотранспорта на угольных карьерах // Обозрение прикладной и промышленной математики. 2008. Т. 15, В. 2. С. 371–372.
10. Линник Ю. В. Метод наименьших квадратов и основы теории обработки наблюдений. М.: ФИЗМАТЛИТ, 1958. 334 с.
11. Тырсин А. Н., Максимов К. Е. Оценивание линейных регрессионных уравнений с помощью метода наименьших модулей // Заводская лаборатория. Диагностика материалов. 2012. Т. 78. № 7. С. 65–71.
12. Смоляк С. А., Титаренко Б. П. Устойчивые методы оценивания. М.: Статистика, 1980. 208 с.

Поступила в редакцию 10 апреля 2017 года

HIGH LOAD EQUIPMENT OPERATING PERIOD OPTIMIZATION ON THE BASIS OF THE ANALYSIS OF AVERAGE UNIT EXPENCES

Tyrsin A. N. – Science and Engineering Center “Reliability and Safety and Large Systems and Machines” of UB RAS, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: at2001@yandex.ru

Azarian A. A. – Ural Federal University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: a.a.azaryan@gmail.com

High load equipment is well-worn by the end of the operating period, though, following the instructions and normative operating periods it is still repaired, going through relatively high costs to maintain its operational condition. The methods of engineering diagnostics here are ineffective because they are supposed to be used under the conditions in which equipment hasn't exhausted its service life. That's why the development of economically proven method of determining the service time of opencast automobile transport and other high load equipment is up-to-date. The choice of the efficiency criterion is very important. Average general expenses for equipment constitute this criterion; they include its purchase and all operational expenses, including maintenance. The article describes mathematical model of optimum operating period of high load equipment. Optimum operating period is determined when solving the problem of minimizing average expenses for purchase, exploitation and maintenance of the equipment according to statistic data. The realization of the suggested methods at the enterprise will make it possible to reduce expenses.

Key words: high load equipment; opencast automobile transport; maintenance; average expenses; service life; optimum operational period.

REFERENCES

1. Gerike B. L., Abramov I. L., Gerike P. B. *Vibrodiagnostika gornykh mashin i oborudovaniia: ucheb. posobie* [School book “Vibrodiagnostics of mining machines and equipment”]. Kemerovo, KuzSTU Publ., 2007. 167 p.
2. Sapozhnikov V. V., Sapozhnikov V. V. *Osnovy tekhnicheskoi diagnostiki: ucheb. posobie* [School book “The fundamentals of engineering diagnostics”]. Moscow, Marshrut Publ., 2004. 318 p.
3. Glukharev Iu. D., Zamyshliaev V. F., Karamzin V. V., and others. *Tekhnicheskoe obsluzhivanie i remont gornogo oborudovaniia: ucheb. posobie* [School book “Engineering maintenance and repair of mining equipment”]. Moscow, Akademiia Publ., 2003. 400 p.
4. Krakovskii Iu. M. *Matematicheskie i programnye sredstva otsenki tekhnicheskogo sostoiianiia oborudovaniia* [Mathematical and software methods of estimating technical state of the equipment]. Novosibirsk, Nauka Publ., 2006. 227 p.
5. Andrianov Iu. V. *Otsenka avtotransportnykh sredstv* [The estimation of transport vehicles]. Moscow, Delo Publ., 2002. 488 p.
6. Kovalev A. P., Kushel' A. A., Korolev I. V., Fadeev P. V. *Osnovy otsenki stoimosti mashin i oborudovaniia: ucheb. posobie* [School book “The fundamentals of machines and equipment cost estimation”]. Moscow, Finansy i statistika Publ., 2006. 288 p.
7. Ulitskii M. P., Andrianov Iu. V., Luzhanskii B. E., Chemerikin S. M. *Otsenka stoimosti transportnykh sredstv: ucheb. posobie* [School book “Transport vehicles cost estimation”]. Moscow, Finansy i statistika Publ., 2005. 304 p.
8. Smoliak S. A. [Machines cost estimation with the account of maintenance]. *Analiz i modelirovanie ekonomicheskikh protsessov: sb. statei* [Collected works “Analysis and modeling of economic processes”]. Moscow, CEMI RAS Publ., 2012, pp. 47–72. (In Russ.)
9. Tyrsin A. N., Kliavin I. A. [Mathematical modeling of optimum operating period of automobile transport at coal open pits]. *Obozrenie prikladnoi i promyshlennoi matematiki – The Survey of Applied and Industrial Mathematics*, 2008, vol. 15, pp. 371–372. (In Russ.)
10. Linnik Iu. V. *Metod naimen'shikh kvadratov i osnovy teorii obrabotki nabliudenii* [The methods of least squares and the fundamentals of the theory of observations processing]. Moscow, FIZMATLIT Publ., 1958. 334 p.
11. Tyrsin A. N., Maksimov K. E. [Linear regression equations estimation with the help of the method of least absolute deviations]. *Zavodskaiia laboratoriia. Diagnostika materialov – Industrial Laboratory. Materials Diagnostics*, 2012, vol. 78, no. 7, pp. 65–71. (In Russ.)
12. Smoliak S. A., Titarlenko B. P. *Ustoichivye metody otsenivaniia* [Stable methods of estimation]. Moscow, Statistika Publ., 1980. 208 p.

ЭКОНОМИКА, ОРГАНИЗАЦИЯ И УПРАВЛЕНИЕ. ПРАВОВЫЕ ВОПРОСЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

УДК 338.4: 622.669

СВЕРХПРИБЫЛЬ НЕДР И ДРУГИХ СОСТАВЛЯЮЩИХ АРКТИЧЕСКОЙ СРЕДЫ

РАЗОВСКИЙ Ю. В., РУБАН М. С.

В арктических недрах Российской Федерации сосредоточены основные запасы ряда важнейших полезных ископаемых. Основываясь на теории природной ренты и едином принципе ее классификации (по источнику формирования), составлена классификация арктической ренты, в том числе минерально-сырьевой (горной), включая медно-никелевую и другие разновидности. Это создает теоретическую основу для разработки последовательности оценки и налогообложения арктической ренты. Развита методология стоимостной оценки дифференциальной горной ренты, определяемой как сверхнормативная прибыль. Она разработана для условий арктической добычи медно-никелевых руд и учитывает специфические региональные «северные» риски производства цветных и других металлов. Эффективная разработка руд цветных металлов в Арктике и формирование арктической ренты рассмотрены на примере ОАО «ГМК «Норильский никель».

Ключевые слова: классификация природной ренты; Арктика; арктическая рента; сверхприбыль; методология оценки; экономический потенциал.

Огромные территории, богатые ресурсами недра и океан, большое военно-стратегическое, геополитическое и экономическое значение Арктики обуславливают общественный характер владения и государственного использования природного северного потенциала. Вместе с тем арктический капитал могут эффективно использовать крупные акционерные частные компании, такие как ОАО «ГМК «Норильский никель». В перспективе арктический капитал может эффективно и безопасно воспроизводиться с применением *гражданской, государственной и частной собственности* [1, 2]. Однако его использование частными компаниями требует научно обоснованной оценки и налогообложения всех видов арктической ренты, особенно ренты недр. Решению этой актуальной проблемы посвящена данная работа.

Экономический потенциал российской Арктики формирует более 10 % ВВП страны и не менее 20 % доходов от экспорта [3]. Северная (арктическая) природная рента (сверхприбыль) в основном формируется в процессе добычи газа, нефти, цветных металлов, рыбы, использования природных, финансовых, интеллектуальных и других ресурсов: пространственно-инфраструктурных, геоэкономических и геополитических (Северный морской путь, воздушные трассы авиалиний, земельные площади базирования портов и аэродромов, горно-металлургических промышленных районов (кластеров), городов, военных и других объектов).

Разовский Юрий Викторович – доктор экономических наук, профессор кафедры менеджмента и маркетинга. 115432, г. Москва, 2-й Кожуховский проезд, 12, стр. 1, Московский университет им. С. Ю. Витте. E-mail: rental1@yandex.ru

Рубан Марк Станиславович – кандидат экономических наук, заведующий кафедрой менеджмента и маркетинга. 115432, г. Москва, 2-й Кожуховский проезд, 12, стр. 1, Московский университет им. С. Ю. Витте. E-mail: mruban@miiv.ru

Например, в 2014 г. Заполярный транспортный филиал ОАО «ГМК «Норильский никель» располагал морским флотом ледового класса и речными судами. Водным транспортом он осуществил грузооборот через порт Дудинку в объеме 2,6 млн т, в том числе по Северному морскому пути и реке Енисей – 1,0 и 1,5 млн т соответственно [4]. Все многообразие арктического природного капитала и ренты требует научной классификации.

Природная минерально-сырьевая (горная) рента недр. В пределах континентальной части Арктики залегают уникальные запасы и прогнозные ресурсы месторождений медно-никелевых руд, олова, платиноидов, агрохимических руд, редких металлов и редкоземельных элементов, крупные месторождения золота, алмазов, вольфрама, ртути, черных металлов, оптического сырья и др. [3].

Примером эффективной разработки руд цветных металлов в Арктике и формирования значительной горной и других видов арктической ренты является создание в СССР и дальнейшее развитие в РФ ОАО «ГМК «Норильский никель» [5]. Большое значение при формировании горной ренты Арктики имеют разведанные запасы платиноидов. В рудах месторождений Норильска и Талнаха они составляют около 98 % запасов России [3].

По данным годового отчета ОАО «ГМК «Норильский никель» за 2014 г., доказанные и вероятные запасы руды (без запасов и ресурсов в зарубежных странах) составили 1 млрд т, никеля – 7,8 млн т; меди – 12,8 млн т; палладия – 96,8 млн тр. унций; платины – 25,9 млн тр. унций [4]. Эти запасы формируют уникальный минерально-сырьевой капитал, образующий значительную арктическую горную ренту. Кроме российских первоклассных активов компания владеет предприятиями в Европе, Австралии и Африке, таким образом, *формирует геоэкономическую ренту*. На 31 января 2014 г. капитализация компании достигла 22 млрд долл. США [4].

Проблемы собственности, экологии, социальной сферы, перспективы добычи полезных ископаемых в Арктике рассмотрены в ряде зарубежных работ [6–10]. В Московском университете им. С. Ю. Витте решается актуальная научная проблема эффективного, рационального и безопасного использования арктического капитала прибрежных зон РФ. В рамках этих исследований была составлена классификация природной ренты и капитала по единому критерию – источнику формирования (капитализации) [1, 2]. Расширенная и уточненная классификация природной ренты Арктики, свидетельствующая о ее разнообразии и высоком потенциале, а также о динамичности и преемственности развития современной теории природной ренты, представлена в табл. 1 (курсивом обозначены основные виды и разновидности ренты, формируемые ОАО «ГМК «Норильский никель»). Классификация является основой разработки методологии оценки арктической ренты и ее налогообложения, а также оптимального использования гражданской, государственной и частной собственности на природную арктическую среду и арктический капитал.

Природная (горная) рента недр Арктики – это сверхприбыль, возникающая от использования арктического минерально-сырьевого капитала. Она имеет абсолютный и дифференциальный характер, а также природно-климатическую, геополитическую и геоэкономическую специфику проявления риска разработки полезных ископаемых. Арктический природный капитал используется и воспроизводится в условиях высокого риска.

Исследования показали, что арктическая рента делится на 3 основных типа: природная, геополитическая и геоэкономическая [11]. Недропользовательский класс природной ренты включает горную ренту (минерально-сырьевую), которая подразделяется на разновидности в зависимости от добываемых полезных ископаемых, в том числе руд цветных, драгоценных, редкоземельных и других металлов. ОАО «ГМК «Норильский никель» в основном формирует медно-никелевую

арктическую ренту, а также платиновую и палладиевую; ренту в процессе добычи и производства кобальта, родия, золота, серебра, иридия, рутения, силура, серы; земельно-пространственную, транспортную ренту, водную морскую и речную транспортную ренту, транспортную воздушную ренту и др. В составе компании работают предприятия по добыче газа и газового конденсата, которые формируют газовую и газовую конденсатную горную арктическую ренту. Использование природной среды для размещения промышленных отходов формирует экологическую природную арктическую ренту.

На практике сложно отделить друг от друга разные виды арктической ренты, поскольку влияние факторов северной среды на прибыль и сверхприбыль компании совокупно. Поэтому методологически оправданно оценивать арктическую ренту по суммарным экономическим показателям предприятия, характеризующим совокупную эффективность использования разных видов арктического капитала. Для оценки только горной ренты следует выделять из всего капитала корпорации минерально-сырьевой капитал.

Методология оценки ренты недр с учетом факторов северного риска. Сущность развития современной теории природной ренты и методология ее оценки рассмотрены в работах [1, 2] и др. Согласно типизации уровней экономической эффективности использования минерально-сырьевого капитала [2], абсолютная рента, нормальная прибыль и сверхприбыль являются разновидностями дифференциальной ренты. По критерию рентабельности капитала они формируются на минимальном, нормальном (нормативном) и сверхнормативном уровнях экономической эффективности его использования и воспроизводства. Сверхприбыль подразумевает превышение доходности капитала над нормативным уровнем эффективности, возникающее за счет благоприятных природных, экономических, геополитических и других условий его использования.

Согласно разработанной методологии, формулы расчета дифференциальной арктической горной ренты недр (сверхприбыли) имеют следующий вид:

$$\begin{aligned} P_{\text{аркт.диф.г}} &= \Pi_{\text{а.п.и}} - \Pi_{\text{а.п.и.норм}}; \\ \Pi_{\text{а.п.и.норм}} &= \text{МСК}_{\text{арк}} \cdot \mathcal{E}_{\text{а.н.мск}} \end{aligned}$$

где $\Pi_{\text{а.п.и}}$, $\Pi_{\text{а.п.и.норм}}$ – прибыль от добычи полезных ископаемых и нормальная (нормативная) прибыль от добычи полезных ископаемых в Арктике соответственно (прибыль от других видов деятельности исключается), млн р.; $\text{МСК}_{\text{арк}}$ – арктический минерально-сырьевой капитал (другие виды капитала исключаются), млн р.; $\mathcal{E}_{\text{а.н.мск}}$ – коэффициент нормальной (нормативной) сравнительной экономической эффективности использования и расширенного воспроизводства минерально-сырьевого капитала, учитывающий специфические арктические риски (природно-климатические, геополитические, геоэкономические, экологические, экономико-географические, горно-геологические и др.), доли ед.

В формировании горной ренты непосредственно участвует минерально-сырьевой капитал, обеспечивающий разведку, обустройство месторождений, разработку и поддержание добычных мощностей, утилизацию попутно добываемых полезных ископаемых. Другие активы компании исключаются.

Арктический минерально-сырьевой капитал, млн р., определяется по формуле:

$$\text{МСК}_{\text{арк}} = K_1 + K_2 + K_3 + K_4 + K_5,$$

где K_1 – активы, обеспечивающие поиск, разведку и оценку минерального сырья, млн р.; K_2 – активы, обеспечивающие обустройство месторождений, млн р.;

Таблица 1

Классификация арктической природной ренты по источнику формирования

Тип	Класс	Вид	Подвид	Разновидность	
Природная	Земельная	Почвенно-тундровая	Собирательская	Грибная, ягодная, травяная лекарственная и др.	
			Сельскохозяйственная	Животноводческая, овощеводческая и др.	
			Земельно-территориальная	Промышленно-территориальная, территориально-социальная инфраструктурная и др.	
	Недропользовательская	Прибрежной зоны	Земельно-пространственная	Земельно-транспортная	Дорожно-транспортная, трубопроводно-транспортная и др.
				Береговая	Прибойная
				Шельфовая	Морская, островная
				Газовая	Газовая конденсатная
				Нефтяная	Попутно-газовая
				Угольная	Коксовая
				Сланцевая	Энергетическая
				Цветных и драгоценных металлов, в том числе добываемых попутно	Медная, никелевая, платиновая, палладиевая, золотая и др.
				Черных металлов	Железная и др.
				Других твердых полезных ископаемых	Серная и др.
Вечномерзлотная	Подземно-пространственная	Глубинная	Строительная	–	
			Палеонтологическая	–	
			Холодильная	–	
Глубинная	Глубинная	Глубинная	Природных подземных полостей	Карстовая и др.	
			Техногенных подземных объектов	Пунктов управления, хранилищ, убежищ, коллекторов и др.	
			Месторождений полезных ископаемых на больших глубинах	–	
			Научно-информационная	–	
			Термальная	–	

	Воздушная	<i>Воздушно-пространственная</i>	<i>Транспортная воздушная</i>		–
	Лесотундровая	Кустарниковая	Заготовительная	Ореховая и др.	
	Водная	Водопоребительская	Питьевая		–
		<i>Водотранспортная</i>	<i>Речная</i>		–
			<i>Морская</i>		–
		Глубоководная	Океаническая		–
	Промысловая	Водопромысловая	Рыбопромысловая, китобойная и др.		–
		Тундропромысловая	Охотозаготовительная, пушная и др.		–
			Оленеводческая		–
	Ледяная	Территориальная	Места ледяного базирования, складирования и разгрузки		–
		Транспортная	Зимниковая (зимние ледяные трассы)		–
	Экологическая	Рекреационная	Туристическая		–
			Заповедная		–
		<i>Ассимиляционная</i>	<i>Промышленная, бытовая</i>		–
Геополитическая	Военно-стратегическая	Военно-оборонительная	Пограничная		–
Геоэкономическая	Трансконтинентальная	Трансконтинентальная (воздушная и морская)	Континентальная (речная навигационная и др.)		–
		<i>Международной торговли</i>			–

K_3 – активы, обеспечивающие разработку месторождений, млн р.; K_4 – активы, обеспечивающие утилизацию попутно добываемых полезных ископаемых, млн р.; K_5 – специфические активы, обеспечивающие вспомогательные виды работ, необходимых для функционирования предприятия и добычи полезных ископаемых в северных широтах (безопасность, экология, транспорт, ремонтные работы и др.), млн р.

Коэффициент нормальной (нормативной) сравнительной экономической эффективности использования минерально-сырьевого капитала в Арктике определяется по формуле:

$$\mathcal{E}_{\text{а.н.мск}} = \mathcal{E}_{\text{1мин}} (1 + \mathcal{E}_{\text{2риск}} / 100 \%) / 100 \%,$$

где $\mathcal{E}_{\text{1мин}}$ – базовый показатель минимальной экономической эффективности использования ресурсов недр (годовая, средневзвешенная на срок действия, ставка рефинансирования ЦБ РФ), %; $\mathcal{E}_{\text{2риск}}$ – надбавка за суммарный риск горного производства с учетом специфики севера, % от базовой ставки. Надбавка за риск включает все стандартные виды рисков, учитываемых в инвестиционных проектах разработки месторождений полезных ископаемых [12]:

$$\mathcal{E}_{\text{2риск}} = P_{\text{1фэ}} + P_{\text{2рег}} + P_{\text{3г.г}} + P_{\text{4к.т}} + P_{\text{5с}},$$

где $P_{\text{1фэ}}$ – рыночные, финансово-экономические, отраслевые риски, доли ед.; $P_{\text{2рег}}$ – региональные, политические, климатические, экологические риски, доли ед.; $P_{\text{3г.г}}$ – горно-геологические, производственные, технологические риски, доли ед.; $P_{\text{4к.т}}$ – криминальные, террористические и другие риски, связанные с нарушением безопасной работы компании, доли ед.; $P_{\text{5с}}$ – социально-экономические, демографические риски, доли ед.

Таблица 2

Показатели деятельности ОАО «ГМК «Норильский никель»

Показатель	2015	2014	2013	2012
Выручка от реализации продукции, млн долл.	8542	11869	11499	12366
Чистая прибыль, млн долл.	1716	2000	765	2145
ЕВИТДА, млн долл.	4296	5861	4198	4952
Рентабельность по ЕВИТДА, %	50	48	37	40

ЕВИТДА (Earnings before interest, taxes, depreciation and amortization) – аналитический показатель, равный объему прибыли до вычета расходов по выплате процентов и налогов и начисленной амортизации.

При разработке арктических месторождений надбавка за региональный риск определяется с учетом особых северных условий: экологических, геополитических, военно-стратегических, юридических, климатических, инфраструктурных, социальных и других по формуле:

$$P_{\text{2рег}} = P_{\text{рег.аркт}} = P_{\text{а.эко}} + P_{\text{а.геопол}} + P_{\text{а.к}} + P_{\text{а.с.э.и}},$$

где $P_{\text{а.эко}}$ – повышенный арктический экологический риск, доли ед.; $P_{\text{а.геопол}}$ – геополитический, военно-стратегический арктический риск, доли ед.; $P_{\text{а.к}}$ – климатический арктический риск, доли ед.; $P_{\text{а.с.э.и}}$ – инфраструктурный арктический риск, доли ед.

Поскольку статистические данные по разным видам арктического риска часто отсутствуют, на практике методологически оправданно вместо вероятностных математических моделей оценки риска использовать экспертные оценки. В этом случае арктический риск учитывается совокупно, с минимальной дифференциацией его основных видов.

Арктическая сверхприбыль ОАО «ГМК «Норильский никель». Стратегия компании [4] основана на приоритете первоклассных активов, оптимизации создания стоимости, ответственности за капитал и возврат на инвестиции, социальной ответственности. Другими словами, это стратегия эффективного использования минерально-сырьевого, промышленного, финансового и другого арктического капитала, получения максимальной прибыли и арктической ренты (сверхприбыли), их оптимальное и справедливое распределение.

По данным годовых отчетов ОАО «ГМК» Норильский никель» за 2014–2015 гг., в результате достижения поставленной стратегической цели компанией были достигнуты следующие показатели, табл. 2 [4].

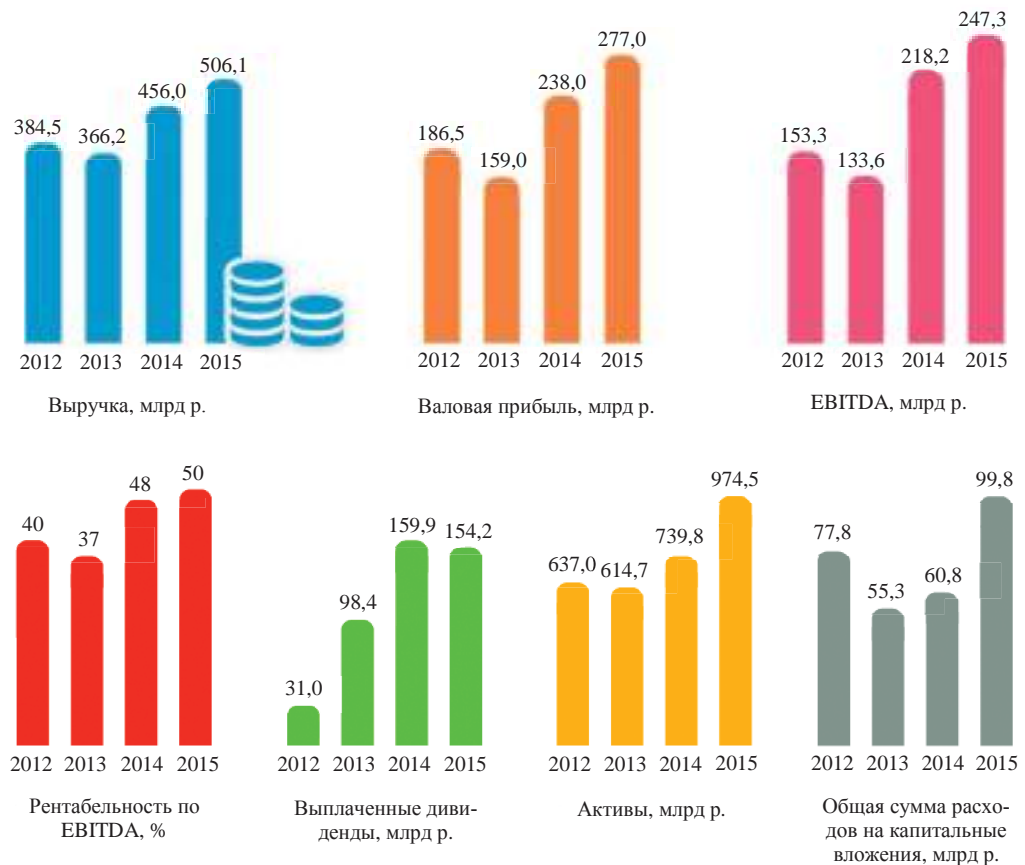


Рис. 1. Показатели деятельности компании в 2012–2015 гг. (по данным официального сайта http://csr2015.nornik.ru/key_facts от 19.12.2016)

Существенное снижение цен на металлы, а также создание резервов готовой продукции при подготовке к закрытию никелевого завода оказало негативное влияние на выручку, которая составила 8,5 млрд долл. США. В то же время укрепление курса доллара и целенаправленная работа менеджмента по снижению операционных и административных затрат во многом компенсировали этот отрицательный эффект. Показатель ЕБИТДА (прибыль до вычета налогов, процентов и амортизации)

составил 4,3 млрд долл. при весьма высокой рентабельности – 50 %. Если исходить из нормальной (нормативной) рентабельности арктического капитала, равной 37 % (средневзвешенная годовая ставка рефинансирования ЦБ РФ – 10 % плюс надбавка за стандартные риски – 14 % плюс суммарный арктический риск – 13 %), то арктическая рента составит: $50 - 37 = 13$ %, или 4,3 млрд долл. США $\times 0,13 = 0,559$ млрд долл. США. Полученное значение соответствует налогу на прибыль компании в 2015 г. – 528 млн долл. США, что подтверждает правильность методологического подхода к оценке совокупной ренты. Аналогичные расчеты арктической ренты недр можно осуществить, если отделить стоимость минерально-сырьевого северного капитала компании от стоимости совокупного капитала других видов деятельности по методике, изложенной в работе [2], при наличии соответствующей открытой информации.

Показатели деятельности компании в рублевом эквиваленте в 2012–2015 гг. представлены на рис. 1 (по данным официального сайта компании). Их динамика демонстрирует устойчивый рост практически всех показателей в 2016 г., кроме дивидендов. Это свидетельствует о благоприятной экономической политике государства в отношении крупных корпораций в условиях кризиса, об уникальности разрабатываемых месторождений, эффективности стратегии компании. Она освобождается от низкоэффективных и экологически опасных производств (закрытие никелевого завода), непрофильных зарубежных активов в Австралии и Африке. Оптимизируется цепочка создания стоимости в направлении совершенствования работы и развития перерабатывающих мощностей. Таким образом, формируется арктический минерально-сырьевой, промышленный, финансовый капитал высокой стоимости, горная арктическая и другие виды ренты (по представленной классификации).

Итак, изложенное позволяет сформулировать актуальную проблему использования общественной (гражданской), государственной (федеральной) и частной (акционерной) собственности в процессе наиболее социально справедливого, экономически эффективного, стратегически рационального и экологически безопасного использования арктического капитала.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Разовский Ю. В., Булат С. А. Управление сверхприбылью. М.: СГУ, 2011. 305 с.
2. Разовский Ю. В., Макашкин Ю. Н., Горенкова Е. Ю. Минерально-сырьевой капитал. М.: У Никитских ворот, 2013. 387 с.
3. Моргунова М. О., Цуневский А. Я. Энергия Арктики / под научн. ред. В. В. Бушуева. М.: Энергия, 2012. 84 с.
4. Годовой отчет ОАО «ГМК «Норильский никель» за 2014 год. URL: <http://www.nornik.ru/investoram/godovye-otchety/godovye-otchety1> (дата обращения 19.06.2015).
5. Галаов Р. Б., Пелипенко Е. В., Колечко С. С. История освоения и перспективы развития минерально-сырьевой базы ЗФ ПАО «ГМК «Норильский никель» // Горный журнал. 2015. № 6. С. 7–11.
6. Pipes Richard. Property and freedom. Alfred A. Knopf, New York, 1999. 416 p.
7. Behaviour of oil and other hazardous and noxious substances in Arctic waters. URL: http://www.artic-council.org/eppr/wp-content/uploads/2012/07/Final-Report-BoHaSA_23-02-20111.pdf (дата обращения 16.12.2015).
8. The role of the Arctic in future global petroleum supply. URL: <http://www.ssb.no/a/publikasjoner/pdf/DP/dp645.pdf> (дата обращения 16.12.2015).
9. Arctic social indicators. Nordic Council of Ministers. Copenhagen, 2010. URL: http://library.articportal.org/712/1/Arctic_Social_Indicators_NCoM.pdf (дата обращения 11.12.15).
10. Thompson T. P., Mill J. The true theory of rent in opposition to Mr. Ricardo and others: being an exposition of fallacies on rent, tithes, in the form of a review of Mr. Mill's elements of political economy. Moscow: R. Heward, 2011. 41 p.
11. Семенов А. В., Разовский Ю. В., Макашкин Ю. Н. Источники формирования природного капитала Арктики // Бурение и нефть. 2014. № 12. С. 50–53.
12. Горенкова Е. Ю. Модель риска нефтегазовой компании // Вестник университета. 2010. № 16. С. 188–189.

EXCESS PROFIT OF THE BOWELS AND OTHER COMPONENTS OF THE ARCTIC ENVIRONMENT

Razovskii Iu. V., Ruban M. S. – Moscow Witte University, Moscow, the Russian Federation. E-mail: rental1@yandex.ru

In the arctic bowels of the Russian Federation the main reserves of the range of important minerals are concentrated. Based on the theory of natural resource rent and the common principle of its classification (according to the source of formation), the classification of the arctic rent is composed, including mineral and raw materials (mining), copper-nickel, and other varieties. This creates a theoretical basis for the development of a sequence of assessment and taxation of the arctic rent. The methodology for monetary valuation of differential mining rent is developed, which is defined as excess profit. It is designed for the conditions of copper-nickel ore arctic mining and takes into account specific regional "northern" risks of non-ferrous and other metals production. Effective development of non-ferrous metals in the Arctic and the formation of the arctic rent are considered by the example of OJSC "MMC "Norilsk Nickel".

Key words: natural rent classification; the Arctic; arctic rent; excess profit; assessment methodology; economic potential.

REFERENCES

1. Razovskii Iu. V., Bulat S. A. *Upravlenie sverkhpribyl'iu* [Excess profit control]. Moscow, SSU Publ., 2011. 305 p.
2. Razovskii Iu. V., Makarkin Iu. N., Gorenkova E. Iu. *Mineral'no-syr'evoi kapital* [Mineral and raw materials capital]. Moscow, U Nikitskikh vorot Publ., 2013. 387 p.
3. Morgunova M. O., Tsunevskii A. Ia. *Energiia Arktiki. Pod nauch. red. V. V. Bushueva* [Energy of the Arctic. Edited by V. V. Bushuev]. Moscow, Energiia Publ., 2012. 84 p.
4. Annual report of OJSC "MMC "Norilsk Nickel" for 2014. Available at: <http://www.nornik.ru/investoram/godovye-otchety/godovyye-otchetyi1> (Access date June 19th, 2015). (In Russ.)
5. Galaov R. B., Pelipenko E. V., Kolechko S. S. [The history of exploitation and the prospects of development of OJSC "MMC "Norilsk Nickel" Polar Division mineral raw materials base]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2015, no. 6, pp. 7–11. (In Russ.)
6. Pipes Richard. Property and freedom. Alfred A. Knopf, New York, 1999. 416 p.
7. Behavior of oil and other hazardous and noxious substances in Arctic waters. Available at: http://www.arctic-council.org/eppr/wp-content/uploads/2012/07/Final-Report-BoHaSA_23-02-20111.pdf (Access date December 16th, 2015).
8. The role of the Arctic in future global petroleum supply. Available at: <http://www.ssb.no/a/publikasjoner/pdf/DP/dp645.pdf> (Access date December 16th, 2015).
9. Arctic social indicators. Nordic Council of Ministers. Copenhagen, 2010. Available at: http://library.arcticportal.org/712/1/Arctic_Social_Indicators_NCoM.pdf (Access date December 11th, 2015).
10. Thompson T. P., Mill J. The true theory of rent in opposition to Mr. Ricardo and others: being an exposition of fallacies on rent, tithes, in the form of a review of Mr. Mill's elements of political economy. Moscow, R. Heward Publ., 2011. 41 p.
11. Semenov A. V., Razovskii Iu. V., Makarkin Iu. N. [Sources of formation of the natural capital of the Arctic]. *Burenie i nefi' – Drilling and Oil*, 2014, no. 12, pp. 50–53. (In Russ.)
12. Gorenkova E. Iu. [Risk model of oil and gas company]. *Vestnik universiteta – The Scientific Magazine "Vestnik Universiteta"*, 2010, no. 16, pp. 188–189. (In Russ.)

УДК 552.578.3(470.41);553.98.048

ТОНКОДИСПЕРСНАЯ СОСТАВЛЯЮЩАЯ В ТЕРРИГЕННЫХ КОЛЛЕКТОРАХ ВЕРХНЕГО ДЕВОНА НЕФТЯНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ РЕСПУБЛИКИ ТАТАРСТАН

ЗИНАТУЛЛИНА И. П., ЗИНАТУЛЛИН М. Х.

Для создания эффективных методик интерпретации данных геоинформационных систем в практически мономинеральных кварцевых песчано-алевролитовых породах верхнего девона юго-востока Татарстана необходим учет особенностей условий седиментации, определивших заметную разницу в развитии вторичных процессов и повлиявших на их емкостно-фильтрационные свойства. Усовершенствованные корреляционные зависимости позволяют повысить точность определения коэффициентов объемной глинистости и открытой пористости пластов-коллекторов по стандартному комплексу геоинформационных систем, что особенно важно при пересчете балансовых запасов нефти и построении детальных трехмерных многоуровневых геологических и гидродинамических моделей месторождений. Известно, что общие толщина и коллекторские свойства терригенных пород обусловлены гидродинамической активностью среды осадконакопления. Для выявления закономерностей распределения коллекторских свойств по площади и разрезу исследуемого района изучалась литолого-фациальная характеристика терригенных отложений верхнего девона юго-востока Татарстана. Терригенные породы-коллекторы состоят преимущественно из основных частей – обломочной и цементующей, а также некоторого количества примесей. Несмотря на кажущуюся однородность пород и сходство условий залегания, их коллекторские свойства могут существенно различаться. Причинами этого являются различие структур и вещественного состава как обломочного, так и цементующего материала, а также вариации количественных соотношений между ними, поскольку влияние каждой из составных частей в отдельности на качество коллектора неодинаково.

Ключевые слова: *песчаник; пористость; проницаемость; интерпретация данных; сортировка; нефтенасыщенность.*

Существующие методики интерпретации данных геоинформационных систем (ГИС) в комплексе с результатами опробования скважин существенно снижают возможные ошибки как при определении площадей нефтеносности и оценке эффективных нефтенасыщенных толщин, так и при расчете средних значений подсчетных параметров (пористости и нефтенасыщенности). Поэтому важнейшей задачей промысловой геологии на современном этапе становится повышение точности и достоверности интерпретации результатов промыслово-геофизических исследований.

В настоящее время в ПАО «Татнефть» для практического применения принята нефтепромысловая классификация пластов коллекторов горизонтов D_0 и D_1

Зинатуллина Ирина Павловна – кандидат геолого-минералогических наук, старший преподаватель кафедры региональной геологии и полезных ископаемых Института геологии и нефтегазовых технологий. 420008, г. Казань, ул. Кремлевская, 18, Казанский (Приволжский) федеральный университет. E-mail: izinatul@yandex.ru

Зинатуллин Марс Халиуллович – кандидат геолого-минералогических наук, директор. 420085, г. Казань, ул. Гудованцева, 14, ООО «ТЭКО-СЕРВИС». E-mail: mzinat@mail.ru

Ромашкинского и Ново-Елховского и других более мелких месторождений, учитывающая проницаемость и объемное содержание в них пелитовой (глинистой) фракции – как наиболее важных факторов, оказывающих большое влияние на процессы разработки нефтяных залежей [1].

Количественные определения глинистости, пористости и абсолютной воздухопроницаемости основываются на замерах, выполненных комплексом нейтронного гамма-метода и гамма-метода. Разрешающая способность метода по толщине исследуемого объекта составляет 0,6 м (на практике 0,8 м) с достоверностью определения значений коэффициентов глинистости, пористости и абсолютной воздухопроницаемости 85–90 % [2–4]. Причем с уменьшением толщины пласта (пропластка) достоверность значительно снижается.

Накопленная в последние годы геологическая и промысловая информация, а также результаты некоторых работ по изучению глинистости и развитию связанных с ней разного рода неоднородностей пластов в терригенных отложениях девона и нижнего карбона на юго-востоке Татарстана дают основание критически подойти к вопросам обоснования кондиций коллекторов и их промысловой классификации [5].

В связи с этим исследовалось влияние тонкодисперсной составляющей на емкостно-фильтрационные свойства коллекторов в микро- и макронеоднородных пластах горизонтов D_0 и D_1 на примере Бавлинского, Урустамакского, Первомайского, Бондюжского, Елгинского и площадей Ромашкинского месторождений.

Для выявления закономерностей распределения коллекторских свойств по площади и разрезу исследуемых объектов изучалась литолого-петрофизическая характеристика терригенных отложений верхнего девона юго-востока Татарстана.

Терригенные породы-коллекторы состоят преимущественно из двух частей: обломочной и цементирующей, а также некоторого количества примесей. Несмотря на кажущуюся однородность пород и сходство условий залегания, их коллекторские свойства могут существенно различаться. Причинами этого являются различие структур и вещественного состава обломочного и цементирующего материала, а также вариации количественных соотношений между ними, поскольку влияние каждой из составных частей в отдельности на качество коллектора неодинаково.

Обломочная часть является основой терригенных коллекторов. Наиболее распространены мелкозернистые песчаные породы (основной размер частиц 0,1–0,25 мм) и смешанные песчано-алевролитовые образования (преимущественный размер частиц 0,05–0,25 мм). Обломочные породы представляют собой коллектор седиментационно-межгранулярного типа. Степень плотности прилегания обломочных зерен друг к другу в значительной мере определяет емкостно-фильтрационные свойства пород.

В практике геолого-оценочных работ по изучению емкостных свойств коллекторов углеводородов до настоящего времени особенности структуры их порового пространства практически не учитывались, а использовались лишь такие фильтрационно-емкостные обобщенные характеристики коллектора, как открытая пористость и проницаемость, определяемые стандартными методами.

Как показал опыт петрофизических исследований коллекторов девона Татарстана, дисперсия их физических параметров в значительной степени связана с литолого-структурной неоднородностью пород по разрезу, что в свою очередь влияет на неоднородность ряда петрофизических зависимостей.

Пустотное пространство в гранулярной породе характеризуется двумя основными свойствами: емкостью (пористостью) и фильтрующей способностью (проницаемостью). Пористость породы $K_{п.ск}$ определяется пористостью минерального скелета $K_{п.ск}$ и содержанием тонкодисперсной цементной массы – глинистостью $S_{гл}$.

В более широком понимании пористость в терригенных породах зависит от следующих литологических факторов: степени окатанности зерен и особенности их упаковки; гранулометрического состава зерен скелета породы; содержания в породе тонкодисперсной цементной массы.

Чаще всего встречаются зерна овально-эллипсоидальной формы, не затронутые катагенетическими изменениями, с отчетливой ориентировкой, достаточно плотно упакованные, с индексом сферичности 0,5–0,7. Тип порового пространства, образуемого в результате упаковки таких зерен, седиментационно-гранулярный.

В терригенных коллекторах изучаемых горизонтов степень влияния окатанности зерен и их упаковки на пористость усиливается при наличии фактора, связанного с катагенетическим преобразованием вещества матрицы. Эти преобразования выражаются в интенсивной регенерации зерен и перекристаллизации вещества матрицы, в результате чего зерна теряют первоначальный облик и приобретают кристаллографические очертания на границе порового пространства.

В зависимости от степени развития катагенетических процессов, связанных с явлениями перекристаллизации, породы характеризуются значительным снижением эффективной пористости $K_{п.эф}$ и проницаемости $K_{пр}$ при интенсивном снижении пористости скелета $K_{п.ск}$. Из рассматриваемых месторождений эти процессы наиболее выражены на Урустамакском, несколько слабее – на Елгинском и Бавлинском.

Следующим фактором, влияющим на изменение пористости скелета породы $K_{п.ск}$ при условии одинакового характера укладки зерен, является степень их отсортированности. Изменение емкости реальной породы с ростом ее разноразмерности можно проследить с помощью зависимости между величинами $K_{п.ск}$ и коэффициентом отсортированности S_0 .

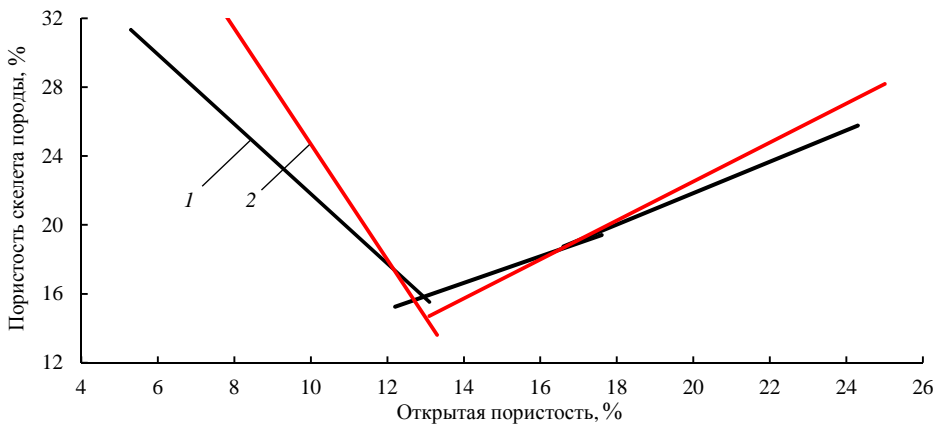


Рис. 1. Сопоставление открытой пористости и пористости скелета пород пашийского горизонта; месторождения:

1 – Ромашкинское, Восточно-Сулеевская площадь; 2 – Бондюжское

В общем случае при $S_0 \approx \text{const}$ у песчаников $K_{п.ск}$ выше, чем у алевролитов, это объясняется большей интенсивностью катагенетических преобразований матрицы и уплотнения в алевролитах.

С учетом выявленной закономерности изменения $K_{п.ск}$ были построены графики сопоставления пористости скелета породы с открытой пористостью по данным керна для разных месторождений. Как видно из графиков (рис. 1, 2), для всех месторождений отмечается общая закономерность: если от песчаников к алевро-

литам K_n уменьшается с 25–23 % до 18–15 %, то $K_{п.ск}$ столь же резко уменьшается с 26–25 % до 19–17 %.

При дальнейшем уменьшении K_n в интервале от 19–15 % до 13–11 %, т. е. практически в диапазоне алевролитов, ситуация отличается. Изменение K_n алевролитов, как и песчаников, происходит в основном за счет изменения отсортированности обломочного материала S_0 , т. е. здесь достаточно тесная связь K_n с $K_{п.ск}$.

На Бавлинском месторождении, Холмовской площади Ромашкинского месторождения $K_{п.ск}$ в этом интервале изменения K_n алевролитов снижается очень незначительно (рис. 2), а на Урустамакском $K_{п.ск} = \text{const}$.

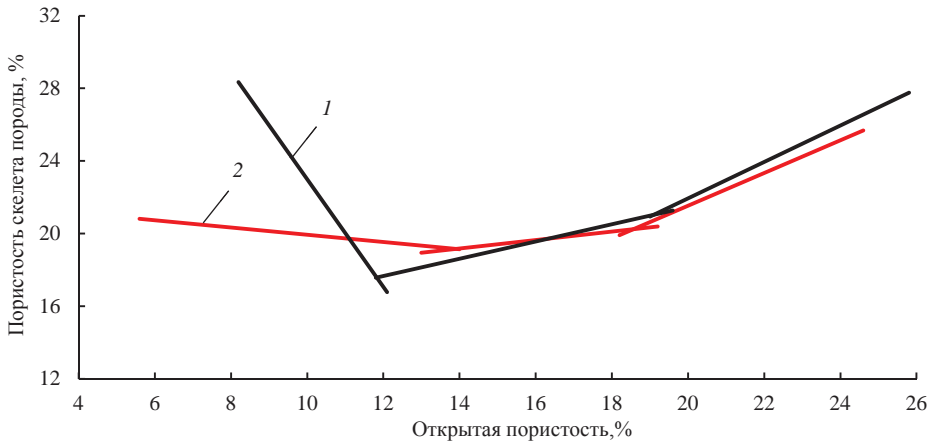


Рис. 2. Сопоставление открытой пористости и пористости скелета пород пашийского горизонта; месторождения:

1 – Ромашкинское, Холмовская площадь; 2 – Бавлинское

Это означает, что снижение пористости алевролитов происходит при $S_0 = \text{const}$, т. е. за счет повышения дисперсности и значительной регенерации зерен и перекристаллизации вещества матрицы, а также уплотнения скелета породы.

Следующий наиболее существенный фактор, влияющий на изменение пористости породы – содержание тонкодисперсной цементной массы. Для изучения связи между пористостью и глинистостью песчаников исследуемых отложений было проведено их сопоставление раздельно по рассматриваемым месторождениям и площадям Ромашкинского месторождения.

1 тип. На изменение пористости K_n песчаников преобладающее влияние оказывает изменение пористости скелета $K_{п.ск}$, т. е. содержание тонкодисперсной цементной массы (глинистости) изменяется мало, $C_{гл} = \text{const}$, либо ее влияние на изменение K_n незначительно из-за неравномерного распределения в породе. Здесь присутствует более тесная связь между K_n и S_0 ($K_n = f(K_{п.ск})$), чем между K_n и $C_{гл}$. Рост разнородности пород идет за счет обогащения как мелкими, так и крупными зернами.

2 тип. На изменение пористости песчаников преобладающее влияние оказывает изменение содержания тонкодисперсной цементной массы. Характерным для этой группы площадей является относительное постоянство фракционного состава ($S_0 = \text{const}$), т. е. принимается $K_{п.ск} = \text{const}$. Здесь увеличение разнородности S_0 идет в основном за счет обогащения породы мелкими зернами, пелитовой фракцией.

3 тип. На изменение пористости песчаников в равной степени влияют изменение пористости скелета породы $K_{п.ск}$ и содержание тонкодисперсной цементной

массы $C_{гп}$. Однако механизм их влияния на пористость отличается от двух первых типов из-за присутствия катагенетических процессов: интенсивной регенерации зерен и перекристаллизации вещества матрицы.

Разная роль тонкодисперсной цементной массы в формировании пористости породы (от преимущественного влияния глинистости до практически полного его отсутствия) объясняется, очевидно, различными условиями осадконакопления и разной степенью эпигенетических преобразований.

В коллекторах 2 типа (рис. 3) увеличение $C_{гп}$ до 4 % приводит к снижению открытой пористости в среднем с 24 до 18 %. Вместе с тем в коллекторах 1 типа изменение глинистости в том же интервале снижает пористость сравнительно в меньшей степени, в среднем до 19,5 %. Вероятнее всего, в данном типе преобладают формы распределения глинистых частичек в объеме породы в виде включений и квазитонкослоистые. В породах 3 типа тонкодисперсная масса, в зависимости от ее количественных соотношений с обломочно-перекристаллизованной матрицей, либо частично заполняет поровое пространство, концентрируясь в основном в местах стыка зерен, либо заполняет микропрослой между рядами зерен скелета матрицы. Поэтому здесь наблюдается сравнительно низкая интенсивность снижения $K_{п}$ в зависимости от увеличения $C_{гп}$. Эти породы скорее анизотропны, чем изотропны.

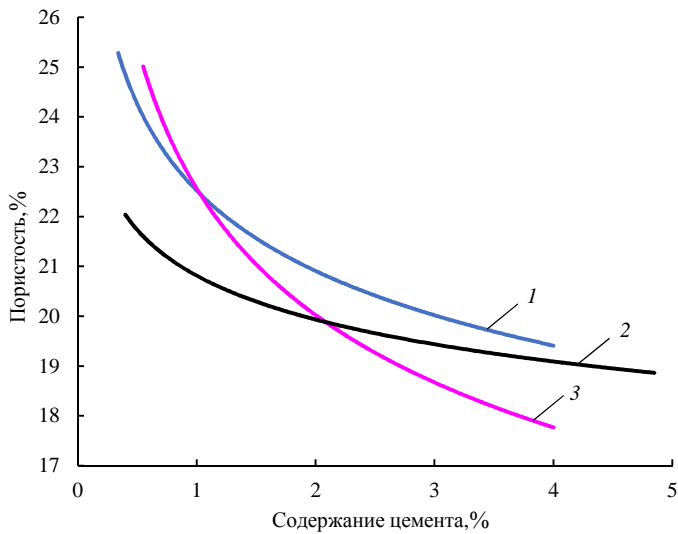


Рис. 3. Графики статистических зависимостей $K_{п}$ от $C_{гп}$ песчаников пласта D_1 по группам площадей и месторождений, объединенных по величинам коэффициентов корреляции r их связи:

1 – 1 тип коллектора, $0,80 \geq |r| \geq 0,60$; 2 – 2 тип коллектора, $|r| > 0,80$;
3 – 3 тип коллектора, $|r| < 0,60$

При сопоставлении степени изменения проницаемости $K_{пр}$ при одинаковом изменении $C_{гп}$, но разных преобладающих факторах, влияющих на пористость породы $K_{п}$, установлено: если $K_{п}$ меняется за счет *рассеянной глинистости* в породе, то проницаемость изменяется гораздо интенсивнее (2 тип), чем в случае изменения $K_{п}$ за счет зернистой компоненты породы (1 тип). Влияние глинистости на проницаемость неоднозначно и определяется, как показали исследования, не столько объемным содержанием тонкодисперсной цементной массы, сколько характером ее распределения в скелете породы.

Таким образом, пористость и проницаемость терригенных пород-коллекторов верхнего девона определяются двумя параметрами: пористостью скелета и содержанием тонкодисперсной цементной массы (глинистостью). Причем по влиянию последнего литологического фактора песчаники также можно подразделить на три типа. *1 тип* – тонкодисперсная масса $C_{\text{гл}}$ (при $K_{\text{п.ск}} \approx \text{const}$) относительно слабо влияет на величину $K_{\text{п}}$ и $K_{\text{пр}}$, так как большей частью содержится в квазитонкослоистой форме либо в виде отдельных включений. *2 тип* – тонкодисперсная масса $C_{\text{гл}}$ активно влияет на величину $K_{\text{п}}$ и $K_{\text{пр}}$, поскольку изотропно распределена в породе. *3 тип* – породы с промежуточной характеристикой, у которых степень влияния $C_{\text{гл}}$ на изменения $K_{\text{п}}$ и $K_{\text{пр}}$ зависит от катагенетических изменений вещества матрицы.

Сравнивая линии регрессий зависимостей $K_{\text{пр}} = f(K_{\text{п}})$ при $C_{\text{гл}} = \text{const}$ для отдельных месторождений, продуктивные пласты которых отнесены к разным типам пород, можно заметить, что породы с одинаковой пористостью и глинистостью имеют разную проницаемость (рис. 4). Причем в приведенном примере сравнительно высокая величина $K_{\text{пр}}$ относительно значений $K_{\text{п}}$ у коллекторов на Урустамакском (3 тип), а наименьшая – у коллекторов на Холмовской площади Ромашкинского месторождения (2 тип).

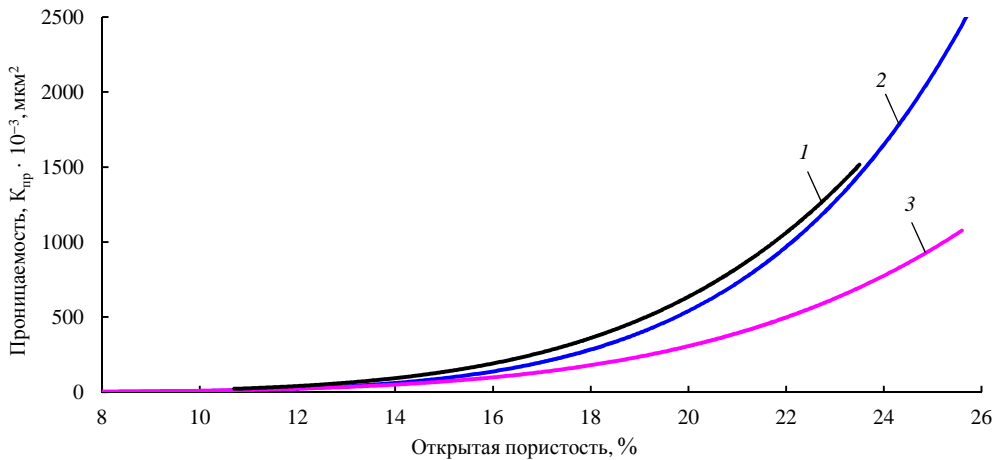


Рис. 4. Графики сопоставления пористости и проницаемости в породах-коллекторах пласта D_1 ; месторождения:

1 – Урустамакское; 2 – Ромашкинское, Холмовская площадь; 3 – Бавлинское

Максимальными абсолютными значениями проницаемости характеризуются коллекторы 1 типа. Эта разница в $K_{\text{пр}}$ обусловлена, как уже отмечалось ранее, вещественным составом пород-коллекторов и разным характером распределения в них глинистого материала, что подтверждает высказанную точку зрения о влиянии анизотропии пород.

По результатам исследований можно сделать следующие выводы. Терригенные породы-коллекторы верхнего девона юго-востока Татарстана по степени влияния изменений основных свойств пустотного пространства $K_{\text{п.ск}}$ и $C_{\text{гл}}$ на пористость и проницаемость можно подразделить на три типа. *1 тип* – на $K_{\text{п}}$ и $K_{\text{пр}}$ преобладающее влияние оказывает изменение $K_{\text{п.ск}}$, тонкодисперсная цементная масса влияет относительно слабее, $C_{\text{гл}} \approx \text{const}$, так как большей частью содержится в пропластках либо в виде отдельных включений (структурная глинистость). *2 тип* – на $K_{\text{п}}$ и $K_{\text{пр}}$ преобладающее влияние оказывает изменение общего содержания тонкодисперсной цементной массы (рассеянная глинистость), в диапазоне

песчаников степень сортировки S_0 и укладки играют подчиненную роль, $K_{п.ск} \approx \text{const. } 3 \text{ min}$ – породы с промежуточной характеристикой, в которых влияние $C_{гп}$ и $K_{п.ск}$ на изменение $K_{п}$ и $K_{пр}$ примерно одинаково и зависит от степени катагенетических преобразований вещества матрицы.

Выявленная закономерность в территориальном распределении коллекторов разных типов в пределах юго-востока Татарстана связана, главным образом, с различиями условий седиментации и вторичных преобразований осадка в процессе литификации и диагенеза.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Зинатуллин М. Х., Зинатуллина И. П. О характере заводнения неоднородных глиносодержащих пластов-коллекторов горизонтов D_0 и D_1 Ромашкинского месторождения // Нефть Татарстана. 1998. № 1. С. 134–137.
2. Сребродольский Д. М., Матчинова Г. П. Связь естественной радиоактивности с глинистостью пород // Нефтегазовая геология и геофизика. 1977. № 9. С. 32–34.
3. Сребродольский Д. М., Матчинова Г. П. К вопросу интерпретации методов естественной радиоактивности на нефтегазовых месторождениях // Нефтегазовая геология и геофизика. 1976. № 8. С. 49–51.
4. Ларионов В. В., Манчева Н. В. Оценка по данным радиометрии коэффициента пористости заглинизированных коллекторов: тр. МИНХ и ГП. Вып. 89. М.: Недра, 1969. С. 139–146.
5. Зинатуллин М. Х., Дияшев Р. Н., Зинатуллина И. П. Фильтрационно-емкостные характеристики и особенности заводнения малопродуктивных коллекторов пашийских отложений девона Ромашкинского месторождения // Геология, геофизика и разработка нефтяных и газовых месторождений. 1997. № 9. С. 15–21.

Поступила в редакцию 15 марта 2017 года

A FINELY DISPERSED COMPONENT IN TERRIGENOUS RESERVOIRS OF THE UPPER DEVONIAN OF OIL DEPOSITS OF THE REPUBLIC OF TATARSTAN

Zinatullina I. P. – Kazan (Volga Region) Federal University, Kazan, the Russian Federation. E-mail: izinatul@yandex.ru
Zinatullin M. Kh. – TEKO-SERVICE LLC, Kazan, the Russian Federation. E-mail: mzinat@mail.ru.

To create effective methods for the interpretation of GIS data in practically monomineral quartz sand and siltstone rocks of the upper Devonian of the southeast of Tatarstan, it is necessary to take into account the features of the sedimentation conditions that have determined a noticeable difference in the development of secondary processes and that undoubtedly affected their capacitive filtration properties. Improved correlation dependencies make it possible to increase the accuracy of the determination of the coefficients of bulk clayiness and open porosity of reservoir units according to the standard GIS complex, which is especially important when recalculating balance oil reserves and constructing detailed three-dimensional multilevel geological and hydrodynamic models of deposits.

Key words: sandstone; porosity; permeability; data interpretation; sorting; oil saturation.

REFERENCES

1. Zinatullin M. Kh., Zinatullina I. P. [Regarding the character of flooding of heterogeneous clay containing reservoir units of horizons D_0 and D_1 of Romashkino deposit]. *Neft' Tatarstana – Tatarstan Oil*, 1998, no. 1, pp. 134–137. (In Russ.)
2. Srebrodolskii D. M., Matchinova G. P. [The connection of natural radioactivity and rock clayiness]. *Neftegazovaya geologiya i geofizika – Petroleum Geology and Geophysics*, 1977, no. 9, pp. 32–34. (In Russ.)
3. Srebrodolskii D. M., Matchinova G. P. [Regarding the problem of interpretation of the methods of natural radioactivity at oil-gas deposits]. *Neftegazovaya geologiya i geofizika – Petroleum Geology and Geophysics*, 1976, no. 8, pp. 49–51. (In Russ.)
4. Lariонов V. V., Mancheva N. V. *Otsenka po dannym radiometrii koeffitsienta poristosti zaglinizirovannykh kolektorov. Tr. MINKh i GP. Вып. 89* [Proc. of Gubkin Russian State University of Oil and Gas "Estimation of the coefficient of clogged reservoirs porosity according to the data of radiometry". Issue 89]. Moscow, Nedra Publ., 1969, pp. 139–146.
5. Zinatullin M. Kh., Diiashев R. N., Zinatullina I. P. [Filtration and capacitive properties of Romashkino deposit Devonian underproductive reservoirs flooding]. *Geologiya, geofizika i razrabotka nefitynykh i gazovykh mestorozhdeniy – Geology, Geophysics and Development of Oil and Gas Fields*, 1997, no. 9, pp. 15–21. (In Russ.)

УДК 622.276.53.054.2

ИССЛЕДОВАНИЕ СИЛОВЫХ И ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ РАБОТЫ ПЕРСПЕКТИВНЫХ ВЕНТИЛЬНЫХ ДВИГАТЕЛЕЙ БАЛАНСИРНЫХ СТАНКОВ-КАЧАЛОК

ШИШЛЯННИКОВ Д. И.

Выполнен анализ основных достоинств и недостатков балансирных станков-качалок. Доказана актуальность задачи повышения эффективности использования механических приводов скважинных насосных установок для добычи нефти. Представлены результаты опытно-промышленных испытаний балансирных станков-качалок с установленными вентильными электродвигателями и станциями управления типа VLT SALT. По сравнению с асинхронными электродвигателями вентильные двигатели характеризуются большими значениями коэффициента мощности, меньшими тепловыми потерями, меньшими массами и габаритными размерами. Доказано, что оснащение балансирных станков-качалок перспективными вентильными двигателями и интеллектуальными станциями управления позволяет контролировать показатели работы штанговых скважинных насосных установок, осуществлять точное и оперативное регулирование режимных параметров работы установок. Автоматизация механических приводов скважинных насосных установок обуславливает уменьшение удельных энергозатрат процесса добычи нефти. Указывается на необходимость решения задачи повышения надежности и снижения стоимости перспективных вентильных двигателей и станций управления.

Ключевые слова: балансирный станок-качалка; добыча нефти; скважинная насосная установка; вентильный двигатель; энергопотребление; нагрузка; надежность.

Для предприятий, осуществляющих скважинную добычу нефти, актуальными остаются задачи повышения эффективности использования промышленного оборудования посредством снижения удельных энергозатрат на извлечение пластовой жидкости, уменьшения материальных затрат на поддержание насосных установок в рабочем состоянии, повышения надежности и снижения аварийности технологических машин промыслов.

В настоящее время на территории России и стран СНГ более 60 % нефтяных скважин эксплуатируется с использованием штанговых скважинных насосных установок (ШСНУ), оснащенных преимущественно механическим приводом – балансирными станками-качалками. Данные станки-качалки (СК) представляют собой консервативный комплекс оборудования, конструкция которого принципиально не меняется на протяжении последних сорока лет. Балансирные СК имеют простую и отработанную конструкцию, что обуславливает длительные периоды эксплуатации, невысокую стоимость комплектующих и изделия в целом, легкость технического обслуживания [1]. Однако существенная металлоемкость СК, наличие подвижных узлов со значительными моментами инерции, использование в конструкции клиноременных передач и асинхронного электропривода приводит к возникновению недостатков, отрицательно влияющих на эффективность эксплуатации ШСНУ.

Традиционно к недостаткам балансирных СК относятся:

– снижение коэффициента мощности асинхронных электродвигателей вследствие изменчивости, цикличности внешних нагрузок;

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

– ограниченный диапазон регулирования скорости поступательного движения головки балансира;

– низкое быстродействие и недостаточная точность систем управления, что обуславливается наличием асинхронного привода и клиноременных передач в кинематической цепи механизма СК [2].

Одним из путей снижения удельных энергозатрат и повышения точности управления балансирами СК является использование вентильных электродвигателей (ВД) с возбуждением от постоянных магнитов. С 2015 г. на нефтепромыслах ООО «Лукойл-Пермь» осуществляется опытно-промышленная эксплуатация перспективных ВД разработки ООО «ЭПУ-ИТЦ» (г. Москва).

Конструктивно ВД, как и любой электродвигатель, состоит из статора и ротора (рис. 1). Статор – неподвижная часть электродвигателя; содержит обмотки, служащие для создания вращающегося электромагнитного поля внутри двигателя. Статор ВД монтируется непосредственно на редуктор СК, на крепеж крышки подшипника входного вала редуктора. Ротор – вращающаяся часть электродвигателя – устанавливается на входной вал редуктора СК и не имеет собственных подшипниковых опор. На поверхности ротора крепятся постоянные магниты, количество которых определяет число полюсов ВД.

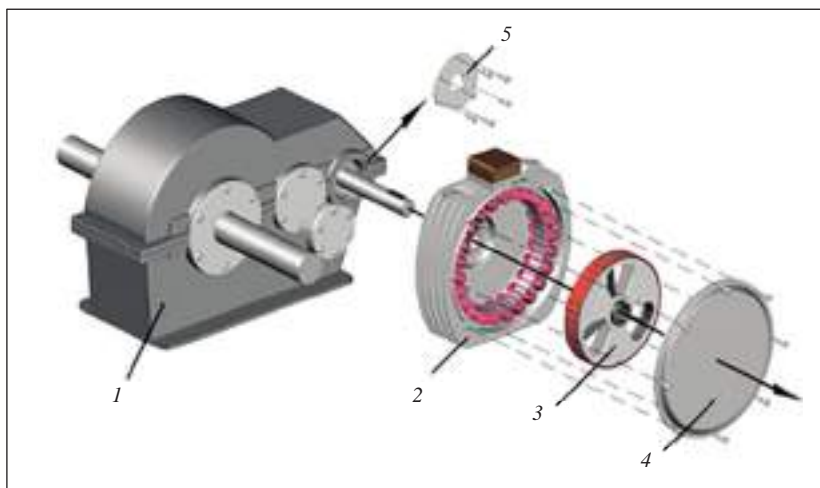


Рис. 1. Схема установки вентильного двигателя на редуктор балансира СК:

1 – редуктор балансира СК; 2 – статор ВД; 3 – ротор ВД; 4 – крышка ВД;

5 – крышка подшипникового узла входного вала редуктора

Вентильные двигатели относятся к типу машин с широкими диапазонами регулирования рабочих характеристик. Возбуждение ВД, в отличие от асинхронных двигателей, осуществляется от постоянных магнитов, что позволяет снизить удельные энергозатраты при работе ШСНУ вследствие отсутствия намагничивающих токов. Кроме того, КПД асинхронного двигателя существенно снижается при работе в режиме недогрузки, характерном для ШСНУ. По сравнению с асинхронными электродвигателями ВД характеризуются большими значениями коэффициента мощности, меньшими тепловыми потерями, меньшими массами и габаритными размерами.

Работа вентильных двигателей ШСНУ осуществляется с использованием станций управления типа *VLT SALT*, принцип действия которых основан на реализации программных алгоритмов, заложенных в память технологического контроллера. Станция управления контролирует текущее состояние ВД, величину и

характер изменения нагрузки на валу двигателя, формирует соответствующие заданию и текущим условиям значения действующего напряжения и тока, фазу между напряжением и током, частоту питающего напряжения. Данный процесс во время работы ШСНУ реализуется непрерывно: от цикла к циклу, в соответствии с заложенным алгоритмом технологический контроллер адаптирует задание к режиму минимального энергопотребления при оптимальной производительности установки [3].

Крепление ротора ВД на валу редуктора позволяет устранить проскальзывания и потери, возникающие при работе клиноременной передачи. Совместное использование ВД и интеллектуальной станции управления обеспечивает возможность регулирования параметров ШСНУ в широких пределах: частота вращения вала двигателя уменьшается в крайних точках хода штока, контролируются предельные нагрузки и осуществляется регулировка скорости движения на участках подъема и опускания штанг (реализуется четырехпериодное управление).

Сравнительные испытания балансирных СК, оснащенных вентильным двигателем ВДПМ-СК-22В и асинхронным электродвигателем 4АМИ200М6У3/22/980 с клиноременной передачей, проводились на скважине № 1001 месторождения Западное ЦДНГ-7 ООО «Лукойл-Пермь». Испытания проводились в два этапа с использованием станции управления *VLT SALT*, станка-качалки СКДР-8-3 с редуктором ЦЗНШ-450-40. На первом этапе станок-качалка оборудовался вентильным двигателем, осуществлялась настройка станции управления, устанавливались заданные технические параметры работы ШСНУ. Методикой исследования предусматривалось проведение ежедневных замеров энергопотребления и дебита скважины. На втором этапе осуществлялся демонтаж вентильного двигателя и установка на СК шкивов клиноременной передачи и асинхронного двигателя. Программа испытаний повторялась в полном объеме с идентичными режимными параметрами работы ШСНУ (*Электродвигатель синхронный ВДПМ-СК-22В. Инструкция по монтажу. М.: РИТЭК-ИТЦ, 2012. 11 с.*).

Результаты сравнительных испытаний приводов ШСНУ на месторождении Западное, скв. № 1001, показали снижение удельных энергозатрат при использовании ВД на 13 %:

Привод ШСНУ.....	СКДР-8-3	СКДР-8-3
Тип двигателя.....	4АМИ200М6У3	ВДПМ-СК-22В
Мощность двигателя, кВт.....	22	22
Частота вращения вала двигателя, об./мин.....	975	450
Длина хода штока, м.....	3	3
Число двойных ходов штока, мин ⁻¹	5,6	5,6
Длительность замеров, сут.....	12	14
Удельное потребление электроэнергии, кВт · ч/м ³ ..	5,4	4,7
Изменение удельного энергопотребления, %.....	100	87

Исключение из кинематической цепи СК клиноременной передачи и применение интеллектуальных станций управления типа *VLT SALT* обеспечивает возможность регулирования параметров работы ШСНУ в широких диапазонах с высокими быстродействием и точностью.

Однако наряду с указанными достоинствами следует отметить и недостатки, выявленные в ходе опытно-промышленных испытаний вентильных двигателей: значительная стоимость интеллектуальной станции управления типа *VLT SALT* и ВД; сложность настройки станции управления; малая наработка ВД на отказ.

Сотрудники инженерных и сервисных служб предприятия предположили, что низкие показатели надежности испытываемого ВД в первую очередь обусловле-

ны выбранными параметрами режима работы. Однако подтверждение данной гипотезы потребовало проведения дополнительных изысканий.

Исследования по оценке величины и характера изменения нагруженности узлов балансирных станков-качалок, оснащенных перспективными вентильными двигателями, выполнены сотрудниками кафедры горной электромеханики Пермского национального исследовательского политехнического университета. Методика проведения экспериментов предусматривала использование специально разработанного переносного программного комплекса «ВАТУР», предназначенного для регистрации электрических параметров приводных двигателей технологических машин и оборудования.

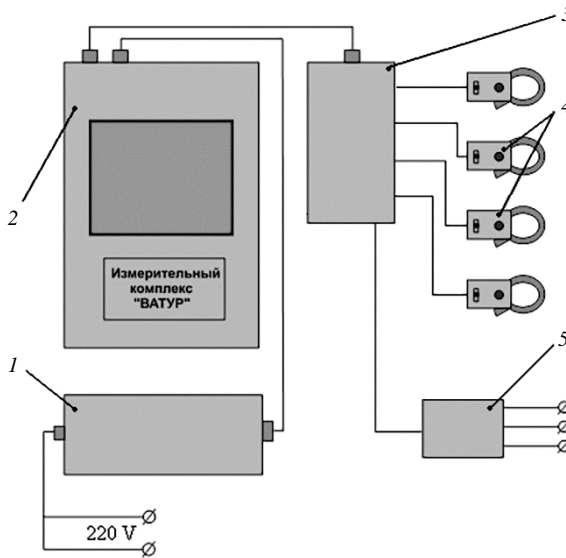


Рис. 2. Структурная схема программно-регистрирующего комплекса «ВАТУР»:

1 – блок питания; 2 – процессорный блок; 3 – блок коммутации; 4 – датчики тока (токовые клещи); 5 – датчики напряжения

В состав комплекса «ВАТУР» (рис. 2) входят контроллер с блоком индикации, датчики тока и напряжения, обеспечивающие регистрацию мгновенных значений параметров питания электропривода с частотой до 10 кГц на канал. Комплекс питается от сети переменного тока 220 В, имеет выносной пульт управления и сменную карту памяти, обеспечивает непрерывную запись параметров работы обследуемого оборудования в течение 4 ч. Наличие дополнительных каналов позволяет подключить периферийные устройства контроля, например датчики оборотов или температуры. Обработка данных экспериментальных исследований осуществляется в специально разработанной программной среде *PC-Vatur* с использованием методов математической статистики и спектрального анализа. По измеренным мгновенным значениям токов и напряжений определяются значения мощности, потребляемой электроприводом обследуемого оборудования [4].

Анализ полученных сигналов мощности (рис. 3) показывает, что реализация алгоритма четырехпериодного управления ВД обуславливает возникновение значительных динамических нагрузок на узлы станка-качалки и в особенности на подшипниковые опоры редуктора. Подъем балансира СК осуществляется при пониженной скорости вращения ротора двигателя с целью уменьшения пиковых

нагрузок и более полного заполнения скважинного насоса пластовой жидкостью (рис. 3, период *AB*). При опускании балансира и подъеме кривошипа скорость вращения ротора двигателя несколько увеличивается за счет изменения частоты питающего напряжения посредством станции управления *VLT SALT* (рис. 3, период *CD*).

Увеличение длительности периода *AB* и уменьшение *CD* в каждом цикле работы станка-качалки позволяет снизить удельные энергозатраты на подъем пластовой жидкости, что повышает эффективность работы ШСНУ. В то же время крайние положения балансира характеризуются протеканием переходных процессов (периоды *BC* и *DE*) и генераторными режимами работы двигателя. На участках *BC* и *DE* приводной двигатель является источником динамических нагрузок, которые вследствие жесткой посадки ротора ВД на вал редуктора действуют в первую очередь на подшипниковые опоры редуктора СК. Отсутствие у испытываемых ВД собственных подшипниковых опор обуславливает высокую вероятность заклинивания двигателя при нарушении работы подшипников и появлении радиальных биений на приводном валу редуктора СК.

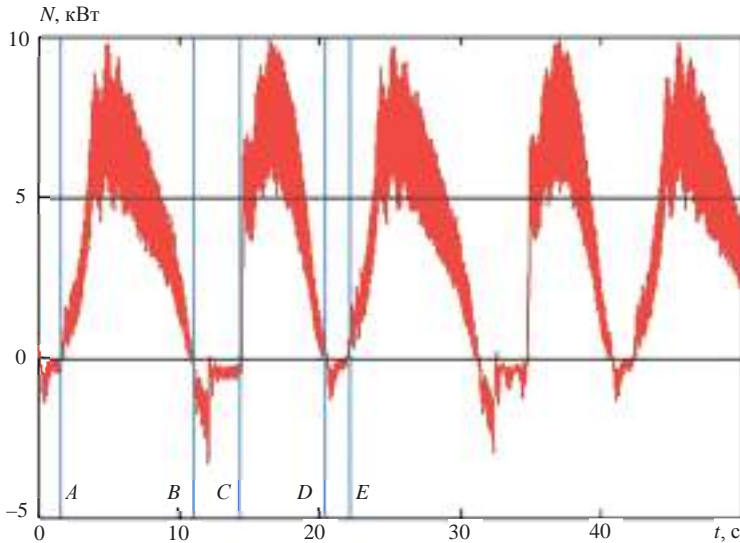


Рис. 3. График изменения мощности, потребляемой вентильным двигателем ВДПМ-СК-22В при работе станка-качалки:

AB – подъем балансира; *BC* и *DE* – переходные процессы в крайних положениях балансира; *CD* – опускание балансира

Анализ отказов испытываемых вентильных двигателей подтверждает полученные выводы. Аварийные остановки ВД происходили по следующим причинам:

- разрушения бандажа и магнитных пластин ротора вследствие смещения и контакта обмоток ротора и статора ВД;
- попадание смазочных материалов из редуктора в статор двигателя при разрушении уплотнений и износе посадочных отверстий;
- разрушение изоляции обмоток статора и короткое замыкание на корпус двигателя вследствие вибраций узлов СК.

Таким образом, оснащение механических балансирных СК вентильными двигателями и интеллектуальными станциями управления позволяет контролировать показатели работы ШСНУ, осуществлять точное и оперативное регулирование режимных параметров работы установок. Автоматизация механических приво-

дов ШСНУ обуславливает уменьшение удельных энергозатрат процесса добычи нефти. Насущной остается задача повышения показателей надежности и снижения стоимости перспективных вентильных двигателей и станций управления.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Молчанов А. Г. Машины и оборудование для добычи нефти и газа: учеб. для вузов. М.: Альянс, 2010. 588 с.
2. Софьина Н. Н., Шишляников Д. И., Корнилов К. А., Вагин Е. О. Способ контроля параметров работы и технического состояния штанговых скважинных насосных установок // *Master's Journal*. 2016. № 1. С. 247–257.
3. Усачев О. И., Гинзбург М. Я., Егнус А. Е., Павленко В. И. Бестрансмиссионный энергоэффективный привод редуктора станка-качалки // *Нефтегазовая вертикаль*. 2014. № 17–18. С. 100–103.
4. Шишляников Д. И. Использование регистраторов параметров работы проходческо-очистных комбайнов при прогнозировании газодинамических явлений на калийных рудниках // *Известия Уральского государственного горного университета*. 2016. № 1(41). С. 106–111.

Поступила в редакцию 16 января 2017 года

THE STUDY OF POWER AND ENERGY PARAMETERS OF ADVANCED BRUSHLESS MOTORS BALANCE PUMPING UNITS WORK

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

The analysis of the main strengths and weaknesses of balance pumping units is fulfilled. The urgency of the problem of increasing the efficiency of the use of mechanical drives of downhole pumping systems for oil production is proved. The results of pilot tests are introduced over the balance pumping units with installed permanent brushless electric motors and control stations of VLT SALT type. Compared to asynchronous electric motors brushless motors are characterized by higher values of the power factor, lower heat losses, lower weight and overall dimensions. It is proved that fitting out balance pumping units with promising brushless motors and intelligent control stations makes it possible to control the performance of the downhole sucker rod pumping units, to carry out precise and prompt regulation of work settings regime parameters. Downhole pumping systems mechanical drives automation causes the reduction of specific energy consumption of the process of oil production. The necessity of solving the problem of improving the reliability and reducing the cost of advanced brushless motors and control stations is highlighted.

Key words: balance pumping unit; production of oil; downhole pumping unit; brushless motor; energy consumption; load; reliability.

REFERENCES

1. Molchanov A. G. *Mashiny i oborudovanie dlia dobychi nefii i gaza: ucheb. dlia vuzov* [Manual for institutions of higher education “Machines and equipment for the production of oil and gas”]. Moscow, Al'ians Publ., 2010. 588 p.
2. Sofina N. N., Shishlyannikov D. I., Kornilov K. A., Vagin E. O. [Downhole sucker-rod pumping units technical condition and operation parameters control method]. *Master's Journal*, 2016, no. 1, pp. 247–257.
3. Usachev O. I., Ginzburg M. Ia., Egnus A. E., Pavlenko V. I. [Transmissionless energy-efficient drive of a pumping unit reduction gear]. *Neftegazovaia vertikal' – Oil and Gas Vertical*, 2014, no. 17–18, pp. 100–103. (In Russ.)
4. Shishlyannikov D. I. [Usage of recorders of work settings of tunneling-clearing combines at forecasting of gas-dynamic phenomena on potash mines]. *Izvestiia Ural'skogo gosudarstvennogo gornogo universiteta – News of the Ural State Mining University*, 2016, no. 1(41), pp. 106–111. (In Russ.)

СТРОИТЕЛЬСТВО ШАХТ И ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ

УДК 621.039.577:624.1(985)

ОСНОВНЫЕ МЕТОДИЧЕСКИЕ ПРИНЦИПЫ ОБЕСПЕЧЕНИЯ БЕЗОПАСНОСТИ СТРОИТЕЛЬСТВА ПОДЗЕМНЫХ КОМПЛЕКСОВ АТОМНЫХ СТАНЦИЙ МАЛОЙ МОЩНОСТИ В УСЛОВИЯХ РОССИЙСКОЙ АРКТИКИ

ОРЛОВ А. О., СМИРНОВ Ю. Г., ГУСАК С. А.

Приведена законодательная и регулирующая основа отношений в области использования атомной энергии. Указаны общие принципы безопасности создания подземных комплексов для энергетических установок малой мощности в арктических регионах. Рассмотрены основные методические подходы к строительству подземных комплексов для атомных станций, требования к размещению, структуре систем безопасности и многоуровневой защите подземного комплекса. Показано, что создание подземных комплексов атомных станций малой мощности возможно при условии их экологической совместимости с массивом вмещающих пород и выбранной технологией строительства. Такая совместимость основана на выработке конкретных решений инженерной защиты окружающей среды на стадии строительства и эксплуатации. Сформулированы требования к скальному массиву, выступающему в качестве основного защитного элемента в подземной атомной станции малой мощности, которые сводятся к тому, что вмещающий породный массив должен в полной мере использоваться в качестве основного защитного барьера и характеризоваться единством геологической структуры, малой гидрогеологической и газовой проницаемостью. Реализация концепции использования защитных и изолирующих свойств породного массива в сочетании с инженерными барьерами позволит обеспечить комплексную безопасность радиационно опасного объекта и успешно решить задачи физической защиты от воздействий техногенного и природного характера. Результаты исследований показали, что эффективная эксплуатация подземных комплексов атомных станций малой мощности возможна при условии создания единой технической системы «подземное сооружение–массив вмещающих пород».

Ключевые слова: атомная станция малой мощности; подземный комплекс; безопасность строительства; скальный массив.

Отсутствие или недостаточное развитие энергетической инфраструктуры является одним из основных факторов, которые сдерживают освоение привлекательных месторождений твердых полезных ископаемых, расположенных на удаленных и труднодоступных территориях арктических регионов России. Для энергетических комплексов таких регионов характерно наличие множества обособленных энергоузлов и разрозненных потребителей, энергоснабжение которых осуществляется в основном от дизельных электростанций небольшой мощности. Такие энергоисточники работают только на привозном дизельном топливе, и их эксплуатация связана с высокими затратами материальных средств и труда

Орлов Александр Орестович – научный сотрудник. 184209, г. Апатиты, ул. Ферсмана, 24, Горный институт КНЦ РАН. E-mail: aleor@goi.kolasc.net.ru

Смирнов Юрий Геннадьевич – научный сотрудник. 184209, г. Апатиты, ул. Ферсмана, 24, Горный институт КНЦ РАН. E-mail: smirnov@goi.kolasc.net.ru

Гусак Сергей Андреевич – кандидат технических наук, заведующий лабораторией. 184209, г. Апатиты, ул. Ферсмана, 24, Горный институт КНЦ РАН. E-mail: gusnat52@mail.ru

при недостаточном обеспечении надежности электроснабжения. Поэтому модернизация энергетической инфраструктуры арктических регионов рассматривается в качестве одной из приоритетных задач, решение которых направлено на достижение главных целей государственной политики Российской Федерации в Арктике [1].

Дальнейшее развитие локальной энергетики в арктическом секторе России традиционными схемами весьма ограничено. По мнению специалистов, для освоения перспективных месторождений полезных ископаемых на территориях со слабо развитой энергетической инфраструктурой целесообразно развивать направление, связанное с использованием атомных станций малой мощности (АСММ) [2]. Следует отметить, что на сегодняшний день в России сформирован спектр современных разработок атомных энергоисточников малой мощности для покрытия перспективных нагрузок потенциальных потребителей в широком энергетическом диапазоне. Инновационные проекты АСММ, которые базируются на многолетнем опыте проектирования и эксплуатации судовых реакторных установок, характеризуются свойствами внутренней самозащищенности, направленной на повышение уровня безопасности [3].

Не рассматривая другие условия использования АСММ, отметим, что фактор их безопасности приобретает особое значение с точки зрения целесообразности размещения АСММ вблизи от потребителей энергетической продукции, что, несомненно, способствует повышению эффективности использования атомных энергоисточников. Реализация такого решения обуславливает требования к обеспечению гарантированного уровня безопасности АСММ как при любых внешних воздействиях природного и техногенного характера, так и при возможных внутренних инцидентах. Результаты исследований, выполненных разными научно-исследовательскими и проектно-конструкторскими организациями страны, показали, что такой уровень безопасности может быть достигнут при подземном размещении объектов атомной энергетики [4]. Основным техническим средством, обеспечивающим достижение указанной цели, является комплекс подземных сооружений АСММ, защищенных толщей высокопрочных массивов горных пород, который оснащен современными системами безопасности.

В настоящей статье рассматриваются основные методические принципы безопасности строительства подземного комплекса АСММ как природно-технической системы, в которой сочетание защитных свойств геологической формации и инженерных барьеров позволяет обеспечить комплексную безопасность объекта.

Регулирование отношений в области использования атомной энергии осуществляется на основе Конституции Российской Федерации как основного закона, имеющего высшую юридическую силу и прямое действие, а также международных договоров и конвенций. В качестве основных международных конвенций можно выделить следующие: Конвенция о ядерной безопасности; Венская конвенция об ответственности за ядерный ущерб; Объединенная конвенция о безопасности обращения с отработавшим топливом и о безопасности обращения с радиоактивными отходами; Конвенция об оперативном оповещении о ядерной аварии; Конвенция о физической защите ядерных материалов и ряд других, имеющих, в силу п. 4 ст. 15 Конституции Российской Федерации, более высокую юридическую силу, нежели федеральные законы. Общая структура законодательной и нормативной базы в области строительства подземных атомных станций представлена на рис. 1.

На следующем регулирующем уровне находятся федеральные законы Российской Федерации, а также подзаконные акты – нормативные правовые акты президента и правительства Российской Федерации (*СНиП 10-01-2003. Система нормативных документов в строительстве. Основные положения. 2003. 56 с.*).

На более низком уровне находятся: федеральные нормы и правила в области использования атомной энергии, государственного регулирования безопасности, а также различные государственные стандарты, нормы и правила по подземному строительству [5].

В настоящее время имеется эффективная и достаточная законодательная нормативная база, регламентирующая вопросы, связанные со строительством и безопасной эксплуатацией атомных станций на дневной поверхности. Также широко представлено строительство подземных объектов различного назначения. Однако в целом необходимо отметить отсутствие исчерпывающей нормативной базы по строительству атомных станций малой мощности в подземных условиях.

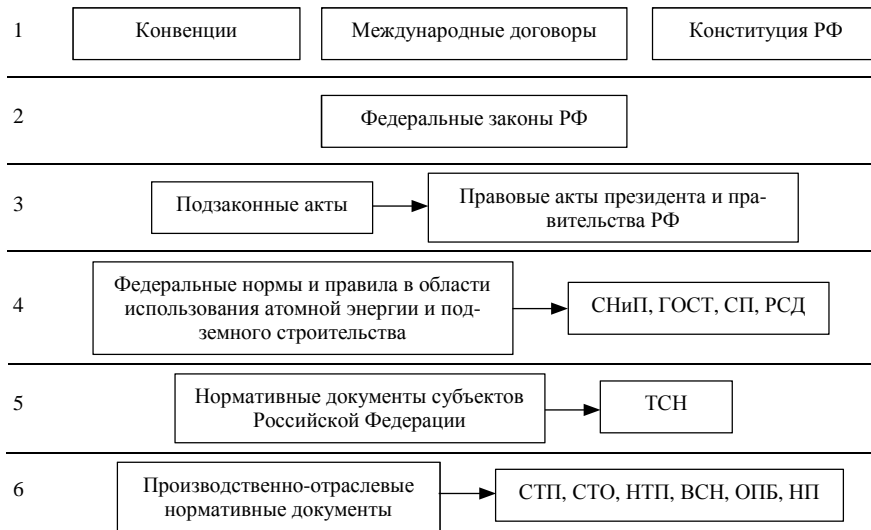


Рис. 1. Структура законодательной и нормативной базы в области строительства подземных атомных станций

Создание подземных комплексов для энергетических установок малой мощности, особенно в арктических регионах, обуславливает постановку ряда задач, связанных с определением архитектуры комплексов, безопасных способов строительства и эксплуатации. Безопасность атомной станции должна обеспечиваться на всех этапах его жизнедеятельности – проектирования, строительства (реконструкции), эксплуатации и ликвидации объекта – при выполнении следующих условий:

- соответствие требованиям действующих норм и правил в области использования атомной энергии в обеспечении выполнения нормативных критериев безопасности;
- сочетание активного и пассивного принципов функционирования систем безопасности с расширенным применением систем пассивного действия;
- использование свойств внутренней самозащищенности АСММ;
- построение систем безопасности с учетом условий внутренних проектных и запроектных аварий, а также в условиях внешних воздействий.

Комплексная безопасность обеспечивается за счет последовательной реализации глубоко эшелонированной защиты, основанной на применении системы физических барьеров и организационных мер по защите барьеров и сохранению их эффективности, а также по защите персонала, населения и окружающей среды, осуществляемой на всех этапах деятельности, связанных с обеспечением безо-

пасности атомной станции (АС) (НП-001-15. Общие положения обеспечения безопасности атомных станций. Ростехнадзор, приказ от 17 декабря 2015 г. № 522. Зарегистрирован Минюстом России 2 февраля 2015 г. № 40939).

Основные требования к безопасному размещению АСММ с реакторами всех типов с учетом факторов природного и техногенного происхождения сводятся к следующему (НП-032-01. Размещение атомных станций. Основные критерии и требования по обеспечению безопасности. Госатомнадзор России. М., 2002).

Не допускается размещать АС:

- на площадках, расположенных непосредственно на активных разломах; на площадках, сейсмичность которых характеризуется интенсивностью максимального расчетного землетрясения (МРЗ) более 9 баллов по шкале сейсмической активности MSK-64;

- на территориях, в пределах которой нахождение АС запрещено природоохранным законодательством.

Неблагоприятными для размещения АС считаются:

- территории, подверженные воздействию наводнений, цунами, сходу селевых потоков и других опасных склоновых процессов;

- районы, сейсмичность которых характеризуется интенсивностью МРЗ более 7 баллов по шкале MSK-64;

- территории, на которых установлены движения земной коры; зоны тектонических нарушений; районы развития карста;

- территории с заброшенными горными и другими выработками;

- площадки с грунтовыми водами на небольшой глубине; районы распространения структурно и динамически неустойчивых грунтов, грунтов с низким модулем деформации, многолетнемерзлых нескальных грунтов.

Однако при проведении определенных технических мероприятий по обеспечению безопасности допускается размещать АС в неблагоприятных районах.

Необходимо отметить, что при строительстве атомных станций подземного размещения могут быть использованы нормативные документы, относящиеся как к строительству и эксплуатации АС, так и к строительству и эксплуатации подземных объектов в горной промышленности, гидростроительстве и тоннелестроении (частично).

Методология в области проектирования и технологии строительства подземных комплексов атомных станций малой мощности подразумевает комплексный подход и основывается на изучении взаимодействия компонентов системы *породный массив–технология строительства–подземное сооружение*.

Создание конструктивно-компоновочных решений подземных комплексов АСММ базируется на оценке безопасных условий строительства и эксплуатации, единого архитектурного решения и использования несущих свойств скального массива для обеспечения длительной динамической устойчивости и долговечности горных выработок и строительных конструкций.

Реализация концепции использования защитных и изолирующих свойств породного массива, который в сочетании с инженерными барьерами обеспечивает комплексную безопасность атомного объекта, позволяет успешно решить задачи физической защиты от воздействий техногенного и природного характера.

Создание подземных комплексов для энергетических установок малой мощности, особенно в арктических регионах, обуславливает постановку ряда задач, связанных с определением архитектуры комплексов, безопасных способов и технологий строительства.

При строительстве подземных сооружений используются принципы, которые охватывают вопросы строительства с учетом единых требований безопасности,

при этом, для атомных станций разрабатываются обязательные общие (нормативные) положения систем безопасности. Структура системы безопасности подземного комплекса АСММ показана на рис. 2.

Система технических и организационных мер должна образовывать глубоко эшелонированную защиту (НП-001-15. *Общие положения обеспечения безопасности атомных станций... № 40939.*). На рис. 3 показана принципиальная схема многоуровневой защиты подземного комплекса, которая связана с использованием защитных свойств породного массива и различных конструктивных элементов и включает следующие основные защитные барьеры: защитная оболочка реактора; крепь камерной выработки; гидроизоляционный и газоизоляционный слой, уплотненный цементными или полимерными материалами; слой горных пород.



Рис. 2. Структура системы безопасности подземного комплекса АСММ

Конструктивные элементы подземных сооружений, включая крепи (обделки), должны обладать повышенной устойчивостью и прочностью при возможных внешних и внутренних воздействиях, возникающих как при эксплуатации, так и в аварийных случаях.

Именно скальному массиву, выступающему в качестве основного защитного элемента в подземной АСММ, отводится значительная роль. Важнейшие требования при проектировании и строительстве сводятся к тому, что вмещающий породный массив должен в полной мере быть использован в качестве основного защитного барьера и характеризоваться единством геологической структуры, малой гидрогеологической и газовой проницаемостью. При сорбционном поглощении радионуклидов скальный массив не должен изменять своих свойств в течение всего периода эксплуатации атомной станции [6].

При подземном размещении ядерных установок ядерного топливного цикла (ЯУ ЯТЦ) должны быть исследованы и определены характеристики устойчивости горных пород в течение всего срока строительства и эксплуатации, среди

которых выделим следующие (НП-050-03. Размещение ядерных установок ядерного топливного цикла. Основные критерии и требования по обеспечению безопасности. Госатомнадзор России. М., 2004):

– физико-механические свойства горных пород, значения предельно допустимых напряжений, приводящих к началу процесса трещинообразования и нарушения естественных изоляционных свойств горного массива (должно быть предусмотрено создание и функционирование системы горного мониторинга за 6–12 месяцев до начала сооружения, а также в течение всего периода сооружения, эксплуатации и вывода из эксплуатации);

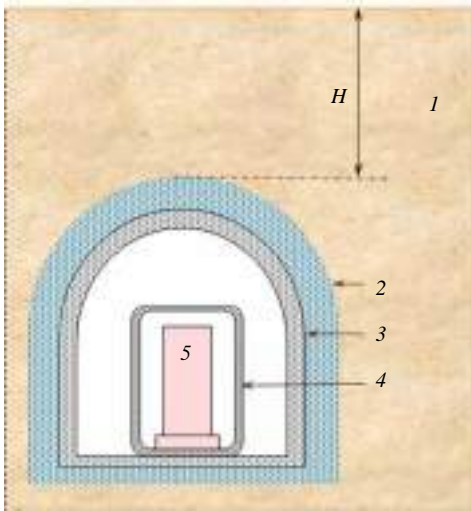


Рис. 3. Принципиальная схема многоуровневой защиты подземного комплекса:

1 – массив горных пород; 2 – гидроизоляционный слой 1–5 м; 3 – железобетонная крепь толщиной 1 м; 4 – защитная оболочка реактора; 5 – реакторная установка; $H = 50\text{--}100$ м

– процессы, в том числе геомеханические, определяющие устойчивость подземных сооружений (не допускается размещать ЯУ ЯТЦ в горных выработках, устойчивость которых не обеспечивается в течение всего срока эксплуатации; расположение выработок осуществлять на расстояниях, исключающих их взаимное влияние – не менее 4 диаметров или пролетов);

– теплофизические свойства горных пород (неравномерность распределения температуры обуславливает образование термических напряжений в массиве);

– сорбционные свойства горных пород (не допускается использование пород, если длительная сохранность их свойств, препятствующих выходу радионуклидов в рабочую зону помещений, не обеспечивается при аварии на подземной ЯУ ЯТЦ) (НП-050-03. Размещение ядерных установок ядерного топливного цикла... М., 2004);

– зависимости теплового и(или) другого влияния размещенного в горной выработке оборудования на свойства вмещающего горного массива (температура воздуха в действующих выработках не должна превышать 26°C ; вентиляционные системы на атомных станциях должны рассчитываться из условия обеспечения на рабочих местах температуры воздуха не выше 33°C во время пребывания персонала в пределах оболочки при работающем на мощности реакторе).

Методические принципы строительства подземных комплексов для АСММ объективно обуславливают ключевое значение таких факторов, как характери-

– распределение полей естественных напряжений в массиве горных пород (для подземных станций горные массивы, в пределах которых горизонтальные напряжения превышают вертикальные в 2,5 раза и более, считаются неблагоприятными);

– гидрогеологические режимы в горном массиве (выработки, где проходят коммуникации с жидкими радиоактивными средами, должны иметь надежную гидроизоляцию, исключающую возможность попадания радиоактивных сред в нижерасположенные помещения и породы);

– характеристики тектонических нарушений, пересекающих горные выработки (непригодными для строительства подземных сооружений считаются места тектонической нарушенности массива);

стики вмещающего породного массива, архитектурные решения подземного комплекса, а также параметры основных выработок и отдельных систем. Совокупность указанных основных факторов определяет достижение главной цели подземного размещения АСММ – обеспечения гарантированного уровня безопасности атомных энергоисточников, которые могут быть оснащены реакторными установками разного типа и мощности.

Эффективное строительство подземных комплексов АСММ возможно при условии его экологической совместимости с массивом вмещающих пород и применяемой технологией строительства. Такая совместимость основана на выработке конкретных решений инженерной защиты окружающей среды на каждой стадии строительства и эксплуатации.

Таким образом, разрабатываемая методология в области безопасного строительства подземных комплексов атомных станций малой мощности представляет комплексный подход и основывается на следующих основных положениях: соблюдение требований по обеспечению безопасности к районам размещения и подземным площадкам; выработка взаимосвязанных критериев, влияющих на выбор и обоснование конструктивно-компоновочных и строительных решений на основе комплексной безопасности радиационно опасного объекта, включая задачи физической защиты, а также защиты от воздействий техногенного и природного характера; создание единого архитектурного решения подземного комплекса с использованием несущих свойств скального массива и обеспечение длительной динамической устойчивости и долговечности горных выработок и строительных конструкций; изучение взаимодействия компонентов системы *породный массив–технология строительства–подземное сооружение*.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Стратегия развития Арктической зоны Российской Федерации и обеспечения национальной безопасности на период до 2020 года: утв. Президентом РФ 8 февраля 2013 г. № Пр-232. URL: <http://government.ru/news/432/> (дата обращения 15.03.2016).
2. Атомные станции малой мощности: новое направление развития энергетики. Т. 2 / под ред. А. А. Саркисова. М.: Академ-Принт, 2015. 387 с.
3. Адамов Е. О. Состояние разработок АСММ в мире и России, приоритеты и перспективы их создания. URL: <http://www.innov-rosatom.ru/files/articles/5e334977fec5bf72d7dedcb904a914c0.pdf> (дата обращения 14.11.2016).
4. Использование подземного пространства страны для повышения безопасности ядерной энергетики / отв. ред. Н. Н. Мельников. В 3-х ч. Ч. 1, 85 с. Ч. 2, 274 с. Апатиты: КНЦ РАН, 1995.
5. Национальный доклад Российской Федерации о выполнении обязательств, вытекающих из Конвенции о ядерной безопасности. М., 2007. 157 с.
6. Смирнов Ю. Г., Орлов А. О. Анализ мирового опыта строительства подземных атомных станций и оценка возможности его использования для арктических регионов России // Вестник МГТУ. 2016. Т. 19. № 1/1. С. 47–52.

Поступила в редакцию 14 апреля 2017 года

BASIC METHODOLOGICAL PRINCIPLES FOR ENSURING THE SAFE CONSTRUCTION OF UNDERGROUND COMPLEXES OF SMALL NUCLEAR POWER PLANTS IN THE RUSSIAN ARCTIC

Orlov A. O., Smirnov Yu. G., Gusak S. A. – Mining Institute KSC RAS, Apatites, the Russian Federation.
E-mail: aleor@goi.kolasc.net.ru

The paper presents a legislative and regulating basis of relations in the field of the use of nuclear energy. The authors indicate the general principles of safe construction of underground complexes for small nuclear power plants in the Arctic regions. The authors consider main methodological principles regarding construction of underground complexes for nuclear power plants, requirements for deployment, the structure of security systems and multilevel protection of an underground complex. It has been shown that construction of underground complexes of small nuclear power plants is possible provided that it is environmentally compatible with enclosing rock mass and construction technology. Such compatibility is based on the development of specific solutions for engineering environmental protection during

the construction and operation phase. Some requirements to a hard rock massif are represented, which serves as the main protective element in underground small nuclear power plant; they come to the fact that enclosing rock massif must be completely used as the main protective barrier and characterized by the unity of geological structure, low hydrogeological and gas permeability. The realization of the conception of the use of protective and insulating properties of rock massif when combined with engineering barriers will make it possible to ensure complex safety of radiation hazardous site and effectively solve the problems of physical protection from the impact of technogenic and natural character. The results of the investigations have shown that efficient exploitation of underground complexes of small nuclear power plants is possible provided that the single technical system "underground construction – massif of enclosing rock" is created.

Key words: small nuclear power plant; underground complex; safe construction; hard rock massif.

REFERENCES

1. Strategy for the development of the Arctic zone of the Russian Federation and ensuring national security for the period until 2020. Approved by the President of the Russian Federation on February 8, 2013. No. Pr-232. Available at: <http://government.ru/news/432/> (Access date March 15th, 2016). (In Russ.)
 2. *Atomnye stantsii maloi moshchnosti: novoe napravlenie razvitiia energetiki. T. 2. Pod red. A. A. Sarkisova* [Small nuclear power plants is a new direction in the development of energetics. Vol. 2. Edited by A. A. Sarkisov]. Moscow, Akadem-Print Publ., 2015. 387 p.
 3. Adamov E. O. *Sostoianie razrabotok ASMM v mire i Rossii, priority i perspektivy ikh sozdaniia* [State of designing small nuclear power plants in the world and Russia, priorities and prospects for their construction]. Available at: <http://www.innov-rosatom.ru/files/articles/5e334977fec5bf72d7dedcb904a914c0.pdf> (Access date November 11th, 2016).
 4. Use of the country's underground space to improve the safety of nuclear power. Edited by N. N. Mel'nikov. In 3 vol. Vol 1. 85 p. Vol 2. 274 p. Apatites, KSC RAS Publ., 1995.
 5. National Report of the Russian Federation on the implementation of obligations resulting from the Convention on nuclear safety. Moscow, 2007. 157 p.
 6. Smirnov Iu. G., Orlov A. O. *Analiz mirovogo opyta stroitel'stva podzemnykh atomnykh stantsii i otsenka vozmozhnosti ego ispol'zovaniia dlia arkticheskikh regionov Rossii* [Analysis of the world experience in the construction of underground nuclear power plants and assessment of the possibility of its use for the Arctic regions of Russia]. *Vestnik MSTU – Proceedings of the Murmansk State Technical University*, 2016, vol. 19, no. 1/1, pp. 47–52. (In Russ.)
-

УДК 622.1:528

ОБОСНОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ АЛМАЗНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ТРУБКА УДАЧНАЯ»

БАЛЕК А. Е., ЕФРЕМОВ Е. Ю.

Представлены результаты исследований напряженно-деформированного состояния горного массива алмазного месторождения «Трубка Удачная» (западная Якутия), обрабатываемого рудником «Удачный» АК «АЛРОСА» открытым и подземным способами. Натурные замеры деформаций породного массива показали отсутствие существенной тектонической компоненты напряженно-деформированного состояния, но были зафиксированы периодические знакопеременные колебания горизонтальных напряжений породного массива, вмещающего карьер, происходившие в 2000–2014 гг. (с периодом 1 год и менее). Амплитуды колебаний соизмеримы с трендовыми смещениями массива, обусловленными его упругими деформациями от выемки карьера, и в среднем составляют ± 20 мм. Данный фактор обуславливает 30–60 % изменчивости «первоначального» напряженного состояния приконтурного массива подземных выработок, что следует учитывать при решении задач геомеханического обеспечения горных работ.

Ключевые слова: натурные исследования; горный массив; напряженно-деформированное состояние; подземные выработки; проходка.

Алмазное месторождение «Трубка Удачная» Далдынского кимберлитового поля представлено двумя рудными телами (трубками) эллипсообразной формы: Западным (ЗРТ) и Восточным (ВРТ), со средними диаметрами в плане 220–350 м и 200–300 м соответственно. Вмещающий горный массив представлен толщиной осадочных пород мощностью около 2500 м из слабых и весьма слабых песчаных известняков и доломитов со средней прочностью на одноосное сжатие в образцах от 4–10 до 20–35 МПа. С 1973 г. месторождение обрабатывается открытым, а с 2014 г. – подземным способом с этажным обрушением и донным выпуском.

За весь сорокалетний период разработки месторождения напряженно-деформированное состояние (НДС) породного и рудного массива экспериментально не определялось. На основании анализа особенностей геологического строения считалось, что в массиве горных пород месторождения «Трубка Удачная» тектонические напряжения отсутствуют [1–3]. При проектировании подземного рудника природное (первоначальное) напряженное состояние массива задавали исходя из веса налегающих пород на глубине ведения горных работ и представляли близким к равномерному НДС, где горизонтальные составляющие поля напряжений определяются боковым распором и варьируют в пределах 33–43 % от соответствующих значений вертикальных напряжений.

Балек Александр Евгеньевич – доктор технических наук, старший научный сотрудник. 620219, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела (ИГД) УрО РАН. E-mail: balek@igduran.ru

Ефремов Евгений Юрьевич – младший научный сотрудник. 620219, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: efremov-eu@mail.ru

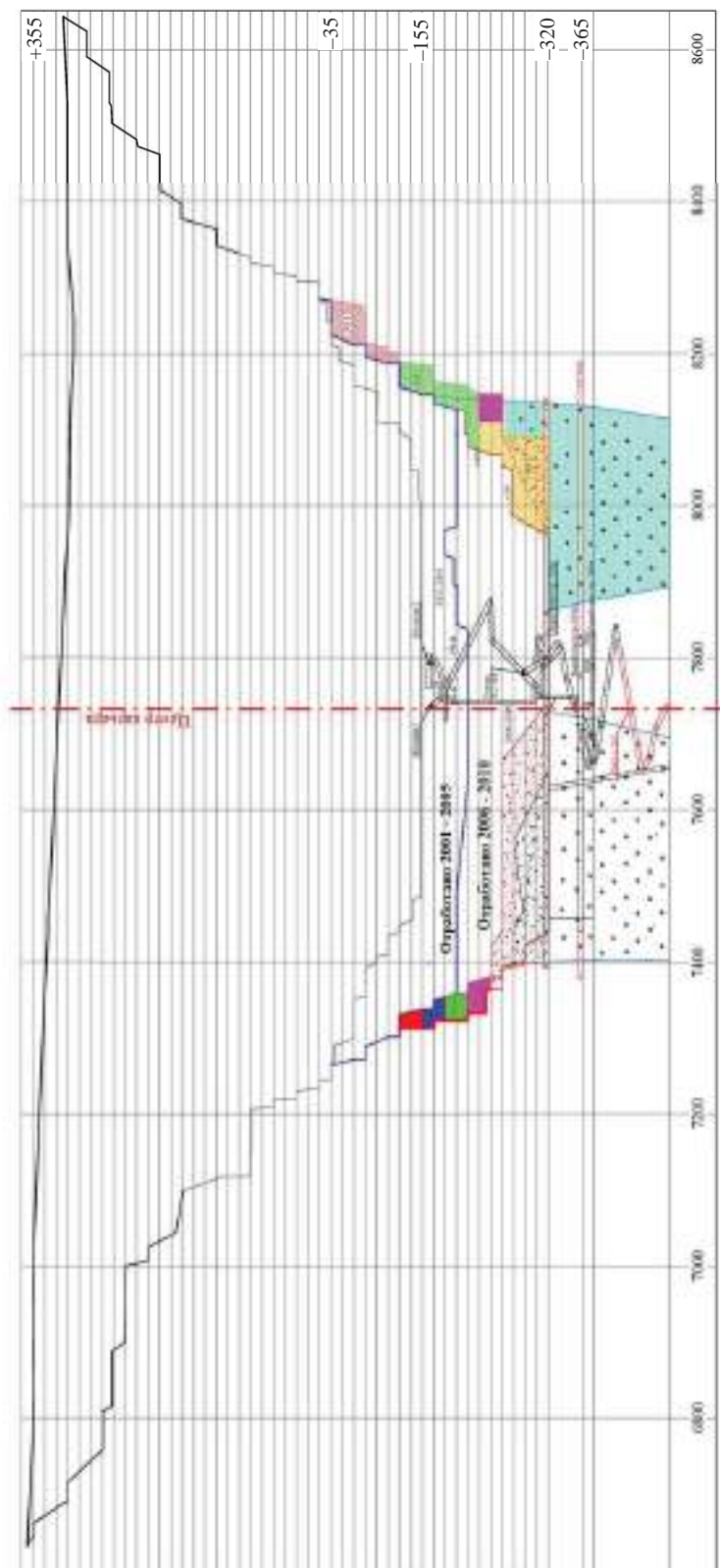


Рис. 1. Продольный (в широтном направлении) разрез карьера «Удачный» с вынутыми за период с 2000 г. по 2014 г. объемами горного массива

Кроме этого, Институтом проблем комплексного освоения недр (ИПКОН) выдвигалась гипотеза, что вмещающие породы кимберлитовой трубки являются своеобразным «защитным кольцом», которое не дает развиваться в рудной толще горизонтальным напряжениям, поскольку модуль деформации кимберлитов ниже, чем у окружающей карбонатной породной толщи [3]. Таким образом, предполагалось, что горизонтальные напряжения в известняках не влияют на напряженное состояние кимберлитов, которое определяется исключительно весом налегающей толщи и боковым распором, зависящим от коэффициента Пуассона руды.

Для решения проблемы геомеханического обеспечения подземной разработки Институтом горного дела УрО РАН были проведены натурные замеры НДС горного массива месторождения. Использовали решение обратной геомеханической задачи по зависимостям, полученным А. Д. Сашуриным на основе аналитических формул Н. И. Мухелишвили [4]. В качестве исходного информационного параметра учитывали замеренные деформации горного массива на базах, соизмеримых с параметрами подземных выработок и выработанных пространств. Это позволило максимально приблизить полученные результаты к реальным условиям и масштабам расчетной геомеханической модели, исключив в параметрах НДС влияние неоднородностей, обусловленных мелкомасштабными рангами иерархической блочности горного массива [5], остаточными напряжениями и фрактальным характером неровностей контура выработок.

В подземных выработках рудника интегральные характеристики НДС вмещающего породного массива на базах до 15–20 м получали методом частичной разгрузки на больших базах [6]. Метод основан на измерении конвергенции стенок выработки, происходящей вблизи ее забоя в процессе проходки. По мере очередной уходки забоя из напряженного горного массива изымается соответствующий породный объем, препятствовавший деформированию вмещающих пород. Перераспределение напряжений вокруг призабойной зоны сопровождается взаимными смещениями реперов, предварительно установленных на контуре породных обнажений. Смещения находятся в функциональной связи с упругими свойствами горного массива и первоначальными напряжениями, действующими в окружающем массиве горных пород и выступающими в качестве граничных условий в расчетных моделях.

Для натурных замеров параметров *первоначального* напряженного состояния горного массива в целом, действовавшего до начала отработки месторождения на базах *сотни метров–первые километры* [7], были проанализированы результаты замеров деформаций горного массива в окрестностях карьера, выполнявшиеся ООО «Генезис» 2–3 раза в год в течение 14 лет – с мая 2000 г. по май 2014 г. За это время днище карьера углубилось на 165 м, с отметки –155 м до –320 м (рис. 1). Рассматривали смещения реперных пунктов, удаленных от рабочей зоны карьера на расстояние более 0,5 км и находящихся вне зоны гравитационного оседания [8], но отражающих упругое деформирование вмещающего карьер массива, происходившее вследствие выемки объемов напряженного горного массива (рис. 2). Опорные реперы, принимаемые за условно неподвижные, отстоят от центра карьера на 2,5 км.

Натурные замеры методом частичной разгрузки на больших базах при проходке выработок были выполнены на горизонте –365 м на двух участках:

– в процессе проходки орта-ниши, находящегося в центральной части породного целика между рудными телами (трубками); забой орта отстоял от рудопородного контакта западного рудного тела на 50 м, а от восточного – на 130 м;

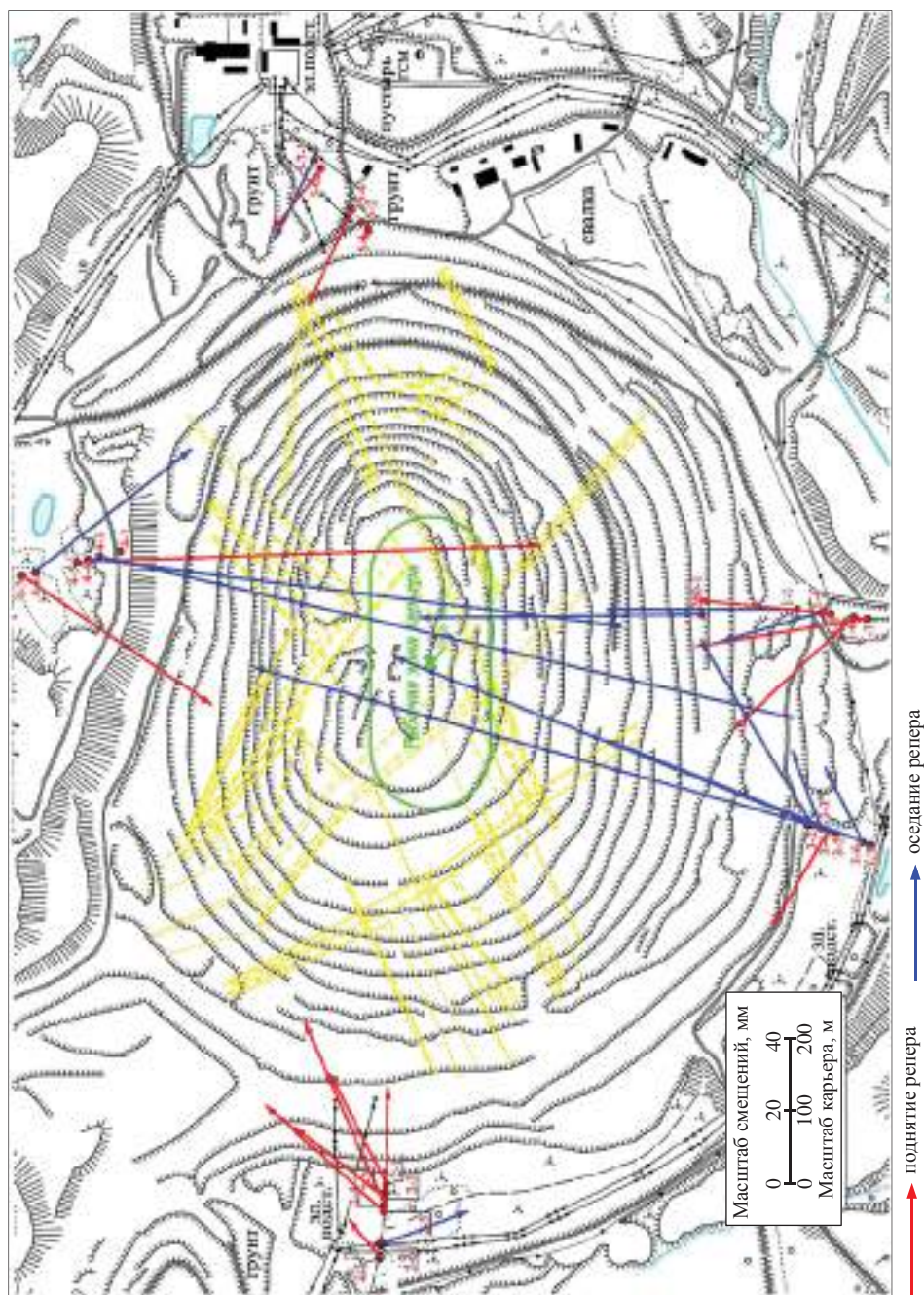


Рис. 2. План карьера «Удачный» с векторами смещений реперов за период с 15.05.2000 по 15.05.2014 и трассировкой выявленных тектонических нарушений

– в процессе проходки кольцевого орта ВРТ, проходящего параллельно северной границе восточного рудного тела; забой выработки находился вблизи центральной оси ВРТ на расстоянии около 15 м от контакта с рудой.

В результате замеров, приняв в качестве расчетного минимальный модуль упругости породы в образцах $E_{\text{масс}} = 4,5$ ГПа, были получены следующие параметры НДС вмещающего породного массива:

– для орта-ниши $\sigma_2 = 6$ МПа (направление оси – вертикальное), $\sigma_1 = 4$ МПа (направление оси – горизонтальное);

– для кольцевого орта ВРТ $\sigma_2 = 25$ МПа (субвертикальное направление оси с отклонением от вертикали на угол $30^\circ\text{--}35^\circ$ на север), $\sigma_1 = 5\text{--}6$ МПа (направление оси – субгоризонтальное).

Результаты замеров на участке кольцевого орта свидетельствовали о полуторной концентрации горизонтальных *первоначальных* напряжений окружающего горного массива под карьером на стыке его днища и борта. Замеры в районе орта-ниши указывали на разгрузку породного массива под центральным участком днища карьера приблизительно в 3 раза.

По регулярным (мониторинговым) замерам деформаций горного массива в окрестностях карьера, происходившим с мая 2000 г. по май 2014 г., зафиксированы периодические знакопеременные колебания НДС (с периодом 1 год и менее), обусловленные современными геодинамическими движениями структурных породных блоков на двух масштабных уровнях.

1-й уровень. Движения блоков с поперечными размерами порядка первых километров обуславливают анизотропию главных осей тензора *первоначальных* горизонтальных напряжений. Вследствие этого на глубинах ведения подземных горных работ в этаже $-290\text{...}-365$ м минимальные сжимающие напряжения, действующие в горизонтальной плоскости по азимуту 135° , оказываются в 2 раза меньше, чем максимальные напряжения, действующие по азимуту 45° .

2-й уровень. Движения блоков с поперечными размерами порядка сотен метров вызывают знакопеременные периодические колебания НДС участков массива на базах 200 м и более. Эти колебания соизмеримы с трендовыми смещениями, обусловленными деформацией массива вокруг отрабатываемого карьера, и их средние значения близки к ± 20 мм.

На основании результатов натурных замеров сделаны следующие выводы:

– модуль упругости рудного и породного горных массивов приблизительно одинаковый, составляет 4,5–11 ГПа на деформационных базах 15–20 м;

– гипотеза о том, что вмещающие породы кимберлитовых трубок рудника «Удачный» являются *защитным кольцом*, не дающим развиваться в рудной толще горизонтальным напряжениям, не подтверждена;

– в поле *первоначального* НДС месторождения отсутствует существенная тектоническая компонента и, соответственно, его формирование происходит преимущественно в соответствии с гипотезой Динника;

– подтверждено наличие периодических знакопеременных колебаний горизонтальных напряжений вмещающего карьер породного массива (с периодом 1 год и менее), обуславливающих его смещения с амплитудами в среднем ± 20 мм, что соизмеримо с трендовыми смещениями, возникающими из-за упругих деформаций от выемки карьера.

В отличие от тектонически напряженных массивов рудных месторождений в сравнительно низконапряженном породном массиве рудника «Удачный» знакопеременные колебания НДС будут оказывать существенное негативное влияние на устойчивость породных обнажений, в том числе за счет активизации водопритоков по подвижным тектоническим нарушениям и зонам повышенной трещино-

ватости. Для отбойки руды системами с самообрушением данный фактор является положительным, однако при этом усложняются условия поддержания подземных выработок. Обусловленная им изменчивость напряженного состояния приконтурного массива выработок выпуска при отработке горизонта –365 м будет достигать $\pm 5 \dots \pm 11$ МПа, что составит 30–60 % от максимальных первоначальных напряжений. Данный фактор необходимо учитывать при геомеханическом обеспечении подземных горных работ.

Итак, результаты проведенных натурных исследований позволяют сделать заключение об относительно благоприятном и безопасном геомеханическом состоянии породного массива, вмещающего подземные выработки рудника «Удачный», по сравнению с тектонически напряженными массивами месторождений руд черных и цветных металлов. Вместе с тем для улучшения условий отработки нижележащих этажей рекомендуется усовершенствовать анкерное крепление выработок выпуска горизонта –365 м за счет внедрения анкеров и сетчатого ограждения из полимерных материалов.

Дальнейшие исследования НДС горного массива рудника «Удачный» рекомендуется продолжать в следующих направлениях:

– натурные замеры напряжений в окрестностях нарезных выработок, пройденных по рудным телам, для проверки гипотезы о наличии в кимберлитовом массиве остаточных напряжений;

– натурные исследования для выявления параметров периодических знакопеременных колебаний НДС горного массива рудника в подземных выработках и на земной поверхности на различных пространственных и временных масштабных уровнях;

– исследования зависимости между периодическими знакопеременными колебаниями НДС и гидрогеомеханическими процессами в горном массиве рудника с выходом на параметры устойчивости подземных выработок, в том числе для условий отбойки руды системами с самообрушением.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Геомеханическое обоснование технических решений по вскрытию и отработке подкарьерных запасов трубки «Удачная»: отчет о НИР / ВНИМИ; рук. В. Д. Палий. СПб., 2002. 55 с.
2. Разработка технологического регламента для проектирования технологии отработки подкарьерных запасов трубки «Удачная»: отчет о НИР / ИГД СО РАН, ОАО «ВостНИГРИ», ОАО «Сибгипроруда»; рук. В. И. Клишин, Л. М. Цинкер, Н. В. Чиж. Новосибирск–Новокузнецк, 2006. 255 с.
3. Обоснование и выбор геомеханических моделей для прогноза НДС горного массива для рудников АК «АЛРОСА»: отчет о НИР / ИПКОН РАН; рук. М. А. Иофис. М., 2005. 127 с.
4. Сашурин А. Д. Сдвигание горных пород на рудниках черной металлургии. Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 1999. 268 с.
5. Балеk А. Е., Сашурин А. Д. Проблема оценки природного напряженно-деформированного состояния горного массива при освоении недр // ГИАБ. 2016. Спец. вып. 21. С. 9–23.
6. Ефремов Е. Ю., Желтышева О. Д. Метод определения напряжений на протяженных участках массива горных пород // Изв. вузов. Горный журнал. 2013. № 7. С. 34–39.
7. Ручкин В. И., Коновалова Ю. П. Изменение напряженно-деформированного состояния геологической среды под воздействием комплекса естественных и техногенных геодинамических факторов на горнодобывающих предприятиях // Проблемы недропользования. 2015. № 1(4). С. 32–37.
8. Панжин А. А. Решение проблемы выбора опорных реперов при исследовании процесса сдвига на объектах недропользования // Маркшейдерия и недропользование. 2012. № 2. С. 51–54.

Поступила в редакцию 15 марта 2017 года

THE SUBSTANTIATION OF GEOMECHANICAL CONDITIONS OF “UDACHNAYA PIPE” DIAMOND DEPOSIT UNDERGROUND MINING

Balek A. E., Efremov E. Iu. – The Institute of Mining, UB RAS, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: efremov-eu@mail.ru

The results of the research of “Udachnaya pipe” rock massif (western Sakha) stress-strained state are presented; the massif is developed by “Udachny” mine Alrosa PJSC with the use of opencast and underground mining. The field

measurement of the rock massif deformations has not determined any significant tectonic component of stress-strained state, but they fixed periodic reversal oscillations of horizontal stresses of rock massif enclosing the pit, which took place within 2000–2014 (with the period of 1 year and less). The amplitudes of the oscillations are commensurate to trend shifts of the massif, which are conditioned on its elastic deformations caused by open pit mining and approximately equal to ± 20 mm. This factor determines 30–60% of underground mine workings edge rock massif “original” stress condition variability. It should be considered when solving the problems of geomechanical maintenance of mining.

Key words: field measurement; rock massif; stress-strained state; underground mine workings; drivage.

REFERENCES

1. *Geomekhanicheskoe obosnovanie tekhnicheskikh reshenii po vskrytiiu i otrabotke podkar'ernykh zapasov trubki "Udachnaia". Otchet o NIR. VNIMI; ruk. V. D. Palii* [Geomechanical substantiation of engineering solutions on pit reserves winning and removing at the “Udachnaya pipe”. Research report of VNIMI Institute. V. D. Palii]. St. Petersburg, 2002. 55 p.
2. *Razrabotka tekhnologicheskogo reglamenta dlia proektirovaniia tekhnologii otrabotki podkar'ernykh zapasov trubki "Udachnaia". Otchet o NIR. IGD SO RAN, OAO «VostNIGRI», OAO «Sibgiproruda; ruk. V. I. Klishin, L. M. Tsinker, N. V. Chizh* [The development of the processing regulations to design “Udachnaya pipe” pit reserves removing technology. Research report of the Institute of Mining, SB RAS, OJCS “VostNIGRI”, OJCS “Sibgiproruda”. V. I. Klishin, L. M. Tsinker, N. V. Chizh]. Novosibirsk – Novokuznetsk, 2006. 255 p.
3. *Obosnovanie i vybor geomekhanicheskikh modelei dlia prognoza NDS gornogo massiva dlia rudnikov AK "ALROSA". Otchet o NIR. IPKON RAN; ruk. M. A. Iofis* [Substantiation and choice of geomechanical models to forecast stress-strained state of a rock massif for the mines of Alrosa PJCS. Research report of Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources RAS. M. A. Iofis]. Moscow, 2005. 127 p.
4. Sashurin A. D. *Sdvizhenie gornykh porod na rudnikakh chernoii metallurgii* [Rock displacement in the mines of ferrous metallurgy]. Ekaterinburg, IM UB RAS Publ., 1999. 268 p.
5. Balek A. E., Sashurin A. D. [The problem of estimating natural stress-strained state of the rock massif under mineral exploitation]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2016, sp. ed. 21, pp. 9–23. (In Russ.)
6. Efremov E. Iu., Zheltysheva O. D. [Method for determining the stress throughout the stretches of rock mass] *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2013, no. 7, pp. 34–39. (In Russ.)
7. Ruchkin V. I., Konovalova Iu. P. [The change in the stress-strained state of the geological environment under the impact of the complex of natural and technogenic geodynamical factors at the mining enterprises]. *Problemy nedropol'zovaniia – The Problems of Subsoil Use*, 2015, no. 1(4), pp. 32–37. (In Russ.)
8. Panzhin A. A. [Solution to the problem of the choice of supporting benchmarks under the investigation of the process of displacement at the establishments of the subsoil use]. *Marksheideriia i nedropol'zovanie – Mine Surveying and Subsoil Use*, 2012, no. 2, pp. 51–54. (In Russ.)

УДК 622.83

ИССЛЕДОВАНИЯ КОНВЕРГЕНЦИИ ПОРОДНЫХ СТЕНОК СТВОЛА В УСЛОВИЯХ ЗАПРЕДЕЛЬНОГО СОСТОЯНИЯ ПРИЗАБОЙНОГО МАССИВА

ХАРИСОВ Т. Ф.

В работе приведены результаты исследований формирования горного давления на крепь в призабойной части в условиях перехода массива в предельное состояние. Исследования выполнены методами натурных измерений деформаций окружающего горного массива в призабойной зоне на базах измерений, соответствующих параметрам сечения выработки в процессе строительства ствола по совмещенной технологической схеме в массиве скальных пород, находящемся в предельном напряженно-деформированном состоянии. На основе полученных экспериментальных измерений, с помощью компьютерной программы построения функционально-факторных уравнений нелинейной регрессии «Тренды ФСП-1» получена математическая модель, описывающая изменение абсолютных деформаций породных стенок при продвижении забоя. Из полученной модели деформации выделена экспоненциальная зависимость коэффициента, характеризующего конвергенциальные процессы, от отношения расстояния до забоя к радиусу выработки. Полученные значения коэффициента в условиях предельного напряженно-деформированного состояния вмещающего массива существенно отличаются от значений, определенных ранее для упругого поведения пород.

Ключевые слова: деформация; вмещающий массив; предел прочности; строительство ствола; уход забоя; конвергенция.

Нарушение крепи шахтных стволов, вызванное деформацией окружающего массива, в основном наблюдается в процессе строительства. При проходке выработки (ствола) происходит разгрузка вмещающего массива, сопровождающаяся смещением породных стенок к центру выработанного пространства (конвергенция) [1]. Зона деформаций вмещающего массива в процессе строительства стволов начинается впереди забоя и охватывает призабойную часть выработки. Сдерживающее влияние забоя препятствует полной реализации смещений породных стенок выработки в призабойной области [2, 3]. Уход забоя в процессе строительства ствола провоцирует смещения породных стенок U к центру выработки. Рост деформаций породных стенок ствола происходит постепенно, по мере продвижения забоя. Полные смещения U_{∞} , вызванные уходом забоя, реализуются на расстоянии, равном трем радиусам выработки [4] (рис. 1).

Для учета смещений породных стенок вводится корректирующий множитель α^* , выражающий долю нереализовавшихся деформаций, вызванных уходом забоя выработки:

$$\alpha^* = 1 - U/U_{\infty}.$$

Исследования конвергенции породных стенок в призабойной зоне выработки, вызванной продвижением забоя, выполнены учеными М. Баудендистелом, Б. З. Амусиным, Н. С. Бульчевым, А. В. Зубковым, А. Е. Балеком.

Харисов Тимур Фаритович – младший научный сотрудник лаборатории геомеханики подземных сооружений, 620075, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: Timur-ne@mail.ru

М. Баудендистел, используя метод конечных элементов, получил значение α^* (коэффициент нагрузки) [4]:

$$\alpha^* = 0,64 \exp(-1,75L/R),$$

где L – расстояние от наблюдательной станции до забоя, м; R – радиус выработки вчерне, м.

Б. З. Амосин на основании обработки результатов натурных наблюдений за смещениями пород в выработках предложил следующую эмпирическую формулу для определения указанного множителя [4]:

$$\alpha^* = \exp(-1,3L/R).$$

Н. С. Булычев вывел экспоненциальную зависимость исходя из результатов корреляционного анализа, полученных М. Баудендистелом [4]:

$$\alpha^* = 0,6 \exp(-1,38L/R).$$

А. В. Зубков изучил влияние уходки забоя на напряженно-деформированное состояние вмещающего массива, выполнив объемное моделирование на пенопласте [5]. В результате определены величины деформаций стенок выработки с круглым сечением при продвижении забоя. Линии тренда деформаций растяжения и сжатия выполаживаются при $L/R = 2$, т. е. зона влияния забоя равна двум радиусам выработки.

А. Е. Балек (ИГД УрО РАН) в результате исследования напряженно-деформированного состояния массива и крепи стволов Донского горно-обогатительного комбината вывел экспоненциальную зависимость [2]:

$$\alpha^* = 0,55 \exp(-1,75L/R).$$

Все исследования и расчеты α^* , выполненные ранее, произведены в условиях упругой модели неразрушенного горного массива с действующими гравитационными и тектоническими напряжениями, не превышающими предел прочности массива. Массивы, находящиеся в запредельном напряженном состоянии, когда тектонические напряжения превышают предел их прочности, деформируются иначе. Происходит растрескивание горного массива, сопровождающееся взаимными подвижками структурных породных блоков. Отсюда следует, что необходимо провести дополнительные исследования закономерности изменения множителя α^*

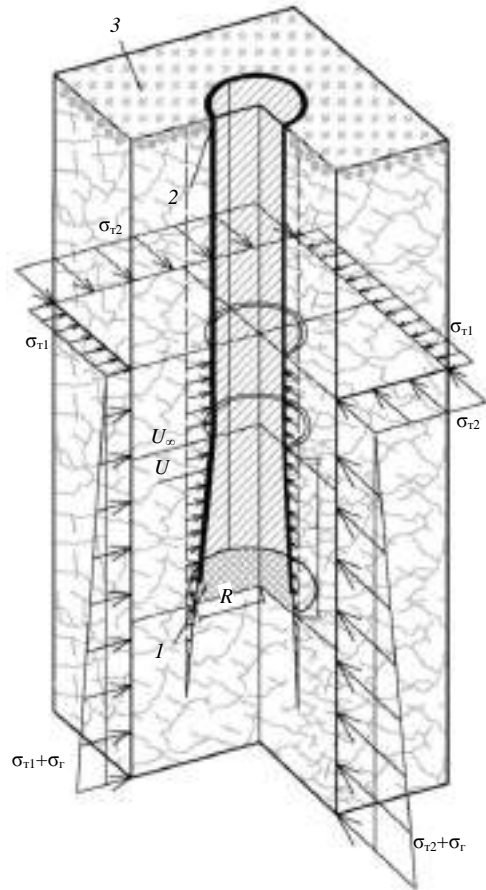


Рис. 1. Схема смещений поверхности выработки в призабойной части:

1 – забой ствола; 2 – постоянная крепь ствола; 3 – земная поверхность; σ_t – тектонические напряжения; σ_g – гравитационные напряжения; R – радиус ствола; U – величина деформаций породных стенок ствола; U_c – величина полных деформаций породных стенок

в зависимости от расстояния до забоя в процессе строительства ствола в массиве, находящемся в запредельном напряженно-деформированном состоянии.

В стволе «Клетевой» шахты «Десятилетие независимости Казахстана» («ДНК») выполнены исследования деформирования (конвергенции) породных стенок ствола в серпентинитовом массиве. Особенность массива заключается в том, что на глубине более 500 м он находится в запредельном напряженном состоянии. Тектонические напряжения превышают предел его прочности, в результате чего происходит растрескивание горного массива, сопровождающееся взаимными подвижками структурных породных блоков [6].

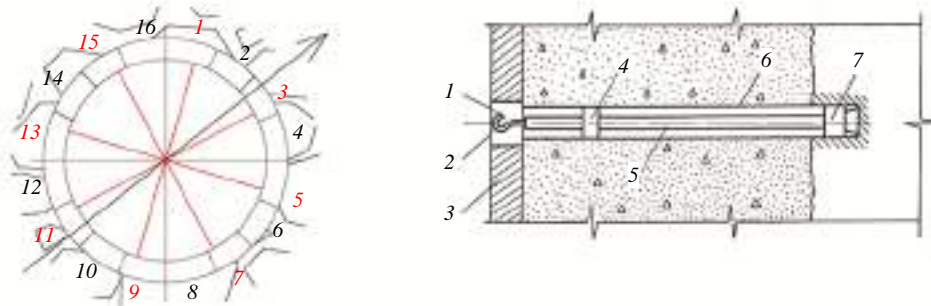


Рис. 2. Схема размещения измерительных станций в стволе «Клетевой»: 1 – тампонажное отверстие; 2 – крюк; 3 – спинка тубинга; 4 – направляющая втулка; 5 – штанга; 6 – шпур диаметром 42 мм; 7 – цанговый зажим

Измерения деформаций вмещающего массива проводились на глубине 800–830 м в тубинговых кольцах № 348, 350, 354, 357, 360, 363, 365 ствола «Клетевой» в процессе его проходки по совмещенной технологической схеме. Замеры осуществлялись на больших базах, установленных в породе через тампонажные отверстия

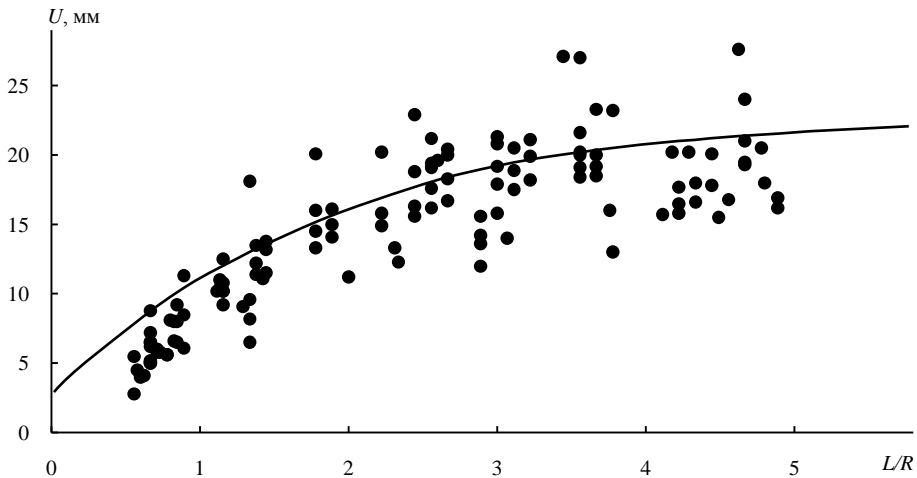


Рис. 3. График зависимости деформации породных стенок ствола от отношения расстояния до забоя ствола к радиусу выработки

тубингов на глубину до 1 м. Измерения расстояния между этими реперами выполнялись в четырех направлениях между тубингами 1–9, 3–11, 5–13, 7–15 по азимутам через 45° по мере уходки забоя от места установки реперов (рис. 2) [7].

Результаты натурных измерений представлены на рис. 3. Каждая точка отображает результат замера уровня деформаций окружающего массива при разных расстояниях от наблюдательной станции до забоя ствола в процессе его проходки.

Линией изображен тренд изменения значений U – деформаций при увеличении расстояния до забоя. Нарастание U происходит постепенно, 70 % деформаций происходит на расстоянии, равном двум радиусам исследуемой выработки. Выполживается график при $U_{\infty} = 20,4$ мм, что свидетельствует о полной реализации конвергенции, вызванной уходом забоя ствола, на расстоянии, равном пяти–шести радиусам выработки вчерне.

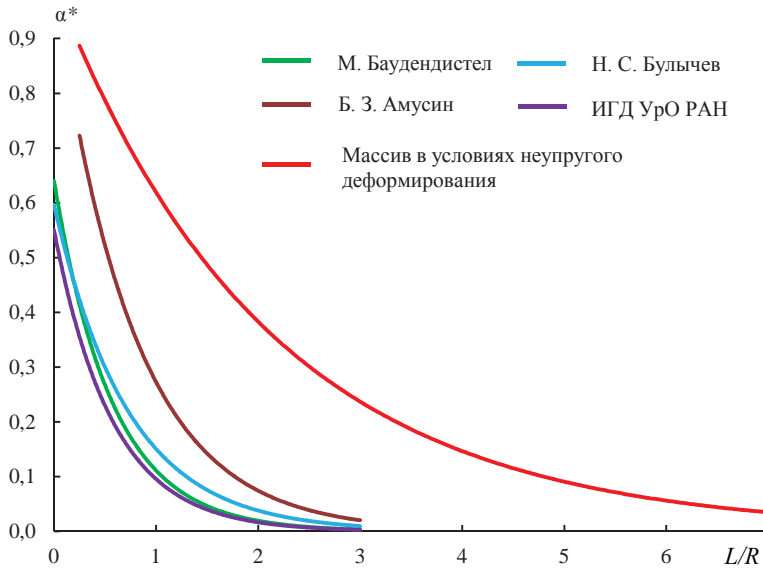


Рис. 4. Зависимость значения коэффициента α^* от отношения отставания крепи от забоя к радиусу ствола

На основе полученных результатов измерений, с помощью компьютерной программы построения функционально-факторных уравнений нелинейной регрессии «Тренды ФСП-1» получена следующая математическая модель [8]:

$$U = 24(1 - \exp(-0,48L/R))$$

при коэффициенте детерминации $R^2 = 0,80$.

Из полученной математической модели выделена экспоненциальная зависимость коэффициента α^* от отношения расстояния до забоя к радиусу выработки вчерне:

$$\alpha^* = \exp(-0,48L/R). \quad (1)$$

Значения коэффициента α^* , полученные в условиях запредельного напряженно-деформированного состояния вмещающего массива, существенно отличаются от значений, полученных учеными ранее. На рис. 4 в виде графиков представлены результаты, полученные автором, и результаты, полученные Б. З. Амосиным, М. Баудендистелом, Н. С. Бульчевым, А. В. Зубковым и А. Е. Балеком. Значения множителя α^* для массива, находящегося в запредельном состоянии, значительно выше, чем для массива в условиях упругого деформирования. Зона влияния

забоя в исследуемом массиве в 2–3 раза больше, чем в массиве в условиях упругого деформирования и составляет шесть–семь радиусов выработки вчерне.

Столь существенные различия позволяют сделать вывод: значения множителя α^* и закономерности его изменения, определенные учеными, применимы не для всех видов массивов. Если поле напряжений массива превышает его предел прочности и массив перестает вести себя как упругая среда, предлагается применять закономерности изменения α^* , полученные автором статьи (формула (1)).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Боликов В. Е., Харисов Т. Ф., Озорнин И. Л. Напряженно-деформированное состояние бетонной крепи при строительстве вертикальных стволов // ГИАБ. 2011. № 11. С. 77–86.
2. Ручкин В. И., Желтышева О. Д. Влияние техногенной нагрузки на динамику напряженно-деформированного состояния массива горных пород // Проблемы недропользования. 2015. № 1(4). С. 26–31.
3. Сашурин А. Д. Формирование напряженно-деформированного состояния иерархически блочного массива горных пород // Проблемы недропользования. 2015. № 1(4). С. 38–44.
4. Булычев Н. С. Механика подземных сооружений. М.: Недра, 1994. 382 с.
5. Афонин И. В., Влох Н. П., Жуков Б. П. и др. Разработка методов и аппаратуры для оценки напряженного состояния пород в нетронутым массиве. Свердловск: ИГД, 1979. 306 с.
6. Сашурин А. Д., Балец А. Е., Далатказин Т. Ш. и др. Деструкция земной коры и процессы самоорганизации в областях сильного техногенного воздействия. Новосибирск: СО РАН, 2012. С. 119–178.
7. Харисов Т. Ф., Озорнин И. Л. Формирование напряжений в крепи при строительстве вертикальных стволов в тектонически напряженном горном массиве // Изв. вузов. Горный журнал. 2013. № 6. С. 60–67.
8. Харисов Т. Ф., Антонов В. А. Обеспечение устойчивости крепи в процессе строительства вертикальных стволов // Проблемы недропользования. 2014. № 1. С. 65–69.

Поступила в редакцию 20 марта 2017 года

MINE SHAFT ROCK WALLS CONVERGENCE INVESTIGATIONS IN THE CONDITIONS OF THE OUT-OF-LIMIT STATE OF THE BOREHOLE MASSIF

Kharisov T. F. – Institute of Mining of Ural Branch of RAS, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: Timur-ne@mail.ru.

This work presents the results of the investigations of the formation of rock pressure on the support in the borehole zone in conditions of the rock massif transition to the out-of-limit state. The investigations are carried out by methods of field measurements of deformations of the surrounding rock massif in the borehole zone, on the measurement bases corresponding to the excavation section parameters in the process of the combined flowsheet construction of the mine shaft in the rock massif in the out-of-limit stress-strain state. On the basis of experimental measurements with the help of a computer program for the formation of functional-factorial equations of nonlinear regression "Trends FSP-1", the mathematical model describing the change in the absolute deformations of rock walls with the face advancement is derived. From the resulting mathematical model of deformation the exponential dependence of the coefficient, characterizing convergence processes, on the ratio of the distance from the face to the radius of the excavation is derived. The resulting values of the coefficient in conditions of the out-of-limit stress-strain state of the enclosing massif differ significantly from the values obtained previously for the elastic behavior of rocks.

Key words: deformations; enclosing massif; ultimate strength; construction of a mine shaft; face displacement; convergence.

REFERENCES

1. Bolikov V. E., Kharisov T. F., Ozornin I. L. [Stress-strain state of concrete support under the construction of vertical shafts]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tehnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2011, no. 11, pp. 77–86. (In Russ.)
2. Ruchkin V. I., Zheltysheva O. D. [The effect of technogenic load on the dynamics of stress-strain state of rock massif]. *Problemy nedropol'zovaniia – The Problems of Subsoil Use*, 2015, no. 1(4), pp. 26–31. (In Russ.)
3. Sashurin A. D. [Forming stressed-deformed state of hierarchically unitized rock mass]. *Problemy nedropol'zovaniia – The Problems of Subsoil Use*, 2015, no. 1(4), pp. 38–44. (In Russ.)
4. Bulychev N. S. *Mekhanika podzemnykh sooruzhenii* [Mechanics of underground constructions]. Moscow, Nedra Publ., 1994. 382 p.
5. Afonin I. V., Vlokh N. P., Zhukov B. P., and others. *Razrabotka metodov i apparatury dlia otsenki napriazhennogo sostoiianiia porod v netronutom massive* [The development of methods and hardware for the estimation of stress-strain state of rock in the untouched massif]. Sverdlovsk, the Institute of Mining Publ., 1979. 306 p.

6. Sashurin A. D., Balek A. E., Dalatkazin T. Sh., and others. *Destruxtsiia zemnoi kory i protsessy samoorganizatsii v oblastiakh sil'nogo tekhnogenного vozdeistviia* [Earth crust destruction and the processes of self-management in the regions of technogenic impact]. Novosibirsk, SB RAS Publ., 2012, pp. 119–178.
 7. Kharisov T. F., Ozornin I. L. [Formation of stress in attachment in construction of vertical shaft in the tectonic stress of mountain range]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2013, no. 6, pp. 60–67. (In Russ.)
 8. Kharisov T. F., Antonov V. A. [Study of deformation of rocks in the process of vertical shaft sinking]. *Problemy nedropol'zovaniia – The Problems of Subsoil Use*, 2014, no. 1, pp. 65–69. (In Russ.)
-

МЕХАНИЗАЦИЯ ГОРНЫХ РАБОТ. ГОРНЫЕ МАШИНЫ И КОМПЛЕКСЫ

УДК 622.879

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РЕЖИМОВ РАБОТЫ ДВИГАТЕЛЕЙ ГЛАВНЫХ МЕХАНИЗМОВ ОДНОКОВШОВОГО ЭКСКАВАТОРА

ЛУКАШУК О. А., ЛЕТНЕВ К. Ю., КОМИССАРОВ А. П.

Установлено, что при совместной работе главных механизмов (механизмов подъема и напора) и механизма рабочего оборудования, входящих в состав передаточного механизма одноковшового экскаватора, режимы работы двигателей механизмов подъема и напора существенно изменяются. Показано, что в процессе копания изменение режимных параметров обусловлено как ростом сил сопротивления перемещению ковша (силы тяжести породы, поступающей в ковш, и силы трения), так и изменением относительного положения звеньев механизма рабочего оборудования и, соответственно, плеч действия сил. Определены значения режимных параметров главных механизмов (скорости, усилия подъема и напора) в зависимости от положения ковша в рабочей зоне экскаватора при постоянных значениях силы сопротивления копанию и скорости копания. Выявлены участки рабочей зоны экскаватора с форсированными режимами работы двигателей главных механизмов при перемещении ковша по крутонаклонным траекториям, параллельным откосу уступа. Анализ степени взаимодействия приводов главных механизмов при реализации заданных энергосиловых параметров на режущей кромке ковша позволит обосновать адаптивную и самонастраиваемую систему управления рабочим процессом.

Ключевые слова: одноковшовый экскаватор; главные механизмы; механизм рабочего оборудования; режимы работы двигателей.

Эффективность функционирования одноковшового экскаватора как сложной электромеханической системы определяется степенью согласования режимных параметров и координацией работы главных механизмов (механизмов подъема и напора) при реализации заданного закона движения рабочего органа. Закон движения ковша (траектория, сила сопротивления породы копанию) зависит от горнотехнических условий эксплуатации (крепость разрабатываемых пород, наличие негабаритов, высота забоя и др.).

Изменение условий отработки забоя приводит к существенному отклонению значений режимных параметров от расчетных величин, что затрудняет ведение процесса экскавации пород. Выявление особенностей формирования значений режимных параметров в различных условиях позволит обосновать рациональный алгоритм управления рабочим процессом и обеспечить полное использование установленной мощности силового оборудования одноковшового экскаватора.

Лукашук Ольга Анатольевна – кандидат технических наук, заведующая кафедрой подъемно-транспортных машин и роботов. 620002, г. Екатеринбург, ул. Мира, 19, Уральский федеральный университет. E-mail: oldim96@mail.ru

Летнев Константин Юрьевич – старший преподаватель кафедры подъемно-транспортных машин и роботов. 620002, г. Екатеринбург, ул. Мира, 19, Уральский федеральный университет.

Комиссаров Анатолий Павлович – доктор технических наук, профессор кафедры горных машин и комплексов. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: gmf.gmk@ursmu.ru

Цель исследования – установление закономерностей формирования режимных параметров главных механизмов, т. е. реализуемой мощности в процессе экскавации грунта.

Задачи исследования:

- определение режимных параметров главных механизмов в зависимости от положения ковша в рабочей зоне экскаватора;
- выявление степени взаимодействия главных механизмов при совместной работе.

Особенностью структуры электромеханической системы одноковшового экскаватора (рис. 1) является наличие двухступенчатого передаточного механизма, состоящего из главных механизмов (механизмов подъема и напора) и механизма рабочего оборудования, соединяющего главные механизмы с рабочим органом (ковшом).

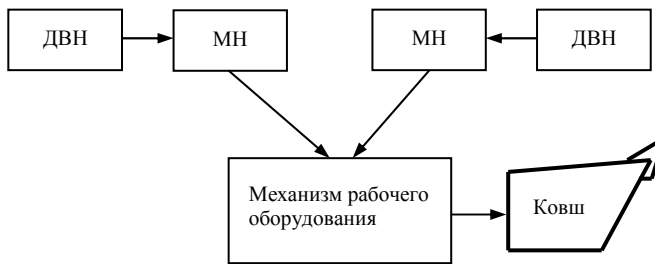


Рис. 1. Структурная схема привода главных копающих механизмов карьерного экскаватора:
ДВП, ДВН – двигатели механизмов подъема (МП) и напора (МН)

Механизм рабочего оборудования (рис. 2) включает четыре подвижных звена: звено 1 в виде жестко соединенных рукояти AB и ковша BK (в дальнейшем – звено *рукоять–ковш*), образующее со стойкой O_1 двухподвижную пару (поступательную и вращательную) посредством седлового подшипника – звена 2; звено 3 – элемент подъемного каната и звено 4 – головной блок стрелы. Звенья 3 и 4 кинематически эквивалентны стержням, образующим вращательные пары между собой, со звеном 1 и стойкой O_2 . Звенья 1 и 4 представляют собой выходные звенья главных механизмов напора и подъема. При этом скорость точки A звена 1 равна скорости напора V_n , а скорость точки D равна скорости подъема V_p .

Механизм рабочего оборудования имеет две степени свободы, т. е. число независимых возможных перемещений (обобщенных координат) равно двум.

За обобщенные координаты можно принять положения звеньев 2 и 4 или, поскольку звено 1 образует со стойкой двухподвижную пару, координаты, определяющие положение звена 1. Поскольку положения звеньев 2 и 4 являются произвольными ввиду несогласованной работы главных механизмов – подъема и напора, то в качестве обобщенных координат принимаются координаты точки K (вершины режущей кромки ковша или зуба) в неподвижной системе координат xOy и угол наклона траектории движения точки K звена 1 (направление скорости копания V_k).

Система координат состоит из двух пересекающихся в точке O взаимно перпендикулярных осей координат, где Ox – уровень стояния экскаватора, Oy – ось вращения платформ.

Поскольку положение ковша определяет положения всех звеньев механизмов, то звено 1 является начальным звеном, т. е. определение положений и скоростей

звеньев механизма рабочего оборудования и режимных параметров главных механизмов начинается с определения (задания) положения и скорости звена 1 (вершины режущей кромки).

На основе разработанной математической модели механизма рабочего оборудования получены зависимости для определения режимных параметров механизмов подъема и напора (скоростей подъема V_n и напора V_{np} , усилий подъема F_n и напора F_{np}) при перемещении ковша в процессе экскавации породы по эквидистантным траекториям при высоте уступа (развала породы), равной расчетной высоте копания (высоте оси напорного вала) и максимальной высоте копания (по технической характеристике экскаватора).

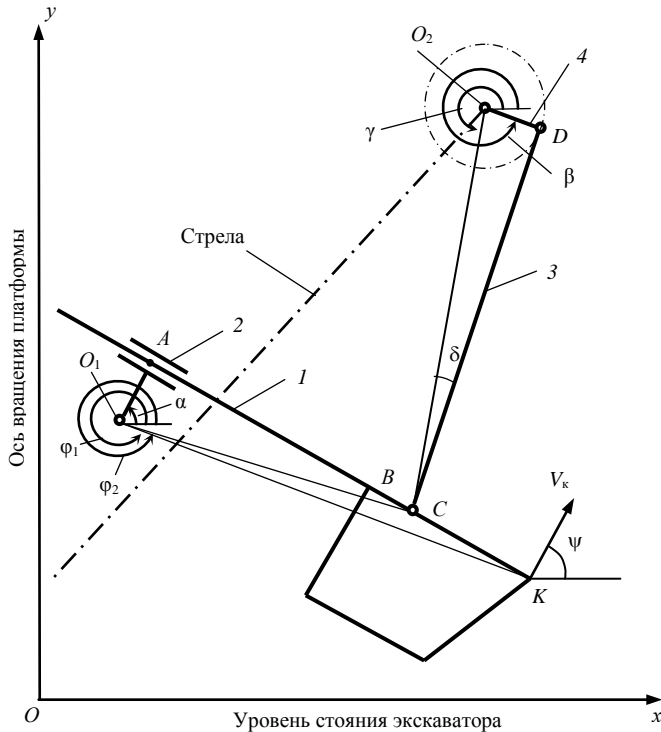


Рис. 2. Кинематическая схема механизма рабочего оборудования:
1 – звено *рукоять–ковш*; 2 – седловой подшипник; 3 – фрагмент подъемного каната; 4 – головной блок; α , β , γ , φ_1 , φ_2 , ψ – углы, определяющие положения звеньев

В табл. 1 и 2 приведены результаты расчета режимных параметров главных механизмов экскаватора ЭКГ-20 производства ПАО «Уралмашзавод».

Исходные данные для расчета:

- размеры рабочей зоны экскаватора (рис. 3) – максимальная высота копания $H_{к\max} = 17$ м, расчетная высота копания $H_{к\text{расч}} = 12$ м, минимальный и максимальный радиусы копания на уровне стояния экскаватора $R_{к\text{ус}\min} = 9$ м и $R_{к\text{ус}\max} = 18$ м, максимальный радиус копания $R_{к\max} = 23,4$ м;

- геометрические (линейные и угловые) размеры рабочего оборудования;

- траектории перемещения ковша (вершины режущей кромки – точки К) представляют собой прямые линии, проходящие по границам и центру рабочей зоны под углом, равным углу откоса уступа;

- скорость копания $V_k = 1$ м/с;

– сила сопротивления породы копанью (касательная составляющая): $F_{c1}^t = 325$ кН при расчетной высоте копания и $F_{c2}^t = 230$ кН при максимальной высоте копания; сила тяжести порожнего ковша $G_k = 400$ кН, груженого ковша $G_{к+п} = 700$ кН, рукояти $G_p = 300$ кН.

Из приведенных таблиц следует, что режимы работы двигателей и режимные параметры главных механизмов существенно изменяются в пределах рабочей зоны экскаватора в зависимости от положения ковша.

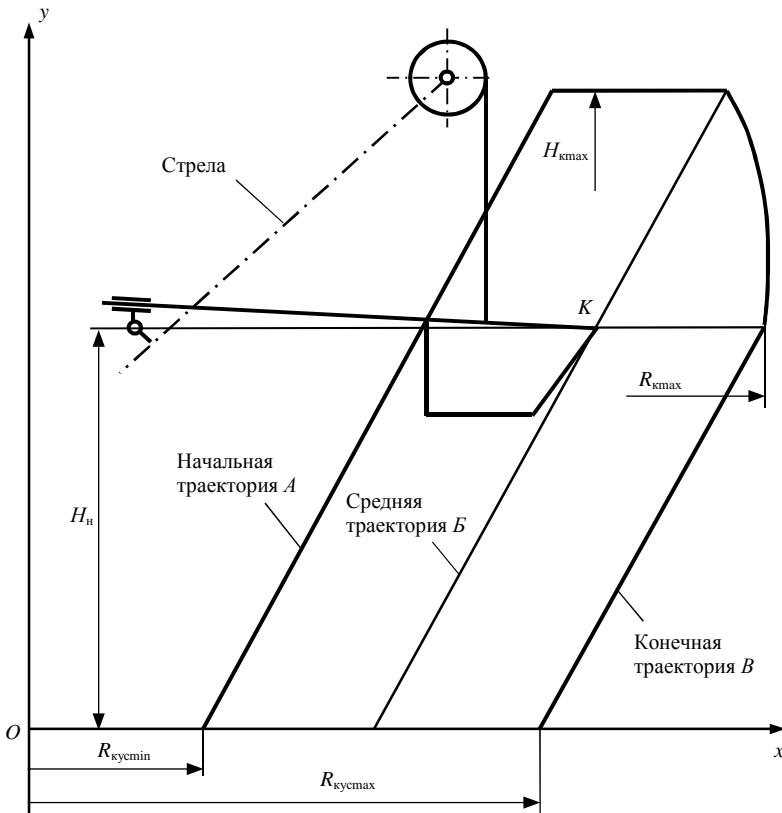


Рис. 3. Рабочая зона карьерного экскаватора (мехлопаты):
А, Б, В – траектории перемещения ковша; H_n – высота оси напорного вала

Оценка режимов работы двигателей механизмов подъема и напора при экскавации породы при расчетной высоте копания. Экскавация породы при расчетной высоте копания является основным способом работы экскаватора, при котором реализуются максимальные рабочие нагрузки из условия устойчивости экскаватора и достигается наибольшая производительность [1].

Из данных табл. 1 следует, что двигатель механизма подъема работает в двигательном режиме [2] в пределах рабочей зоны, при этом с ростом радиуса копания (координаты X_k) значения скоростей подъема уменьшаются при одновременном увеличении усилий подъема (за исключением положения ковша с координатой $X_k = 15,9$ м).

Режимы работы двигателя механизма напора существенно меняются при изменении как радиуса копания, так и ординаты Y_k .

Так, при копании в нижней части рабочей зоны ($Y_k \leq 6$ м) двигатель механизма напора работает в трех режимах:

- при перемещении ковша по начальной A и средней B траекториям в двигательном режиме с обратным вращением ($V_n < 0$ и $F_n < 0$);
- при перемещении ковша по крайней траектории B сначала (табл. 1, поз. 21–23) в генераторном режиме (режиме противовключения при $V_n < 0$ и $F_n > 0$) и затем (поз. 24) в двигательном режиме ($V_n > 0$ и $F_n > 0$).

Таблица 1

**Режимные параметры главных механизмов экскаватора ЭКГ–20
при расчетной высоте копания**

Номер позиции	Исходные данные			Расчетные данные			
	X_k , м	Y_k , м	$G_{к+п}$, кН	V_n , м/с	V_n , м/с	F_n , кН	F_n , кН
<i>Начальная траектория А</i>							
1	9,00	0	400	0,95	–0,87	440	–580
2	10,15	2	450	0,91	–0,81	510	–580
3	11,30	4	500	0,84	–0,70	570	–590
4	12,45	6	550	0,70	–0,51	690	–580
5	13,60	8	600	0,52	–0,19	920	–580
6	14,75	10	650	0,50	0,19	1240	–670
7	15,90	12	700	0,66	0,50	1590	–840
<i>Средняя траектория Б</i>							
11	13,50	0	400	0,88	–0,64	770	–230
12	14,65	2	450	0,83	–0,51	810	–240
13	15,80	4	500	0,76	–0,34	850	–230
14	16,95	6	550	0,70	–0,12	890	–200
15	18,10	8	600	0,66	0,11	960	–120
16	19,25	10	650	0,65	0,32	1020	2
17	20,40	12	700	0,62	0,50	1080	200
<i>Конечная траектория В</i>							
21	18,00	0	400	0,79	–0,39	1020	110
22	19,15	2	450	0,73	–0,25	1060	150
23	20,30	4	500	0,68	–0,09	1100	210
24	21,45	6	550	0,61	0,07	1150	320
25	22,60	8	600	0,53	0,23	1210	480
26	23,75	10	650	0,42	0,38	1290	710
27	24,90	12	700	0,27	0,50	1420	1030

При копании в средней части рабочей зоны ($6 \text{ м} < Y_k \leq 12 \text{ м}$) двигатель механизма напора работает в следующих режимах:

- при перемещении ковша по начальной траектории A сначала в двигательном режиме с обратным вращением и затем (поз. 6 и 7) в генераторном режиме (режиме динамического торможения при $V_n > 0$ и $F_n < 0$);
- при перемещении ковша по средней траектории B сначала (поз. 15) в режиме динамического торможения и затем в двигательном режиме;
- при перемещении ковша по крайней траектории B в двигательном режиме.

Определение режимов работы двигателей механизмов подъема и напора при экскавации породы при максимальной высоте копания. Из табл. 2 следует, что двигатель механизма подъема работает в двигательном режиме, причем при перемещении ковша по начальной траектории A усилия подъема значительно возрастают, а скорость подъема сначала уменьшается (примерно в два раза), а затем

снова увеличивается. При расположении ковша в верхней части рабочей зоны скорости подъема и напора примерно равны скорости копания, т. е. имеют максимальные значения. При этом значения усилий подъема и напора возрастают ввиду противодействия двигателей подъема и напора (разнонаправленности усилий подъема и напора).

Двигатель механизма напора работает в следующих режимах:

– при перемещении по начальной траектории сначала в двигательном режиме с обратным вращением, а затем в режиме динамического торможения;

– при перемещении ковша по средней траектории сначала в двигательном режиме с обратным вращением, затем в режиме динамического торможения и в конце хода – в двигательном режиме.

Таблица 2

Режимные параметры главных механизмов экскаватора ЭКГ–20 при максимальной высоте копания

Номер позиции	Исходные данные			Расчетные данные			
	X_k , м	Y_k , м	$G_{к+п}$, кН	$V_{п}$, м/с	$V_{н}$, м/с	$F_{п}$, кН	$F_{н}$, кН
<i>Начальная траектория А</i>							
1	9,00	0	400	0,95	–0,87	290	–630
2	10,15	2	435	0,92	–0,81	350	–620
3	11,30	4	470	0,84	–0,70	420	–605
4	12,45	6	500	0,70	–0,51	520	–580
5	13,60	8	540	0,52	–0,19	700	–555
6	14,75	10	575	0,50	0,19	975	–590
7	15,90	12	610	0,66	0,50	1270	–700
8	17,05	14	650	0,80	0,70	1560	–850
9	18,20	16	680	0,89	0,81	1810	–1005
10	18,80	17	700	0,91	0,84	1910	–1060
<i>Средняя траектория Б</i>							
11	13,50	0	400	0,88	–0,64	610	–310
12	14,65	2	435	0,83	–0,51	640	–300
13	15,80	4	470	0,76	–0,34	680	–280
14	16,95	6	500	0,70	–0,12	710	–230
15	18,10	8	540	0,66	0,11	780	–155
16	19,25	10	575	0,65	0,32	830	–40
17	20,40	12	610	0,62	0,50	885	140
18	21,55	14	650	0,50	0,63	930	420
19	22,70	16	680	0,22	0,72	1015	845
20	23,30	17	700	0,02	0,76	1125	1130

В целом, режим работы двигателя механизма подъема (как основного рабочего механизма) является стабильным в процессе копания по крутонаклонным траекториям, что в конечном счете обеспечивает высокую производительность экскаватора.

Двигатель механизма напора функционирует в разных режимах, что обуславливает существенную вариацию режимных параметров механизма напора.

Таким образом, режимные параметры главных (копающих) механизмов подъема и напора существенно изменяются в процессе экскавации породы при постоянных значениях скорости копания и силы сопротивления породы копанию.

В целом, управление процессом копания затруднено и достижение требуемого закона движения ковша возможно при практически непрерывном контроле положения ковша в забое и постоянном регулировании скоростей рабочих движений.

Особое внимание необходимо обратить на степень отклонения значений усилий подъема и напора от номинального уровня до предельных значений, соответствующих величине стопорного момента на валах двигателей, что допустимо при автоматизированной системе привода главных механизмов. Так, при перемещении ковша по конечной траектории при увеличении усилия подъема при одновременном увеличении радиуса копания возможна потеря устойчивости экскаватора. При экскавации породы в верхней части рабочей зоны при одновременном росте усилий подъема и напора возрастает момент сил, опрокидывающий стрелу в сторону экскаватора, и может произойти поворот (*поддомкрачивание* [3]) стрелы с последующим ее возвратом (падением) в начальное положение, что сопровождается значительными динамическими нагрузками.

Эффективное управление рабочим процессом копания и достижение заданных траекторий перемещения ковша должно быть основано на реализации алгоритма управления, разрабатываемого на основе вычислительного эксперимента по экскавации пород в конкретных условиях работы экскаватора.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Беляков Ю. И. Проектирование экскаваторных работ. М.: Недра, 1983. 349 с.
2. Епифанов А. П., Малайчук Л. М., Гущинский А. Г. Электропривод. СПб.: Лань, 2012. 400 с.
3. Подэрни Р. Ю. Механическое оборудование карьеров. М.: МГГУ, 2007. 680 с.

Поступила в редакцию 15 марта 2017 года

THE MODES OF OPERATION DETERMINATION OF THE MAIN MECHANISMS ENGINES OF A POWER SHOVEL

Lukashuk O. A., Letnev K. Iu. – Ural Federal University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: oldim96@mail.ru
Komissarov A. P. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: gmf.gmk@ursmu.ru

It has been determined that under the combined action of the main mechanisms (lifting and thrust mechanism) and implement mechanism, which are part of a gear of a power shovel, the modes of operation of lifting and thrust mechanisms of engine change significantly. It has been shown that in the process of digging, changing of operating parameters is conditioned on both shovel drag force (gravitational force of rock passing into the shovel, and friction force) and changing of the relative position of links of the implement mechanism and, thereafter, arm of force. Values of operating parameters of the main mechanisms have been determined (speed, lifting and thrust force) depending on the position of a shovel in operating zone of the excavating machine under constant values of digging resistant force and digging speed. Operating space of the excavating machine with main mechanisms with accelerated service have been detected under the shovel shift along the steeply inclined trajectories, parallel to the slope of a bench. The analysis of the degree of the main mechanisms driving gears interaction under the realization of the given energy-power parameters on the blade of shovel will make it possible to substantiate the adaptive and self-organizing system of workflow control.

Key words: power shovel; main mechanisms; implement mechanism; engines workflows.

REFERENCES

1. Beliakov Iu. I. *Proektirovanie ekskavatorykh rabot* [Excavation engineering]. Moscow, Nedra Publ, 1983. 349 p.
2. Epifanov A. P., Malaichuk L. M., Gushchinskii A. G. *Elektroprivod* [Electric motor drive]. St. Petersburg, Lan' Publ., 2012. 400 p.
3. Poderni R. Iu. *Mekhanicheskoe oborudovanie kar'erov* [Pit mechanical equipment]. Moscow, MSMU Publ., 2007. 680 p.

УДК 621.928:622.273:622.44

КРИТЕРИАЛЬНЫЕ УРАВНЕНИЯ АЭРАЦИОННОЙ СТРАТИФИКАЦИИ В ПОЛОЧНЫХ СЕПАРАТОРАХ

МАКАРОВ В. Н., ПОТАПОВ В. Я., МАКАРОВ Н. В., ПАТРАКЕЕВА И. Ю.

С целью повышения качества стратификации компонентов рудных и нерудных материалов в полочных сепараторах исследованы особенности взаимодействия частиц компонентов с направленным воздушным потоком, проведен анализ и установлены причины недостаточной эксплуатационной эффективности сепараторов. Определены критерии аэрационного подобия – аэрационного притяжения и аэрационной инерции, характеризующие вертикальную и горизонтальную перегрузки частиц компонентов материалов под действием аэродинамических сил для интегральной оценки влияния «парусности» на траекторию их движения и, как результат, на эффективность их аэрационной стратификации. Установлена зависимость критериев аэрационного притяжения и аэрационной инерции от формы, размеров, плотности обогащаемого материала, а также энергии направленного потока воздуха. С использованием теории динамики движения двухфазной среды получены критериальные уравнения аэрационной стратификации частиц компонентов материалов в зависимости от их физических свойств, определяемых формой частиц, их размером, плотностью и объединенных интегральным критерием «парусности», а также параметров управляемого воздушного потока. На базе критериального уравнения получены формулы для расчета положения приемного бункера узла аэрационной стратификации фрикционного барабанно-полочного сепаратора, обеспечивающего максимальное качество стратификации исходного сырья разделяемого материала. Раздельный учет влияния скорости движения частиц компонентов материалов и скорости управляемого воздушного потока позволяет определить оптимальные диапазоны скоростей воздушного потока в зависимости от диапазона изменения критериев аэрационного подобия обогащаемого материала. Подтверждена эффективность аэрационной стратификации с использованием управляемого воздушного потока.

Ключевые слова: фрикционный сепаратор; аэрационная стратификация; критерий аэрационного подобия; физические характеристики частицы; интегральный критерий «парусности».

Аэрационная стратификация – процесс разделения многокомпонентного материала, частицы которого отличаются «парусностью», под воздействием энергии направленного потока воздуха, достаточной для формирования траекторий движения частиц, определяемых положением приемного бункера узла аэрационной стратификации полочного сепаратора.

Конструктивно управление процессом аэрационной стратификации реализовано в барабанно-полочном фрикционном сепараторе с устройством создания направленного управляемого аэродинамического потока воздуха (БПФСА) [1–5].

Макаров Владимир Николаевич – доктор технических наук, профессор кафедры горной механики. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: uk.intelnedra@gmail.com

Потапов Валентин Яковлевич – доктор технических наук, профессор кафедры горной механики. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: 2c1@inbox.ru

Макаров Николай Владимирович – кандидат технических наук, доцент, заведующий кафедрой горной механики. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: mnikolay84@mail.ru

Патракеева Ирина Юрьевна – аспирант кафедры горной механики. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: patrakeeva2208@yandex.ru

БПФСА представляет собой сепаратор, включающий наклонную полку 1, криволинейный трамплин 2, вращающийся барабан 3, приемные бункеры аэрационной классификации. В торцы барабана 3 встроены радиальные вентиляторы с осесимметричными коллекторами. Амплитудно-частотные регуляторы обеспечивают требуемую плотность энергии, направление, амплитуду и частоту колебания воздушного потока. Бункеры предназначены для приема продуктов фрикционной стратификации (рис. 1).

В работе БПФСА выделяются четыре фазы движения исходного многокомпонентного сырья. Первая (I) – движение материала по наклонной полке, где происходит формирование потока перед вводом в камеру сепаратора. Вторая (II) – фазараспределение сепарируемого материала по граничащим друг с другом потокам с преобладанием в каждом однородных по форме и плотности частиц, происходящее в воздушной камере с момента отрыва частиц от нижней кромки наклонной полки. Третья (III) – фаза-разделение компонентов под действием потока воздуха, создаваемого радиальными вентиляторами. Четвертая (IV) – фаза-разделение компонентов на поверхности вращающегося барабана, на торцах которого установлены радиальные вентиляторы для обеспечения целенаправленного потока воздуха.

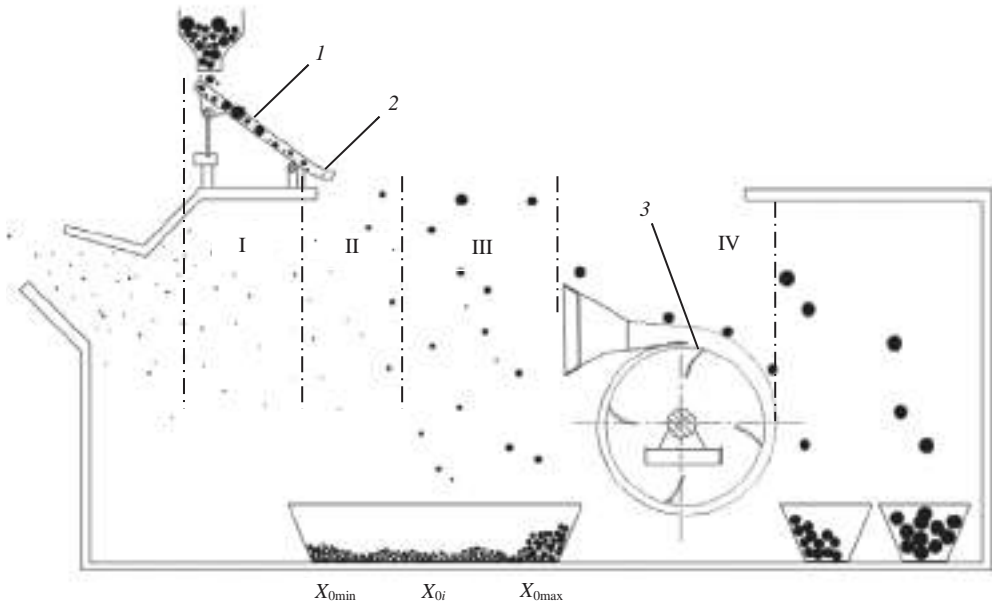


Рис. 1. Принципиальная схема БПФСА

Механизм разделения и стратификации исходного сырья, за исключением аэрационной стратификации, подробно описан в [1, 2, 6, 7].

С позиции совершенствования разделения многокомпонентного исходного сырья, включающего в себя частицы, отличающиеся «парусностью» вследствие существенного влияния на траекторию их движения аэродинамических сил, наиболее перспективно использование именно аэрационной стратификации.

Комплексные исследования аэрационной стратификации многокомпонентного сырья в барабанно-полочных фрикционных сепараторах показали их недостаточную эффективность из-за слабого использования воздушного потока для управления траекторией движения частиц компонентов исходного сырья [1–3].

Одним из путей повышения эффективности аэрационной стратификации является совершенствование управления направленным воздушным потоком,

позволяющее целенаправленно воздействовать на внешние факторы, влияющие на процесс разделения компонентов обогащаемого материала в зависимости от их состава [2, 4].

В силу ограниченной информации по аналитическим исследованиям процесса аэрационной стратификации многокомпонентного исходного сырья актуально исследовать аэродинамику процесса движения двухфазной среды для повышения эффективности разделения частиц компонентов в направленном воздушном потоке.

Решение этой задачи позволит повысить качество обогащаемого материала за счет эффективного использования влияния «парусности» частиц компонентов на величину действующих на них сил аэродинамического сопротивления, Стокса, Архимеда и Магнуса.

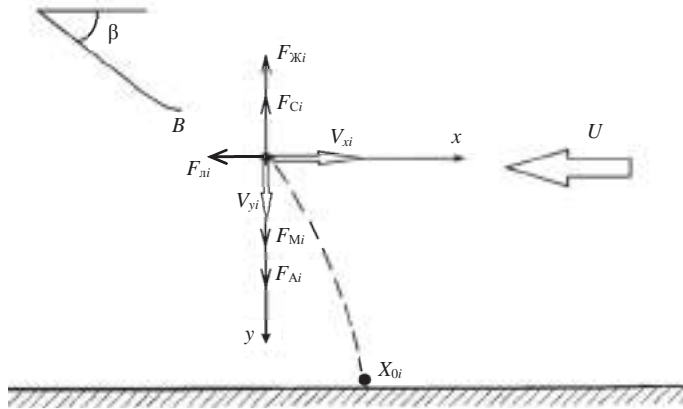


Рис. 2. Схема движения частицы и действующих на нее сил на третьей фазе движения в БПФСА

Для построения математической модели аэрационной стратификации в виде критериальных уравнений с использованием теории подобия, аэродинамических уравнений движения двухфазной среды (рис. 2) использованы критерий аэрационного притяжения α_{0i} и критерий аэрационной инерции β_{0i} , характеризующие вертикальную и горизонтальную перегрузки частиц компонентов под действием аэродинамических сил:

$$\alpha_{0i} = \frac{F_{Mi} - F_{Жi}}{F_{Ai}} = \frac{3(V_{xi} + U)}{4(\rho_i - \rho_B)g} \left(\rho_i \Omega_i - \frac{c_i \rho_B (V_{xi} + U)}{r_i} \right); \quad (1)$$

$$\beta_{0i} = -\frac{F_{ли}}{F_{Ai}} = \frac{3k_i \rho_i (V_{xi} + U)^2}{4r_i (\rho_i - \rho_B)g}, \quad (2)$$

где $F_{Mi} = \pi r_i^3 \Omega_i (V_{xi} + U)$ – сила Магнуса, обусловленная вращением i -й частицы; $F_{Жi} = c_i \pi r_i^2 \rho_B (V_{xi} + U)^2$ – сила Жуковского, направленная вертикально вверх, действующая на i -ю частицу; $F_{Ai} = 4/3 \pi r_i^3 (\rho_i - \rho_B)g$ – сила Архимеда, направленная вниз, действующая на i -ю частицу, являющаяся аналогом силы тяжести; $F_{ли} = -k_i \pi r_i^2 \rho_B (V_{xi} + U)^2$ – сила лобового аэродинамического сопротивления; V_{xi} – составляющая скорости i -й частицы, м/с; U – скорость потока воздуха, м/с; ρ_i – плотность i -й частицы, кг/м³; ρ_B – плотность воздуха, кг/м³; g – ускорение

свободного падения, m/c^2 ; $\Omega_i = V_{bi} / (2\pi r_i)$ – угловая скорость вращения i -й частицы, c^{-1} ; c_i – коэффициент подъемной силы Жуковского, действующий на i -ю частицу; r_i – радиус i -й частицы, м; k_i – коэффициент лобового сопротивления i -й частицы.

Из уравнений (1), (2) видно, что критерии аэрационного притяжения α_{0i} и инерции β_{0i} удовлетворяют требованиям, предъявляемым к критериям подобия, и зависят от формы частицы, определяющей коэффициенты k_i , c_i , ее размера r_i , плотности ρ_i и скорости управляемого потока U [8, 9].

Уравнение движения i -й частицы компонентов исходного сырья в проекции на ось Ox , противоположно направленную аэродинамическому потоку воздуха от действия вентиляторов, в соответствии с классическим уравнением Ньютона запишем в виде [8]:

$$m_i \frac{\partial V_{xi}}{\partial t} = -k_i \pi r_i^2 \rho_b (V_{xi} + U)^2. \quad (3)$$

Уравнение движения i -й частицы в проекции на ось Oy под действием направленного аэродинамического потока воздуха с учетом действия сил Стокса, Магнуса, Архимеда и Жуковского может быть представлено в виде [8, 9]:

$$m_i \frac{\partial V_{yi}}{\partial t} = F_{Ai} - F_{Жи} - F_{Ci} - F_{Mi} = \frac{4}{3} \pi r_i^3 (\rho_i - \rho_b) g - c_i \pi r_i^2 \rho_b (V_{xi} - U)^2 - \phi_i \pi \eta_i r_i V_{yi} + \pi \rho_b r_i^3 \Omega_i (V_{xi} - U), \quad (4)$$

где $m_i = 3/4 \pi r_i^3 \rho_i$ – масса i -й частицы, кг; ϕ_i – коэффициент формы частицы в зоне сепарации; η_i – коэффициент кинематической вязкости, m^2/c .

Поскольку $V_{yi} \ll (V_{xi} + U)$, в уравнении (4) не учитывается аэродинамическая сила любого сопротивления в проекции на ось Oy .

Предложенный метод аэродинамического расчета отличается отдельным учетом влияния скорости движения частиц V_{xi} , V_{yi} и скорости управляемого направленного воздушного потока U в критериях аэрационного подобия (рис. 2).

В результате преобразования уравнений (3), (4) с учетом (1), (2) получим критериальные уравнения аэрационной стратификации, представленные в виде математической модели аэродинамики частиц компонентов, выраженной через критерии подобия в виде:

$$\frac{\partial V_{xi}}{\partial t} \cdot \frac{1}{(\rho_i - \rho_b)} = -\beta_i; \quad (5)$$

$$\frac{\partial V_{yi}}{\partial t} \cdot \frac{1}{(\rho_i - \rho_b) g} = 1 - \frac{3\phi_i \rho_b \eta V_{yi}}{4r_i^2 (\rho_i - \rho_b) g} + \alpha_i. \quad (6)$$

Из уравнений (3)–(6) следует, что при скорости управляемого аэродинамического потока воздуха $U = U_0$ по направлению Oy будут перемещаться частицы компонентов, размеры которых определяются критериальной зависимостью (рис. 2)

$$r_{0i} \geq \sqrt{\frac{\phi_i \eta \rho_b U_0}{3(1 + \alpha_{0i})(\rho_i - \rho_b)}},$$

где индекс 0 означает конкретное значение величины скорости.

Критериальное уравнение для расчета положения приемного бункера аэрационной стратификации X_{0i} в функции от коэффициента аэрационной инерции после соответствующих преобразований с учетом (3) получим в виде:

$$X_{0i} = \frac{\rho_i V_{vi}^2}{2\beta_{0i} (\rho_i - \rho_v) g}.$$

Таким образом, диапазон изменения «парусности» частиц компонентов материала, определяемый диапазоном изменения коэффициента аэрационного притяжения α_{0i} от $\alpha_{0\min}$ до $\alpha_{0\max}$ и коэффициента аэрационной инерции β_{0i} от $\beta_{0\min}$ до $\beta_{0\max}$, определяет рациональное положение приемного бункера узла аэрационной классификации в диапазоне от $X_{0\min}$ до $X_{0\max}$ при заданной скорости управляющего потока $U = U_0$.

Критериальные уравнения аэрационной стратификации в БПФСА многокомпонентных материалов, частицы которых отличаются «парусностью», позволяют всесторонне исследовать механизм разделения частиц под действием аэродинамических сил направленного воздушного потока с учетом критериев аэрационного подобия, оптимизировав местоположение приемных бункеров аэрационной классификации и скорости управляющего потока.

Использование управляемого воздушного потока в БПФСА позволяет повысить эффективность разделения многокомпонентных материалов, в частности обеспечить максимальное извлечение асбестового волокна E_v из руды. Экспериментальные исследования, проведенные на физической модели, позволили установить следующее: при $U = 0$ м/с $E_v = 53,9\%$; при $U = 6$ м/с $E_v = 76,4\%$.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Кравец Б. Н. Специальные и комбинированные методы обогащения. М.: Недра, 1986. 340 с.
2. Ляпцев С. А., Потапов В. Я., Давыдов С. Я., Потапов В. В., Семериков Л. А., Васильев Е. А. Классификация материалов при ударе о разделяющую поверхность // Новые огнеупоры. 2014. № 12. С. 10–13.
3. Макаров В. Н., Давыдов С. Я. Теоретические основы эффективности вентиляции в технологических процессах стройиндустрии // Новые огнеупоры. 2015. № 2. С. 59–63.
4. Потапов В. Я., Тимухин С. А., Потапов В. В., Конев Я. В. Использование аэродинамического эффекта в фрикционных сепараторах при разделении минеральных комплексов, обладающих парусностью // Известия УГТУ. 2011. № 25–26. С. 84–89.
5. Makarov V. N., Davydov S. Ya. Theoretical basis for increasing ventilation efficiency in technological processes at industrial enterprises // Refractories and Industrial Ceramics. 2015. Vol. 56. No. 1. P. 103–106.
6. Келина И. М., Цыпин Е. Ф., Александрова Е. П. О коэффициентах трения минералов при обогащении слюдосодержащих сланцев на полочном воздушном сепараторе // Изв. вузов. Горный журнал. 1983. № 4. С. 126–129.
7. Lyaptsev S. A., Potapov V. Ya., Davydov S. Ya., Potapov V. V., Semerikov L. A., Vasil'ev E. A. Classification of granular material in an impact with a separation surface // Refractories and Industrial Ceramics. 2015. Vol. 55. No. 6. P. 570–572.
8. Лойцянский Л. Г. Механика жидкости и газа. М.: Дрофа, 2003. 840 с.
9. Макаров Н. В., Белов С. В., Фомин В. И., Волков С. А. Расчет критериев аэродинамического подобия системы «вентилятор–энергетический направляющий аппарат» // Изв. вузов. Горный журнал. 2008. № 5. С. 66–69.

Поступила в редакцию 14 марта 2017 года

CRITERIA EQUATIONS OF AERATION STRATIFICATION IN SHELF SEPARATORS

Makarov V. N., Potapov V. Ia., Makarov N. V., Patrakeeve I. Iu. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: 2c1@inbox.ru

In order to improve the quality of the stratification of ore and non-metallic materials components in shelf separators some peculiarities of components particles interaction with directed air flow are investigated, analysis is fulfilled and the reasons for poor operational efficiency of separators are detected. The criteria of aeration similarity – aeration gravity and aeration

inertia are defined, characterizing vertical and horizontal overloads of components particles of materials under the action of aerodynamic forces for integral evaluation of the influence of "windage" on their motion trajectory, and as a result, on the efficiency of their stratification. The dependence of aeration gravity criteria and aeration inertia is determined from the shape, size, density of the enriched material, and energy of the directed air flow. Using the two-phase medium motion dynamics theory, criteria equations of materials component particles aeration stratification are obtained depending on their physical properties determined by particles shape, size, density, and combined by integral criterion of "windage", as well as the parameters of the controlled air flow. On the basis of the criteria equation, formulae are obtained to calculate the position of receiving bunker of friction drum-shelf separator aeration stratification nod, which provides maximum quality of stratification of initial raw material of the separated material. Separate accounting of materials components particles velocity effects and the controlled air flow velocity makes it possible to determine the optimal ranges of air flow velocity depending on the range of enriched material aeration similarity criteria variation. The article proves the efficiency of aeration stratification with the use of controlled air flow.

Key words: friction separator; aeration stratification; aeration similarity criterion; physical characteristics; "windage" integral criterion.

REFERENCES

1. Kravets B. N. *Spetsial'nye i kombinirovannye metody obogashcheniia* [Special and combined methods of concentration]. Moscow, Nedra Publ., 1986. 340 p.
2. Liaptsev S. A., Potapov V. Ia., Davydov S. Ia., Potapov V. V., Semerikov L. A., Vasil'ev E. A. [Classification of materials on impact with particulate surface]. *Novye ognepory – New Refractories*, 2014, no. 12, pp. 10–13. (In Russ.)
3. Makarov V. N., Davydov S. Ia. [Theoretical foundations of ventilation efficiency in the engineering processes of construction industry]. *Novye ognepory – New Refractories*, 2015, no. 2, pp. 59–63. (In Russ.)
4. Potapov V. Ia., Timukhin S. A., Potapov V. V., Konev Ia. V. [The use of aerodynamic effect in friction separators under the separation of mineral complexes with "windage"]. *Izvestiya Ural'skogo gosudarstvennogo gornogo universiteta – News of the Ural State Mining University*, 2011, no. 25–26, pp. 84–89. (In Russ.)
5. Makarov V. N., Davydov S. Ya. Theoretical basis for increasing ventilation efficiency in technological processes at industrial enterprises. *Refractories and Industrial Ceramics*, 2015, vol. 56, issue 1, pp. 103–106.
6. Kelina I. M., Tsypin E. F., Aleksandrova E. P. [Regarding the coefficients of mineral friction under the concentration of micaceous shales at shelf air separator]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 1983, no. 4, pp. 126–129. (In Russ.)
7. Lyaptsev S. A., Potapov V. Ya., Davydov S. Ya., Potapov V. V., Semerikov L. A., Vasil'ev E. A. Classification of granular material in an impact with a separation surface. *Refractories and Industrial Ceramics*, 2015, vol. 55, no. 6, pp. 570–572. (In Russ.)
8. Loitsianskii L. G. *Mekhanika zhidkosti i gaza* [Fluid mechanics]. Moscow, Drofa Publ., 2003. 840 p.
9. Makarov N. V., Belov S. V., Fomin V. I., Volkov S. A. [Calculation of "ventilators – electric-power distributor" system aerodynamic similarity criteria]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2008, no. 5, pp. 66–69. (In Russ.)

УДК 621.316.542.027:622.012

ПРИЧИНЫ ВОЗНИКНОВЕНИЯ КОРОТКИХ И ОДНОФАЗНЫХ ЗАМЫКАНИЙ НА ЗЕМЛЮ В СЕТЯХ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

МЕДВЕДЕВА М. Л., КУЗЬМИН С. В., КУЗЬМИН И. С., ШМАНЕВ В. Д.

На современном этапе развития систем электроснабжения горных предприятий основные причины аварийных отключений связаны с возникновением однофазных замыканий на землю (ОЗЗ). ОЗЗ происходят в 3,88 раза чаще, чем короткие замыкания (КЗ). В статье проанализированы причины возникновения ОЗЗ и КЗ в сетях 6–10 кВ горных предприятий. К основным причинам относятся: коммутационные перенапряжения (КП), перенапряжения в режиме ОЗЗ и естественное старение изоляции. Показано, что за период с 2005 по 2015 г. коммутационные перенапряжения из второстепенных факторов превратились в одну из основных причин ОЗЗ и КЗ. Это связано с ростом доли вакуумных выключателей в общем количестве выключателей, эксплуатируемых на горных предприятиях, и с низкой эффективностью нелинейных ограничителей перенапряжений, с помощью которых ограничивают КП. Доля вакуумных выключателей на горных предприятиях от общего количества выключателей составляет 57–67 % в зависимости от типа горного предприятия. Широкое использование вакуумных выключателей привело к росту ОЗЗ и КЗ в 1,9 и 1,8 раза соответственно. В статье указывается на необходимость эффективного ограничения КП, а для снижения количества групповых отключений необходимо эффективно ограничивать перенапряжения в режиме ОЗЗ. Кроме этого, показано, что на возникновение ОЗЗ в сетях 6–10 кВ карьеров и угольных разрезов оказывает влияние естественное старение изоляции, связанное с технологическими и климатическими факторами.

Ключевые слова: однофазные замыкания на землю; короткие замыкания; коммутационные перенапряжения; естественное старение изоляции; перенапряжения прудуговых однофазных замыканий на землю.

Анализ аварийности в системах электроснабжения 6–10 кВ горных и металлургических предприятий показывает, что на двух- и трехфазные короткие замыкания (КЗ), однофазные замыкания на землю (ОЗЗ) и обрывы фаз приходится 17, 66 и 14 % отключений электроприемников соответственно [1].

Для снижения аварийности в системах электроснабжения 6–10 кВ горных предприятий необходимо в первую очередь определить основные причины возникновения КЗ и ОЗЗ, так как на долю указанных факторов приходится наибольшее количество аварийных отключений.

Исследования показывают, что в основе возникновения КЗ и ОЗЗ лежат следующие основные причины: старение изоляции кабельных линий и электрооборудования; термическое разрушение изоляции из-за длительных перегрузок; воздействие внутренних перенапряжений, как правило, коммутационных или

Медведева Марина Леонидовна – директор. 620075, г. Екатеринбург, ул. Кузнечная, 92, ООО «Экспертный центр». E-mail: medvedeva@exctr.ru

Кузьмин Сергей Васильевич – кандидат технических наук, директор. 620025, г. Красноярск, ул. Вавилова, 72, оф. 10, ООО «НПП «Рутас». E-mail: rutas2004@list.ru

Кузьмин Илья Сергеевич – инженер-проектировщик. 620025, г. Красноярск, ул. Вавилова, 72, оф. 10, ООО «НПП «Рутас».

Шманев Вадим Дмитриевич – инженер-проектировщик. 620025, г. Красноярск, ул. Вавилова, 72, оф. 10, ООО «НПП «Рутас».

возникающих в режиме ОЗЗ; внешние перенапряжения, обусловленные разрядами атмосферного электричества; механические воздействия на кабельно-воздушные линии и электрооборудование[2–4].

Для определения влияния технологических и климатических факторов на возникновение КЗ и ОЗЗ в сетях 6–10 кВ рассматривались три основные группы горных предприятий: карьеры и угольные разрезы; шахты и рудники, обогатительные фабрики и горноперерабатывающие комбинаты. Проанализировано около 40 135 аварийных отключений в системах электроснабжения 6–10 кВ горных предприятий, расположенных в Сибири, на Урале, в Республике Беларусь и Республике Казахстан за период с 1995 по 2015 г. На долю КЗ и ОЗЗ пришлось 5868 и 27 128 аварийных отключений соответственно. Остальные отключения связаны с неустановленными причинами и обрывами фаз в сетях 6–10 кВ.

В табл. 1 и 2 показано количественное распределение КЗ и ОЗЗ, возникающих в системах электроснабжения 6–10 кВ рассматриваемых предприятий в зависимости от причин КЗ или ОЗЗ.

Таблица 1

Распределение КЗ, возникающих в системах электроснабжения 6–10 кВ, в зависимости от причин КЗ

Основные причины КЗ	1995–2000	2001–2005	2006–2010	2011–2015
Старение изоляции	245 / 147 / 43	269 / 147 / 47	192 / 117 / 35	250 / 86 / 72
Перегрузка	53 / 29 / 14	71 / 23 / 15	101 / 44 / 13	95 / 52 / 23
ОЗЗ	172 / 93 / 16	214 / 117 / 26	302 / 150 / 28	405 / 176 / 100
Коммутационные перенапряжения	47 / 16 / 3	103 / 46 / 12	222 / 112 / 19	214 / 100 / 44
Внешние перенапряжения	79 / 6 / 3	79 / 4 / 4	111 / 5 / 3	107 / 5 / 5
Механическое воздействие	26 / 16 / 2	24 / 30 / 3	50 / 37 / 2	71 / 33 / 3
Неустановленные причины	40 / 13 / 4	32 / 11 / 5	30 / 15 / 7	48 / 23 / 6
<i>Всего</i>	662 / 320 / 85	792 / 378 / 112	1008 / 486 / 107	1190 / 475 / 253

Карьеры, разрезы / шахты, рудники / горноперерабатывающие предприятия

На рис. 1 и 2 приведена динамика процентных соотношений основных причин КЗ и ОЗЗ за каждый пятилетний период с 1995 по 2015 г.

Анализ данных, представленных в табл. 1, 2 и на рис. 1, 2, показывает, что за период с 1995 по 2005 г. основными причинами КЗ и ОЗЗ явились старение изоляции и перенапряжения в режиме ОЗЗ, а в период с 2006 по 2015 г. к указанным причинам добавились и коммутационные перенапряжения. В распределительных сетях горных предприятий произошло от 61 до 79 % КЗ и ОЗЗ.

С 2006 по 2015 г. в среднем происходит уменьшение доли фактора, связанного с естественным старением изоляции, в образовании КЗ и ОЗЗ в системах электроснабжения 6–10 кВ карьеров и угольных разрезов, шахт и рудников, горноперерабатывающих предприятий в 1,78; 2,02; 1,52 и 1,55; 1,6; 1,44 раза соответственно. Доля коммутационных перенапряжений в образовании КЗ и ОЗЗ в системах электроснабжения предприятий возрастает в среднем в 4; 2,59; 2,5 и 2,8; 3,3; 3,15 раза соответственно.

За указанный период наблюдается среднее увеличение доли перенапряжений при возникновении ОЗЗ, КЗ и при образовании множественных повреждений изоляции кабельных линий и электрооборудования в режиме ОЗЗ в 1,2; 1,15; 1,55 и 1,13; 1,4; 1,53 раза соответственно для систем электроснабжения 6–10 кВ рассматриваемых предприятий.

При этом за период с 2006 по 2015 г. по сравнению с периодом с 1995 по 2005 г. численный рост КЗ в системах электроснабжения 6–10 кВ карьеров и угольных разрезов наблюдается в основном из-за коммутационных перенапряжений (КП) и перенапряжений, возникающих в режиме ОЗЗ, в 2,9 и 1,3 раза соответственно. В сравниваемые периоды времени естественное старение изоляции приводит к возникновению КЗ реже в 1,7 раза.

Таблица 2

**Распределение ОЗЗ, возникающих в системах электроснабжения 6–10 кВ,
в зависимости от причин ОЗЗ**

Основные причины ОЗЗ	1995–2000	2001–2005	2006–2010	2011–2015
Старение изоляции	876 / 406 / 133	1307 / 488 / 192	1835 / 540 / 166	1701 / 525 / 63
Перегрузка	131 / 69 / 21	182 / 71 / 25	262 / 75 / 25	243 / 61 / 26
Перенапряжения в режиме ОЗЗ	460 / 145 / 30	944 / 262 / 79	1704 / 484 / 116	2187 / 545 / 170
Коммутационные перенапряжения	197 / 60 / 12	399 / 107 / 58	1442 / 429 / 141	2754 / 606 / 202
Внешние перенапряжения	219 / 9 / 7	327 / 0 / 8	524 / 19 / 5	405 / 20 / 13
Механическое воздействие	241 / 131 / 16	327 / 215 / 33	656 / 260 / 30	567 / 223 / 46
Неустановленные причины	66 / 44 / 14	144 / 48 / 22	131 / 56 / 20	243 / 40 / 33
<i>Всего</i>	2190 / 846 / 233	3630 / 119 / 417	6554 / 1863 / 503	8100 / 2020 / 653

Карьеры, разрезы / шахты, рудники / горноперерабатывающие предприятия

Численный рост ОЗЗ в системах электроснабжения карьеров и угольных разрезов в основном обусловлен коммутационными перенапряжениями, перенапряжениями в режиме ОЗЗ и естественным старением изоляции (увеличение в 7,04; 2,77 и 1,62 раза соответственно). Однако основополагающим фактором роста количества ОЗЗ являются КП и перенапряжения в режиме ОЗЗ.

Аналогичная тенденция наблюдается в системах электроснабжения 6–10 кВ шахт и рудников: количество КЗ из-за КП и перенапряжений в режиме ОЗЗ возросло в 3,42 и 2,0 раза соответственно. За счет естественного старения изоляции в системах электроснабжения шахт и рудников КЗ стали возникать реже в 1,45 раза.

Численный рост ОЗЗ в системах электроснабжения 6–10 кВ шахт и рудников обусловлен следующими основными факторами: КП, перенапряжениями в режиме ОЗЗ и естественным старением изоляции кабельных линий и электрооборудования. Рост ОЗЗ за период с 2006 по 2015 г. по сравнению с 1995–2005 гг. из-за указанных факторов составил 6,2; 2,53 и 1,19 раза соответственно.

В системах электроснабжения 6–10 кВ горноперерабатывающих предприятий в сравниваемые периоды времени численный рост КЗ обусловлен не только КП,

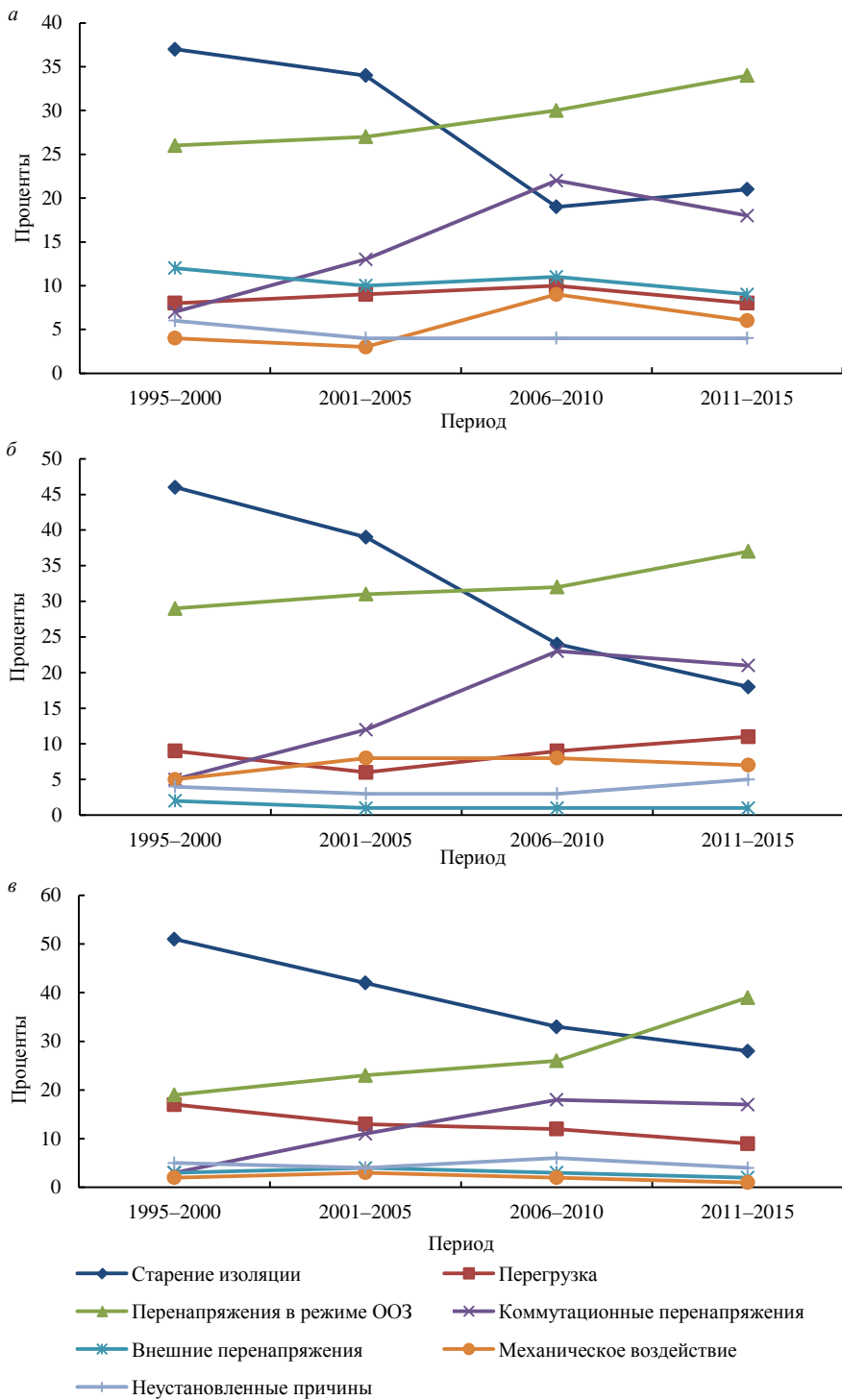


Рис. 1. Динамика процентных соотношений основных причин КЗ в системах электропитания 6–10 кВ горных предприятий:

а – карьеры и угольные разрезы; б – шахты и рудники; в – горноперерабатывающие предприятия

перенапряжениями в режиме ОЗЗ, но и естественным старением изоляции элементов систем электроснабжения и высоковольтных электроприемников – 4,2; 3,05 и 1,19 раза соответственно.

Численный рост ОЗЗ обусловлен в основном КП и перенапряжениями в режиме ОЗЗ соответственно в 4,9 и 2,62 раза, так как из-за естественного старения изоляции количество ОЗЗ в сравниваемые периоды времени увеличилось в 1,01 раза, т. е. практически не изменилось.

Исходя из изложенного, можно утверждать, что на современном этапе развития систем электроснабжения 6–10 кВ рассмотренных промышленных предприятий основными причинами аварийности распределительных сетей и электрооборудования являются коммутационные перенапряжения и перенапряжения, возникающие в режиме ОЗЗ. На указанные причины приходится более 72 % КЗ и 82 % ОЗЗ. Естественное старение изоляции электрооборудования, кабельных и воздушных линий оказывает влияние на возникновение ОЗЗ в системах электроснабжения 6–10 кВ карьеров и угольных разрезов, шахт и рудников. Это в первую очередь связано с перемещением фронта работ и влиянием вибрационных нагрузок. Следует отметить, что ОЗЗ в сетях 6–10 кВ карьеров и угольных разрезов по сравнению с шахтами и рудниками происходят в 1,36 раза чаще. Это доказывает негативное влияние климатических факторов на процесс старения изоляции электрооборудования, кабельных и воздушных линий.

Очевидно, что эффективное ограничение коммутационных перенапряжений и перенапряжений в режиме ОЗЗ позволит значительно снизить аварийность в системах электроснабжения горных предприятий.

Для научно-технического обоснования эффективных методов оценки и средств ограничения указанных перенапряжений необходимо иметь информацию о наиболее повреждаемых электроприемниках и элементах системы электроснабжения.

В табл. 3 приведено распределение КЗ и ОЗЗ по типам электроприемников и основным элементам системы электроснабжения горных предприятий в зависимости от доли вакуумных выключателей в общем количестве выключателей, эксплуатируемых в системах электроснабжения 6–10 кВ.

При анализе распределения КЗ и ОЗЗ временной промежуток был разбит на две части в зависимости от количества вакуумных выключателей, эксплуатируемых в сетях 6–10 кВ. Первая часть охватывала период с 1995 по 2005 г., когда доля вакуумных выключателей от общего числа высоковольтных выключателей, эксплуатируемых на горнодобывающих (карьеры, угольные разрезы, шахты и рудники) и горноперерабатывающих предприятиях составляла 18 и 12 % соответственно. В период с 2006 по 2015 г. происходит интенсивное внедрение вакуумных выключателей на рассматриваемых предприятиях. Доля современных быстродействующих выключателей, эксплуатируемых на горнодобывающих и горноперерабатывающих предприятиях, в настоящее время составляет 67 и 57 % соответственно. Произошло увеличение доли вакуумных выключателей в общем количестве выключателей на данных предприятиях в 3,7 и 4,8 раза.

Анализ аварийных отключений показывает, что использование современных выключателей в сетях 6–10 кВ приводит к росту однофазных замыканий на землю и КЗ. Например, на горнодобывающих предприятиях увеличение доли вакуумных выключателей в 3,7 раза привело к тому, что число ОЗЗ возросло в 2,4 раза, а число КЗ увеличилось в 1,5 раза. Увеличение количества быстродействующих выключателей на горноперерабатывающих предприятиях в 4,8 раза соответственно привело к тому, что число однофазных замыканий на землю возросло в 1,9 раза, а КЗ – в 1,8 раза. Это связано с тем, что вакуумные выключатели инициируют возникновение более высоких уровней КП по сравнению с масляными и электромагнитными

Таблица 3

Распределение ОЗЗ и КЗ по типам электроприемников и элементам системы электроснабжения

Элемент системы электроснабжения или тип электроприемника	Причина повреждения	Удельный вес, %					
		ОЗЗ		КЗ		КЗ	
		1995–2005	2006–2015	1995–2005	2006–2015	1995–2005	2006–2015
Распределительная подстанция	Пробой изоляторов	0,2 / 3,8 / 2,4	0,1 / 4,3 / 0,5	0,3 / 2,5 / 1,1		0,2 / 2,2 / 0,8	
	Пробой изоляции разделки кабеля	1,8 / 11,5 / 9,8	0,6 / 12,8 / 6,3	1,6 / 8,6 / 10,3		2,5 / 7,7 / 9,2	
	Перекрытия ввода выключателя	0,7 / 0,5 / 0,8	0,2 / 0,6 / 0,6	0,14 / 0,8 / 2,7		0,3 / 0,4 / 2,6	
	Пробой изоляции трансформаторов тока	0,3 / 0,2 / 0,2	0,1 / 0,3 / 0	0 / 0,1 / 0,3		0 / 0,1 / 0,2	
	<i>Всего</i>	3 / 16 / 13,2	1 / 18 / 7,4	2 / 12 / 14,5		3 / 10,4 / 12,8	
Воздушная ЛЭП	Пробой изоляторов	2,2 / – / –	0,4 / – / –	0,3 / – / –		0,2 / – / –	
	Схлестывание проводов	6,7 / – / –	4,3 / – / –	10,3 / – / –		9,8 / – / –	
	Обрыв проводов	3,7 / – / –	2,2 / – / –	0,2 / – / –		0,4 / – / –	
	Механическое воздействие	3,4 / – / –	1,1 / – / –	1,2 / – / –		1,6 / – / –	
	<i>Всего</i>	16 / – / –	8 / – / –	13 / – / –		12 / – / –	
Приключательный пункт	Пробой изоляторов	1,1 / – / –	0,4 / – / –	1,2 / – / –		1,4 / – / –	
	Пробой изоляции разделки кабеля	4,1 / – / –	1,1 / – / –	6,6 / – / –		8,2 / – / –	
	Перекрытия ввода выключателя	1,6 / – / –	0,3 / – / –	1,2 / – / –		2,1 / – / –	
	Пробой изоляции трансформаторов тока	0,2 / – / –	0,2 / – / –	0 / – / –		0 / – / –	
	<i>Всего</i>	7 / – / –	7 / – / –	9		11,7 / – / –	
Кабельная ЛЭП	Пробой изоляции кабеля	13,7 / 11 / 39	2,8 / 6,2 / 6,5	10,4 / 14,1 / 31,9		4,4 / 12,3 / 12	
	Пробой изоляции кабельной муфты	27,6 / 44 / 9,3	3,3 / 20 / 2,7	37,3 / 51,6 / 28,8		12,8 / 26,6 / 13,8	
	Пробой изоляции разделки кабеля и электроприемника	6,2 / 5 / 4,8	18,1 / 16,4 / 15,2	8,7 / 6,8 / 7,9		20,2 / 27,3 / 26,1	
Трансформатор	Обрыв кабеля	2,4 / 4 / 2,6	2,6 / 2,8 / 0,5	3,2 / 1,2 / 2,0		1,1 / 1,2 / 1,5	
	Механическое воздействие	6,1 / 9 / 11,3	2,2 / 7,6 / 3,0	5,4 / 7,3 / 4,6		2,0 / 3,1 / 2,8	
	<i>Всего</i>	56 / 73 / 67	29 / 53 / 27,9	65 / 81 / 75,2		39,5 / 70,5 / 56,2	
Электродвигатель	Пробой изоляции обмоток	6 / 3 / 5,8	14,2 / 7 / 14,3	3 / 4 / 4,8		8 / 12,3 / 14,2	
	Пробой изоляции обмоток	12 / 8 / 14	40,8 / 22 / 50,4	8 / 3 / 5,5		25,8 / 6,8 / 16,7	

Карьеры, разрезы / шахты, рудники / горноперерабатывающие предприятия

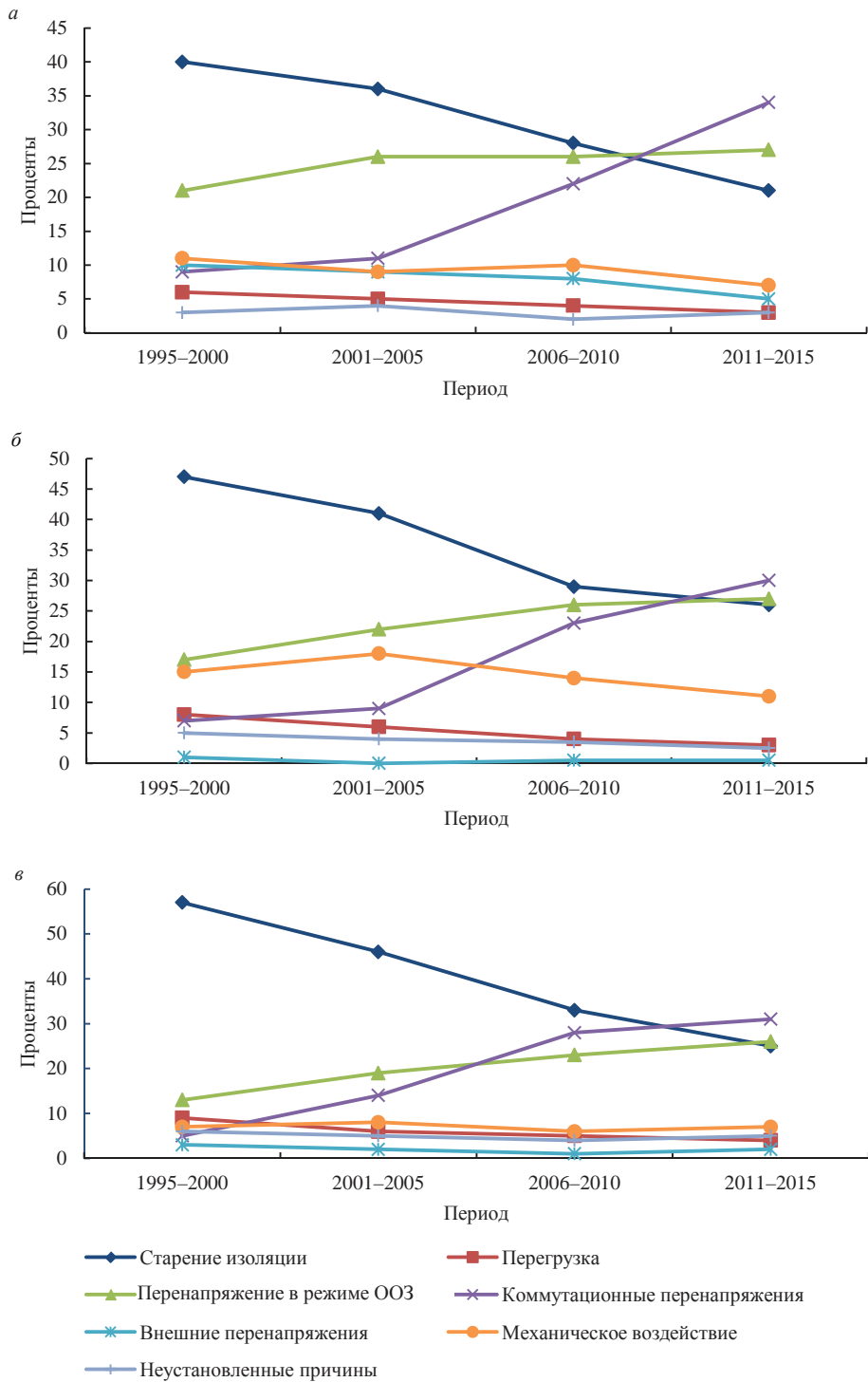


Рис. 2. Динамика процентных соотношений основных причин ОЗС в системах электроснабжения 6–10 кВ горных предприятий:
 а – карьеры и угольные разрезы; б – шахты и рудники; в – горноперерабатывающие предприятия

выключателями. Величина КП может превышать номинальное напряжение сети в 3,5–6,5 раз [2]. Подобные перенапряжения представляют серьезную опасность для изоляции электродвигателей и трансформаторов (табл. 3).

Данные табл. 3 показывают, что в период с 1995 по 2005 г. ОЗЗ и КЗ возникали в основном в кабельных линиях напряжением 6–10 кВ. В период с 2006 по 2015 г. серьезно возрастает количество ОЗЗ и КЗ из-за пробоев изоляции обмоток электродвигателей, трансформаторов и разделок кабелей на вводах электродвигателей и трансформаторов. Удельный вес ОЗЗ и КЗ, связанных с пробоями изоляции обмоток электродвигателей, трансформаторов и разделок кабелей, эксплуатируемых на горнодобывающих и горноперерабатывающих предприятиях, в указанный период возрос в 3,06 и 2,82; 2,8 и 2,6 раза соответственно.

Это еще раз указывает на высокие уровни перенапряжений, инициируемых вакуумными выключателями при коммутации электродвигателей и трансформаторов, и на недостаточную эффективность существующих средств ограничения КП, в роли которых в основном выступают нелинейные ограничители перенапряжений.

Итак, в настоящее время основными причинами возникновения ОЗЗ и КЗ являются коммутационные перенапряжения и перенапряжения в режиме ОЗЗ. Естественное старение изоляции, связанное с технологическими и климатическими факторами, оказывает влияние на возникновение ОЗЗ в сетях 6–10 кВ карьеров и угольных разрезов.

Наиболее повреждаемыми элементами систем электроснабжения и электроприемников являются разделки кабелей, трансформаторы и электродвигатели, а широкое внедрение вакуумных выключателей, доля которых от общего числа высоковольтных выключателей достигает или превышает 60 %, привело к росту ОЗЗ на горнодобывающих и горноперерабатывающих предприятиях соответственно в 2,4 и 1,5 раза, а количество КЗ практически возросло в 2 раза.

Для снижения роста аварийности в системах электроснабжения 6–10 кВ горных предприятий в первую очередь необходимо использовать эффективные средства ограничения коммутационных перенапряжений и перенапряжений в режиме ОЗЗ, так как данные факторы оказывают наиболее сильное влияние на возникновение КЗ и ОЗЗ.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Кузьмин С. В., Зыков И. С., Майнагашев Р. А., Яшук К. П. Анализ аварийности в системе электроснабжения 6–10 кВ горно-металлургических предприятий Сибири // Горное оборудование и электромеханика. 2009. № 3. С. 23–25.
2. Кузьмин С. В., Гаврилова Е. В., Барышников Д. В. Влияние процесса дугогашения в высоковольтных выключателях на величину коммутационных перенапряжений, возникающих в сетях 6...10 кВ горнодобывающих предприятий // Горное оборудование и электромеханика. 2009. № 2. С. 41–44.
3. Серов В. И., Щуцкий В. И., Якудаев Б. М. Методы и средства борьбы с замыканиями на землю в высоковольтных системах горных предприятий. М.: Наука, 1985. 136 с.
4. Дяттерев И. Л., Кадомская К. П., Копылов Р. В. Режимы заземления нейтрали и защиты от перенапряжений электрических сетей вращающимися электрическими машинами // Ограничение перенапряжений в режиме заземления нейтрали сети 6–35 кВ: тр. III Всерос. науч.-техн. конф. / под ред. К. П. Кадомской и др. Новосибирск, 2004. 200 с.

Поступила в редакцию 17 января 2017 года

REASONS FOR SHORT CIRCUITS AND SINGLE-PHASE GROUND FAULTS IN THE NETWORKS OF MINING ENTERPRISES

Medvedeva M. L. – Expert center LLC, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: medvedeva@exctr.ru
Kuz'min S. V., Kuz'min I. S., Shmanev V. D. – Research and Production Enterprise "Rutas" LLC, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: rutas2004@list.ru

At the present stage of mining enterprises power supply development, the main reasons for emergency shutdowns are connected with the emergence of single-phase ground faults (SPGF). SPGF occurs 3.88 times more often than the short circuits (SC). In the article the causes of SPGF and SC in the networks of 6–10 kV of the mining enterprises are analyzed. To the main reasons for emergence of SPGF and SC refer: the switching overstrain (SO), overstrain in SPGF mode, and natural aging of isolation. It has been shown that from 2005 to 2015 switching overstrains transformed from minor factors into the main reasons for SPGF and SC. It is connected with the growth of a share of vacuum switches in the total of the switches used at mining enterprises and low efficiency of nonlinear surge arresters by means of which SO is limited. The share of vacuum switches at mining enterprises changes from 57% to 67% from the total quantity of switches depending on the type of the mining enterprise. Wide use of vacuum switches has led to the growth of SPGF and SC 1.9 and 1.8 times respectively. The article indicates the need of effective restriction of SO, whereas in order to reduce the number of group shutdowns it is necessary to limit overstrain effectively in SPGF mode. Besides it has been indicated that the natural aging of isolation connected with technology and climatic factors influences SPGF in the networks of 6–10 kV in pits and coal mines.

Key words: single-phase ground faults; short circuits; switching overstrain; natural aging of isolation; overstrains of arc single-phase ground faults.

REFERENCES

1. Kuz'min S. V., Zykov I. S., Mainagashev R. A., Iashchuk K. P. [The analysis of breakdown rate in the power supply of 6–10 kV at the mining enterprises of Siberia]. *Gornoe oborudovanie i elektromekhanika – Mining Equipment and Electromechanics*, 2009, no. 3, pp. 23–25. (In Russ.)
2. Kuz'min S. V., Gavrilova E. V., Baryshnikov D. V. [The influence of the process of arc suppression in high-voltage switches on the value of switching overstrains in the networks of 6–10 kV of the mining enterprises]. *Gornoe oborudovanie i elektromekhanika – Mining Equipment and Electromechanics*, 2009, no. 2, pp. 41–44. (In Russ.)
3. Serov V. I., Shchutskii V. I., Iakudaev B. M. *Metody i sredstva bor'by s замыканиями на землю в высоковольтных системах горных предприятий* [Methods and means of protection from ground faults in high-voltage networks of the mining enterprises]. Moscow, Nauka Publ., 1985. 136 p.
4. Diagtrev I. L., Kadomskaia K. P., Kopylov R. V. [The modes of neutral grounding and protection from overstrains of electric networks with rotating electrical machines]. *Ogranichenie perenapriazhenii v rezhime zazemleniia neutrali seti 6–35 kV. Tr. III Vseros. nauch.-tekhn. konf. Pod. red. K. P. Kadomskoi i dr.* [Proc. 3rd All-Russ. Sci. and Pract. Conf. "Overshoot suppression in mode of neutral grounding of the network 6–35 kV". Edited by K. P. Kadomskaia, and others]. Novosibirsk, 2004. 200 p.

РУДОПОДГОТОВКА И ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 622.7.09:620.113

ПОГРЕШНОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО БАЛАНСА НА ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИКАХ

КОЗИН В. З., КОМЛЕВ А. С., ВОДОВОЗОВ К. А.

Показатели технологического баланса рассчитывают по результатам опробования. Опробование выполняется с погрешностями, что обуславливает погрешности показателей баланса. Показано, что на погрешности расчета выходов, извлечений и масс компонентов влияют также контрастности разделения продуктов в технологических операциях. При низких контрастностях расчеты технологического баланса выполняются с большой погрешностью, что приводит к недостоверным оценкам ситуации на фабрике. Приведены реальные контрастности разделения на медно-цинковой фабрике. Для большинства операций контрастности разделения находятся в пределах 1,1–2,0, но для фабрики в целом контрастности по меди равны 7,0 и 7,4, по цинку – 16,0 и 5,4. Даны графики определения погрешности расчета в зависимости от контрастностей. При контрастностях меньше двух зависимости резко возрастают, что приводит к необходимости повышения качества опробования входных продуктов в отдельных операциях и на фабриках в целом.

Ключевые слова: показатели технологического баланса; погрешность опробования; контрастности разделения.

На обогатительных фабриках постоянно выполняется расчет технологических балансов. К технологическому балансу относятся также все расчеты качественно-количественных схем и оценок эффективности операций обогащения [1–3].

Выполняются следующие варианты расчета схем:

- расчет схемы фабрики по результатам текущего опробования с целью подготовки сменного или суточного рапорта и оценки текущего состояния технологического процесса на фабрике, в том числе для расчета товарного баланса;
- расчет схемы фабрики по результатам генерального опробования;
- расчет отдельной операции или части технологической схемы при разного рода испытаниях, влияющих только на определенную часть схемы.

Разница между этими вариантами состоит в том, что при расчетах используются разные варианты и результаты опробования.

Так, расчет схемы фабрики по результатам текущего опробования выполняется на основе налаженной на фабрике системы опробования в балансовых и других расчетных точках.

Козин Владимир Зиновьевич – профессор, доктор технических наук, декан горномеханического факультета, заведующий кафедрой обогащения полезных ископаемых. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: gmfd@ursmu.ru

Комлев Алексей Сергеевич – кандидат технических наук, инженер кафедры обогащения полезных ископаемых. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: tails2002@inbox.ru

Водовозов Константин Александрович – ассистент кафедры обогащения полезных ископаемых. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: gmf.opi@ursmu.ru

При этом не ставится задача расчета всех без исключения операций обогащения, а рассчитываются только выходные показатели либо всей фабрики, либо ее укрупненных частей. Количество используемых при этом результатов опробования каждой отдельной точки может быть небольшим и предопределяется как периодичностью отбора точечных проб, так и периодичностью анализа объединенных проб и длительностью контрольного периода расчета.

Если рассчитывается сменный рапорт, смена длится 12 ч, точечные пробы отбираются каждые 30 мин и анализируются двухчасовые объединенные пробы, то число точечных проб за контрольный период $N_T = 24$, число объединенных проб $N_{об} = 6$, число анализов каждой пробы – $n_{ан}$. Погрешность принимаемого к расчету результата анализа точки опробования:

$$S_{асм}^2 = \frac{S_{тсм}^2}{N_T} + \frac{1}{N_{об}} \left(S_{под}^2 + \frac{1}{n_{ан}} S_{ан}^2 \right), \quad (1)$$

где $S_{тсм}^2$ – сменная дисперсия точечных проб; $S_{под}^2$ – погрешность пороговых проб; $S_{ан}^2$ – погрешность анализа проб.

Относительная погрешность сменного результата, %,

$$P_{см} = \frac{2S_{асм}}{\alpha_{см}} \cdot 100, \quad (2)$$

где $\alpha_{см}$ – средневзвешенная массовая доля за смену.

Структура формулы (1) показывает, что увеличение числа точечных проб снижает только часть случайной погрешности, вызываемой неоднородностью опробуемого массива $S_{тсм}$. Обычно число объединенных проб, направляемых на анализ, гораздо меньше, чем число точечных, и тогда погрешность сменного результата может определяться погрешностью подготовки пробы, что характерно, в частности, для золотоизвлекательных фабрик.

Расчет схемы по результатам генерального опробования состоит в опробовании каждой технологической операции. При этом широко используется ручной отбор проб, что разрешается правилами безопасности.

Случайная погрешность определяется также по формуле (1), но конкретные значения дисперсии $S_{тсм}^2$, N_T , $N_{об}$ и другие величины принимаются для условий генерального опробования. Если генеральное опробование выполняется в течение суток – то дисперсия должна быть найдена для суток, как и N_T и $N_{об}$. Подготовка проб может выполняться по специальной схеме.

Расчет отдельной операции или части схемы обычно связан с какими-либо испытаниями, например с установкой в этой операции нового оборудования или новых режимов. Тогда продолжительность испытаний (контрольный период) зависит от достижения целей опробования, а это, как правило, оценка показателя с приемлемой погрешностью. Оценки необходимой продолжительности испытаний приводят, например, к тому, что оценка получаемого качества концентрата или извлечения с абсолютной погрешностью 0,5 % возможна лишь при контрольном периоде 1 месяц [4]. Эта погрешность может быть найдена с помощью формулы (1), но ее погрешность будут определять все составляющие формулы.

Любой из этих вариантов расчета основан на реальном опробовании входных и выходных продуктов каждой отдельной технологической операции или отдельных укрупненных частей обогатительной фабрики.

В работе [5] получены формулы относительных погрешностей выходов и извлечений.

Относительные погрешности выхода концентрата γ_β и извлечения в концентрат ϵ_β

$$P_{\gamma\beta} = \frac{\alpha}{\alpha - \vartheta} \sqrt{P_\alpha^2 + \epsilon_\beta^2 P_\beta^2 + \epsilon_\vartheta^2 P_\vartheta^2} = \frac{\alpha/\vartheta}{\alpha/\vartheta - 1} P_\epsilon; \quad P_{\epsilon\beta} = \frac{\vartheta}{\alpha - \vartheta} \sqrt{P_\alpha^2 + \gamma_\beta^2 P_\beta^2 + \gamma_\vartheta^2 P_\vartheta^2} = \frac{1}{\alpha/\vartheta - 1} P_\gamma,$$

где α, β, ϑ – массовые доли компонента в питании, концентрате и хвостах; $P_\alpha, P_\beta, P_\vartheta$ – относительные случайные погрешности опробования питания технологической операции, концентрата и хвостов, получаемых в этой операции; ϵ_β и ϵ_ϑ – извлечения компонента в концентрат и хвосты; γ_β и γ_ϑ – выходы концентрата и хвостов.

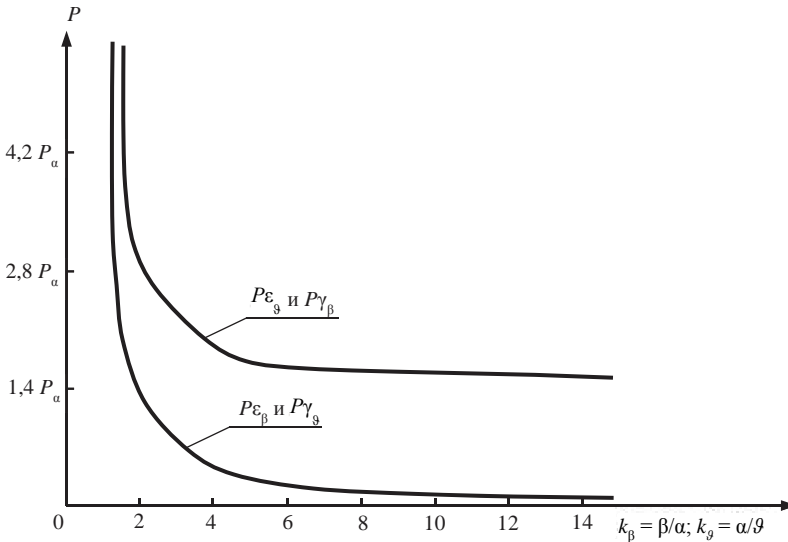


Рис. 1. Изменения относительных погрешностей балансовых показателей от контрастности разделения

Подкоренные выражения характеризуют качество опробования в рассматриваемой операции. Заменим их общими относительными погрешностями опробования P_ϵ и P_γ .

Назовем отношение α/ϑ контрастностью разделения по хвостам $k_\vartheta = \alpha/\vartheta$.

Тогда

$$P_{\gamma\beta} = \frac{k_\vartheta}{k_\vartheta - 1} P_\epsilon; \quad P_{\epsilon\beta} = \frac{1}{k_\vartheta - 1} P_\gamma.$$

Аналогично для хвостов

$$P_{\gamma\vartheta} = \frac{\alpha}{\beta - \alpha} \sqrt{P_\alpha^2 + \epsilon_\beta^2 P_\beta^2 + \epsilon_\vartheta^2 P_\vartheta^2} = \frac{1}{k_\beta - 1} P_\epsilon;$$

$$P_{\epsilon\vartheta} = \frac{\beta}{\beta - \alpha} \sqrt{P_\alpha^2 + \gamma_\beta^2 P_\beta^2 + \gamma_\vartheta^2 P_\vartheta^2} = \frac{k_\beta}{k_\beta - 1} P_\gamma,$$

где $k_\beta = \beta/\alpha$ – контрастность разделения по концентрату.

Величины P_ϵ и P_γ зависят от соотношения выходов и извлечений в технологической операции и могут быть упрощены до

$$P_\varepsilon = \sqrt{P_\alpha^2 + \varepsilon_\beta^2 P_\beta^2 + \varepsilon_g^2 P_g^2} \approx \sqrt{2P_\alpha^2} = 1,4P_\alpha;$$

$$P_\gamma = \sqrt{P_\alpha^2 + \gamma_\beta^2 P_\beta^2 + \gamma_g^2 P_g^2} \approx \sqrt{2P_\alpha^2} = 1,4P_\alpha.$$

Тогда относительные погрешности выходов и извлечений можно измерять в долях от P_α :

$$P_{\gamma\beta} = 1,4 \frac{k_g}{k_g - 1} P_\alpha; \quad P_{\varepsilon\beta} = 1,4 \frac{1}{k_g - 1} P_\alpha;$$

$$P_{\gamma g} = 1,4 \frac{1}{k_\beta - 1} P_\alpha; \quad P_{\varepsilon g} = 1,4 \frac{k_\beta}{k_\beta - 1} P_\alpha.$$

Такое представление погрешностей расчетных показателей технологического баланса позволяет рассчитывать их как функции только контрастностей разделения k_g и k_β и относительной погрешности опробования массовой доли в питании P_α .

Таблица 1

Контрастности разделения в операциях медного цикла

Технологические операции	$k_g = \alpha/g$		$k_\beta = \beta/\alpha$	
	По меди	По цинку	По меди	По цинку
Медная головка	2,9	1,1	5,3	1,4
Перечистка медной головки	1,9	1,3	1,5	1,2
Коллективная флотация	3,3	7,6	2,7	3,1
Основная медная	2,6	1,1	2,2	1,2
Промпродуктовая	3,6	1,4	1,9	1,2
I медная перечистка	2,2	1,3	1,4	1,3
II медная перечистка	2,1	1,1	1,3	1,1
III медная перечистка	2,3	1,2	1,7	1,1

На рис. 1 показаны рассматриваемые зависимости (причем по оси ординат погрешности отложены в долях P_α), из которых следует, что при контрастностях разделения меньше двух расчет соответствующих выходов и извлечений будет связан с большой относительной погрешностью, превышающей $(1,4-2,4)P_\alpha$.

Реальные контрастности разделения в отдельных операциях на обогатительных фабриках невелики. Рассмотрим контрастности разделения технологических операций медно-цинковой обогатительной фабрики (табл. 1 и 2).

Из таблиц следует, что у подавляющего большинства операций контрастность меньше двух. Это означает, что расчет любой из таких операций будет выполнен с большой относительной погрешностью.

По фабрике в целом контрастности разделения гораздо выше. По меди $k_g = \alpha/g$ составляет 7,4, по цинку – 5,4; $k_\beta = \beta/\alpha$ по меди – 7,0, по цинку – 16,0.

Полученные формулы позволяют рассчитывать погрешности показателей технологических балансов на любой фабрике, так как для этого нужно знать только массовые доли продуктов разделения α , β и g , которые всегда известны, и по-

грешность опробования руды P_{α} , которая оценивается по формулам (1) и (2) или по результатам специального опробования [6, 7].

Так, для условий приведенной фабрики, выпускающей 1000 т меди в месяц в концентрате, относительная погрешность расчета выхода концентрата составит 8 % (найденно по рис. 1 для $k_g = 7,4$ из табл. 3), что соответствует 80 т меди или 400 т концентрата.

Таблица 2

Контрастности разделения в операциях цинкового цикла

Технологические операции	$k_g = \alpha/g$		$k_p = \beta/\alpha$	
	По цинку	По меди	По цинку	По меди
Коллективная флотация	7,6	3,3	3,1	2,7
Основная цинковая	11,7	4,1	1,7	1,6
I цинковая перерешетка	1,3	1,2	1,3	1,2
II цинковая перерешетка	1,3	1,2	1,2	1,2
III цинковая перерешетка	1,1	1,4	1,2	1,2
Обезмеживание	1,9	1,9	1,2	2,2
I медная перерешетка	1,4	3,6	1,7	1,1
II медная перерешетка	1,3	3,3	1,5	1,3

Такой расчет позволяет реально оценить ситуацию на фабрике. Так, погрешность расчета ± 80 т меди, соответствующих ± 400 т концентрата, означает, что только за счет существующей случайной погрешности расчета фактическая масса концентрата может отличаться от найденной по балансу на ± 400 т, и если на складе концентрата должно быть, например 300 т, то в бункере его может не оказаться.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Отрожденнова Л. А., Аккерман Ю. Э., Кучаев В. А., Аксенова Г. Я., Заварина Р. И. Разработка технологии обогащения сульфидной медной руды месторождения «Нурказган» // Обогащение руд. 2012. № 6. С. 18–22.
2. Цыпин Е. Ф. Оценка технологической эффективности процессов обогатительной технологии // Изв. вузов. Горный журнал. 2001. № 4–5. С. 16–21.
3. Пелевин А. Е. Стадиальное выделение железного концентрата // Обогащение руд. 2007. № 3. С. 10–15.
4. Масалович Н. С., Остроумов Г. В., Иванова И. Д. Оценка достоверности технологических испытаний // Разведка и охрана недр. 1978. № 8. С. 34–38.
5. Козин В. З. Контроль технологических процессов обогащения. Екатеринбург: УГГУ, 2010. 302 с.
6. Козин В. З., Комлев А. С. Экспериментальное определение случайных погрешностей опробования на обогатительных фабриках // Обогащение руд. 2017. № 2. С. 44–48.
7. Козин В. З., Комлев А. С. Влияние массы навески и условий ее отбора на погрешность результата анализа пробы // Изв. вузов. Горный журнал. 2016. № 5. С. 76–83.

Поступила в редакцию 12 мая 2017 года

TECHNOLOGICAL BALANCE ERRORS AT CONCENTRATING MILLS

Kozin V. Z., Komlev A. S., Vodovozov K. A. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: gmf.dek@ursmu.ru

Indices of technological balance are calculated by the results of sampling. Sampling is carried out with errors; it conditions on balance indices errors. It has been shown that products separation contrast ratios in technological operations also

influence the output, extraction, and component mass calculating errors. Under low contrast ratio the calculation of technological balance is carried out with raw errors, it leads to uncertain estimates of the situation at the factories. Real separation contrast ratios at the copper-zinc factory are introduced. For the majority of operations separation contrast ratios are within the limits of 1.1–2.0 but for the whole factory in general the contrast ratios for copper are equal to 7.0 and 7.4, for zinc – 16.0 and 5.4. The diagrams of determination of calculation errors depending on the contrast ratios are introduced. Under the contrast ratios lower than 2 dependences rise sharply, it requires improving the quality of sampling of input products in separate operations and factories as a whole.

Key words: technological balance indices; sampling errors; separation contrast ratios.

REFERENCES

1. Otrozhdenova L. A., Akkerman Iu. E., Kuchaev V. A., Aksenova G. Ia., Zavarina R. I. [The development of the technology of copper-sulphide ore concentration at “Nurkazgan” deposit]. *Obogashchenie rud – Mineral Processing*, 2012, no. 6, pp. 18–22. (In Russ.)
 2. Tsypin E. F. [Estimation of technological efficiency of concentration technology processes]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2001, no. 4–5, pp. 16–21. (In Russ.)
 3. Pelevin A. E. [Stage separation of iron concentrate]. *Obogashchenie rud – Mineral Processing*, 2007, no. 3, pp. 10–15. (In Russ.)
 4. Masalovich N. S., Ostroumov G. V., Ivanova I. D. [Confidence estimation of technological tests]. *Razvedka i okhrana nedr – Prospect and Protection of Mineral Resources*, 1978, no. 8, pp. 34–38. (In Russ.)
 5. Kozin V. Z. *Kontrol' tekhnologicheskikh protsessov obogashcheniia* [Control over the technological processes of concentration]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2010. 302 p.
 6. Kozin V. Z., Komlev A. S. [Experimental determination of random sampling errors at concentrating mills]. *Obogashchenie rud – Mineral Processing*, 2017, no. 2, pp. 44–48. (In Russ.)
 7. Kozin V. Z., Komlev A. S. [The influence of sample weight mass and the conditions of its selection on the error of the sample analysis result]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2016, no. 5, pp. 76–83. (In Russ.)
-

УДК 622.723:622.371

РЕЗУЛЬТАТЫ ИСПЫТАНИЙ РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОГО СЕПАРАТОРА ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ КОНЦЕНТРАТОВ

РАХМЕЕВ Р. Н., ВОЙЛОШНИКОВ Г. И., ФЕДОРОВ Ю. О., ЧИКИН А. Ю.

Приведены результаты испытаний в лабораторных условиях рентгенорадиометрического способа сепарации алмазосодержащего гравитационного концентрата крупностью –6+3 мм на рентгенфлуоресцентном сепараторе с газовым детектором. В результате лабораторных исследований сформированной коллекции кристаллов алмазов и основных сопутствующих минералов и пород было установлено их существенное отличие в аналитических областях кальция, железа и циркония – химических элементов, отсутствующих в кристаллах алмаза и в значительной степени присутствующих в других зернах. При этом уровень рассеянного рентгеновского излучения у алмазов значительно выше аналогичного показателя у сопутствующих минералов и пород. Указанные отличия справедливы для всех кристаллов алмазов вне зависимости от их рентгенолюминесценции, поэтому использованы в качестве признака разделения. Проведенные испытания убедительно доказали, что предлагаемый способ сепарации и выявленный признак разделения позволяют извлекать все алмазы, включая теряемые с хвостами рентгенолюминесцентных сепараторов, с высокой эффективностью и селективностью.

Ключевые слова: алмаз; доводка; извлечение; рентгенофлуоресцентный сепаратор; вторичный рентгеновский спектр; рассеянное излучение; характеристическое излучение; люминесценция.

В настоящее время на обогатительных фабриках АК «Алроса» (ПАО) основным способом обогащения крупных классов и доводки гравитационных концентратов крупностью –8(6)+1 мм является рентгенолюминесцентная сепарация, для которой используются рентгенолюминесцентные сепараторы (РЛС) производства НПП «Буревестник» [1]. Современные рентгенолюминесцентные сепараторы обладают высокой производительностью и селективностью. Однако, несмотря на высокую эффективность рентгенолюминесцентного способа извлечения алмазов, составляющую 90–99 % [2], часть их теряется с хвостами сепараторов. Потери алмазов, попавших в хвостовые продукты сепараторов, подразделяются на две группы: механические и методические. При этом только 15 % от общей потери составляют механические потери, а другие 85 % относятся к группе методических потерь – это потери «нелюминесцирующих» алмазов (низкосортных, технических разновидностей II–IV по классификации Ю. Орлова и беззотных типа Па ювелирного качества) [3].

В АО «Иргиредмет» разработана новая технология для извлечения кристаллов алмазов вне зависимости от их способности к люминесценции под воздействием рентгеновского излучения. Авторами этой технологии предложен и успешно

Рахмеев Ринат Наильевич – старший научный сотрудник лаборатории обогащения алмазосодержащего сырья. 664025, г. Иркутск, б-р Гагарина, 38, АО «Иргиредмет». E-mail: rtm@irgiredmet.ru

Войлошников Григорий Иванович – доктор технических наук, профессор, заместитель генерального директора по научной работе и инновациям. 664025, г. Иркутск, б-р Гагарина, 38, АО «Иргиредмет». E-mail: greg@irgiredmet.ru

Федоров Юрий Олимпович – кандидат технических наук, директор технологического центра РРС. 664025, г. Иркутск, б-р Гагарина, 38, АО «Иргиредмет». E-mail: gts@irgiredmet.ru

Чикин Андрей Юрьевич – доктор технических наук, профессор, главный научный сотрудник. 664025, г. Иркутск, б-р Гагарина, 38, АО «Иргиредмет».

апробирован в лабораторных условиях рентгенорадиометрический способ сепарации алмазосодержащего сырья [4]. Способ основан на мгновенном анализе вторичного рентгеновского спектра сортируемых частиц – характеристического спектра, полученного путем воздействия на исследуемый образец первичного рентгеновского излучения. При воздействии на частицу рентгеновского излучения внутренние (ближе к ядру) электроны атома переходят в возбужденное состояние. В этом состоянии атом пребывает крайне малое время, примерно 10^{-6} – 10^{-9} с, после чего возвращается в основное состояние путем целого каскада последовательных переходов электронов с внешних оболочек атома (L, M, N и т. д.) на нижние оболочки (K, L). В результате таких переходов происходит испускание фотонов, образующих характеристическое рентгеновское излучение (ХРИ), также называемое *рентгеновским флуоресцентным излучением*. Связь между энергией характеристического рентгеновского излучения элемента и его атомным номером определяется законом Мозли. Для каждого химического элемента энергия характеристического флуоресцентного излучения строго определена и зависит от его атомных свойств. Таким образом, по энергии и количеству квантов этого характеристического излучения могут распознаваться элементный состав и строение вещества [5–7].

Для изучения характеристического и рассеянного излучений и выбора эффективного режима рентгенорадиометрической сепарации алмазосодержащего сырья, на основе обобщения данных литературных источников было сформировано две коллекции: коллекция кристаллов алмазов в количестве 237 шт. с различной интенсивностью рентгенолюминесценции и коллекция основных сопутствующих минералов и пород – по 100 шт. каждого (цирконов, пиропов, кимберлитов, хризолитов, ильменитов, габбро-долеритов и карбонатов).

Анализ вторичных рентгеновских спектров образцов алмазов и сопутствующих минералов и пород, представленных цирконом, пиропом, кимберлитом, хризолитом, ильменитом, габбро-долеритом и карбонатом (рис. 1), показал их существенное отличие в аналитических областях Ca, Fe и Zr и вторичного рассеянного рентгеновского излучения Ns, обусловленного отсутствием элементов кальция, железа и циркония в алмазе. При этом уровень интенсивности рассеянного излучения от алмаза значительно выше аналогичного показателя у сопутствующих минералов и пород. Это отличие является физической основой нового метода для выделения алмазов из смеси минералов [8].

Следует отметить, что предлагаемый способ сепарации является уникальным в плане возможности сепарации алмазосодержащего материала. Конструктивные доработки сепаратора, внесенные по итогам лабораторных исследований, выявили возможность и перспективы сортировки мелкого материала крупностью до 2 мм, что является новым в рентгенорадиометрической сепарации. Как правило, нижний предел обогащения при сепарации других полезных ископаемых составляет 20 мм.

Промышленная апробация рентгенорадиометрического способа сепарации алмазосодержащих концентратов проведена на участке доводки обогатительной фабрики Ломоносовского ГОКа ПАО «Севералмаз». Испытания проводились на сепараторе СРФ-1 «Алмаз», разработанном АО «Иргиредмет», оснащенном газовым детектором на основе пропорционального счетчика СИ-13Р.

Технологические испытания проведены на пробе текущего питания основного рентгенолюминесцентного сепаратора (установленного на концентрате тяжелосредней сепарации класса крупности $-6+3$ мм) – *контрольной пробе*, при обработке руды трубки «Архангельская». Для использования показателей работы перелома рентгенолюминесцентной сепарации технологического класса крупно-

сти $-6+3$ мм в качестве «эталоны» цехом технического контроля (ЦТК) проведено прямое опробование линии РЛС, работающей на классе $-6+3$ мм (рис. 2). В результате опробования отобраны концентраты и хвосты перемешанного и контрольного рентгенолюминесцентного сепараторов. По гранулометрическому составу питание узла рентгенолюминесцентной сепарации на 93,3 % представлено классом крупности $-6+3$ мм, доля класса $-3+2$ мм составляла 5,2 %, класса крупности менее 2 мм – 1,5 %.

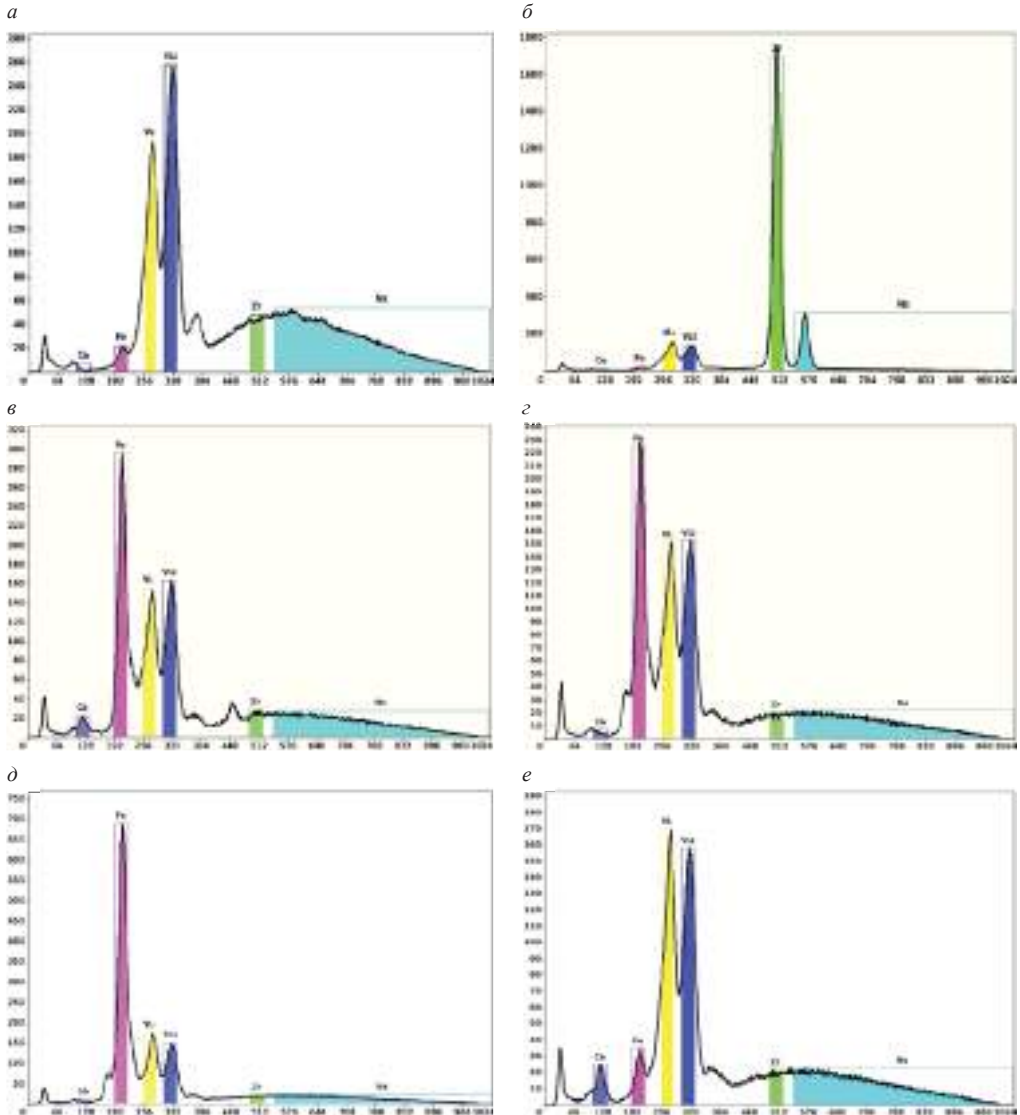


Рис. 1. Характеристические спектры кристаллов алмаза и сопутствующих минералов и пород: *a* – алмаз; *б* – циркон; *в* – кимберлит; *г* – пироп; *д* – ильменит; *е* – кальцит; Ca, Fe, Zr – характеристическое излучение элементов кальция, железа, циркония; W α , W β – характеристическое излучение вольфрама (материала анода рентгеновской трубки); Ns – рассеянное рентгеновское излучение

Из концентрата и хвостов перемешанного сепаратора, а также из концентрата контрольного сепаратора ручной разборкой были извлечены имеющиеся алмазы. Хвосты контрольного рентгенолюминесцентного сепаратора дополнительно были направлены на контрольную операцию на рентгенолюминесцентном сепараторе.

раторе ЦТК, концентрат и хвосты которого также разбирались вручную. Хвосты ручной разборки всех продуктов (безалмазный материал) использовались для подготовки контрольной пробы. Алмазы, извлеченные из хвостов контрольного сепаратора, проверялись на интенсивность рентгенолюминесценции.

В коллекцию алмазов текущей добычи, подмешиваемых в материал контрольной пробы, из общей массы извлеченных кристаллов после отсева были взяты все алмазы крупностью $-6+1,7$ мм, попавшие в хвосты перечистного рентгенолюминесцентного сепаратора, а также из концентрата и хвостов контрольного аппарата. Алмазы крупностью менее 1,7 мм были переданы в отделение окончательной доводки (ООД)

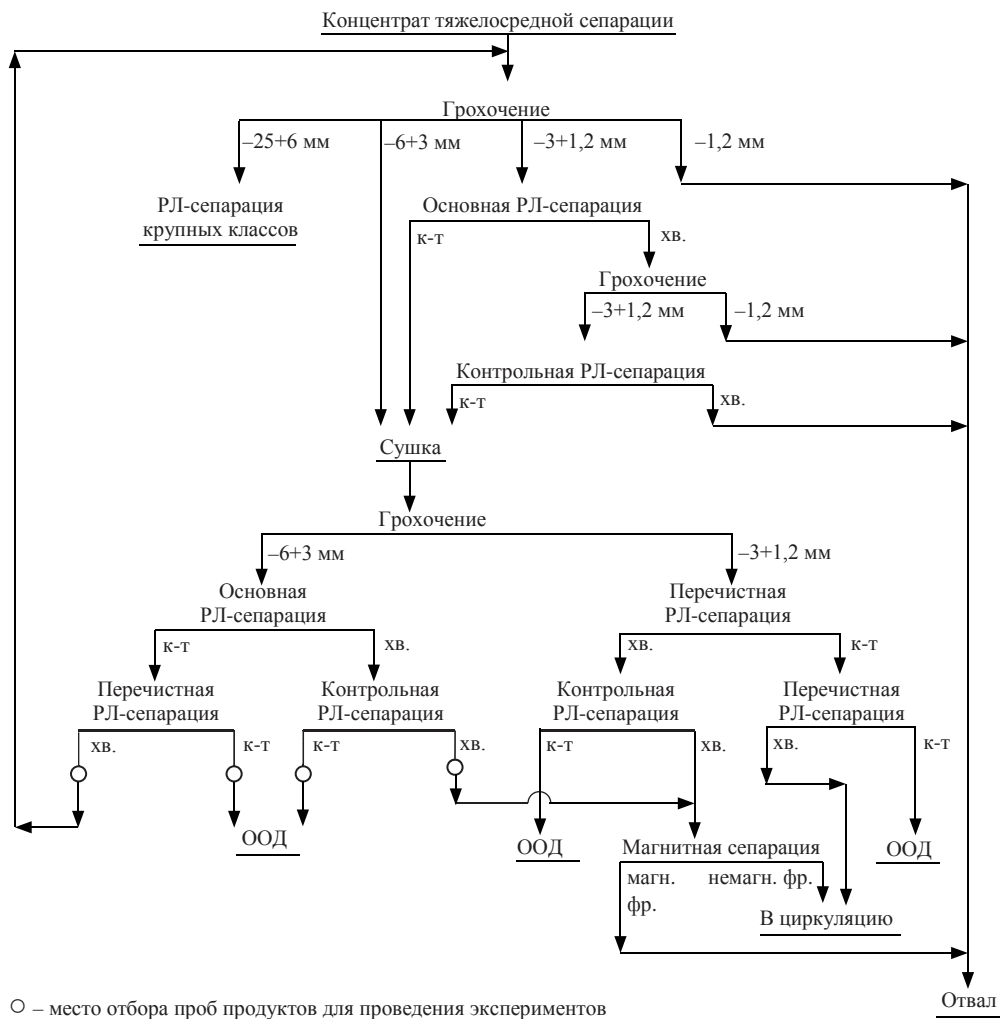


Рис. 2. Принципиальная технологическая схема доводки гравитационного концентрата обогатительной фабрики ЛГОКа

и сданы в текущую кассу фабрики. Таким образом, коллекция алмазов текущей добычи для проведения экспериментов была представлена кристаллами алмазов крупностью $-6+1,7$ мм общей массой 38,604 кар в количестве 100 шт., включая 1 кристалл крупностью $-3+2$ мм со слабой рентгенолюминесценцией («нелюминесцирующий»), извлеченный из хвостов контрольного аппарата, по своему гранулометрическому составу коллекция близка к ситовой характеристике алмазов в питании узла РЛС. Ситовая характеристика алмазов, включенных в коллекцию, представлена в табл. 1.

Для сравнения результатов работы рентгенорадиометрического сепаратора с существующей технологией рентгенолюминесцентной сепарации в табл. 2 приведены данные прямого опробования передела РЛС по классу крупности –6+3 мм, проводившегося в рамках подготовки материала контрольной пробы.

Таблица 1

Ситовая характеристика алмазов текущей добычи трубки «Архангельская», отобранных для проведения испытаний

Класс крупности, мм	Количество, шт	Масса, кар
–6+5,0	2	2,902
–5+3,2	45	22,293
–3,2+2,0	52	13,244
–2,0+1,7	1	0,165
<i>Итого</i>	100	38,604

Как видно из представленных в табл. 2 данных, извлечение алмазов на основной операции на сепараторе ЛС-Д-4-04Н № 12 за две стадии составило 97,44 % при выходе суммарного концентрата 2,24 % от операции. Степень концентрации и сокращения относительно высокие – 43,66 и 44,64 соответственно при производительности сепаратора 34 кг/ч на один канал. Извлечение алмазов на контрольном

Таблица 2

Показатели работы узла рентгенолюминесцентной сепарации

Продукт	Выход продукта, %		Производительность, кг/ч	Содержание, %	Степень		Извлечение, %	
	от исходного	от операции			концентрации	сокращения	от исходного	от операции
<i>Основная операция. Аппарат двухстадийный 4-х ручьевой, РЛС № 12</i>								
Питание	100,00	100,00		0,38	–	–	100,00	100,00
Концентрат	2,24	2,24	274	16,59	43,66	44,64	97,44	97,44
Хвосты	97,76	97,76		0,01	0,03	–	2,56	2,56
<i>Контрольная операция. Аппарат двухстадийный 4-х ручьевой, РЛС № 17</i>								
Питание	97,76	100,00		0,01	–	–	2,56	100,00
Концентрат	0,41	0,42	274	2,30	230,00	238,10	2,32	90,65
Хвосты	97,35	99,58		0,001	0,10	–	0,24	9,35
<i>Перечистная операция. Аппарат одностадийный 4-х ручьевой, РЛС № 18</i>								
Питание	2,24	100,00		16,59	–	–	97,44	100,0
Концентрат	0,51	22,81	6	72,19	4,35	4,38	96,71	99,26
Хвосты	1,73	77,19		0,16	0,01	–	0,73	0,74
<i>Итого концентрат по узлу</i>	0,92	–	–	41,04	108,01	108,70	99,03	–

аппарате ЛС-Д-4-04Н № 17 за две стадии несколько ниже – 90,65 % при выходе концентрата 0,42 % от операции. Степень концентрации и сокращения высокие – 230 и 238,1 соответственно при производительности на один канал 34 кг/ч.

Извлечение на пересчетном сепараторе ЛС-ОД-6 № 18 за одну стадию получено высокое – 99,26 % при выходе концентрата 22,81 %. Степень концентрации и сокращения невысокие – 4,35 и 4,38. Производительность сепаратора на один канал 1,5 кг/ч.

Для технологических испытаний процесса рентгенометрической сепарации алмазы текущей добычи подмешивались в безалмазный материал контрольной пробы, гранулометрическая характеристика которой полностью соответствовала питанию узла РЛС, а именно – 93,3 % собственного класса крупности –6+3 мм, 5,2 % класса –3+2 мм и 1,5 % класса крупности менее 2 мм. На подготовленной алмазосодержащей контрольной пробе было проведено несколько серий экспериментов. Эффективность процесса рентгенометрической сепарации оценивалась по извлечению алмазов в концентрат, его выходу и содержанию алмазов в продуктах разделения.

Выборка алмазов из продуктов разделения рентгенометрического сепаратора производилась после каждой серии экспериментов. Алмазы, выбранные из продуктов сепарации, взвешивались, и определялось их количество, извлечен-

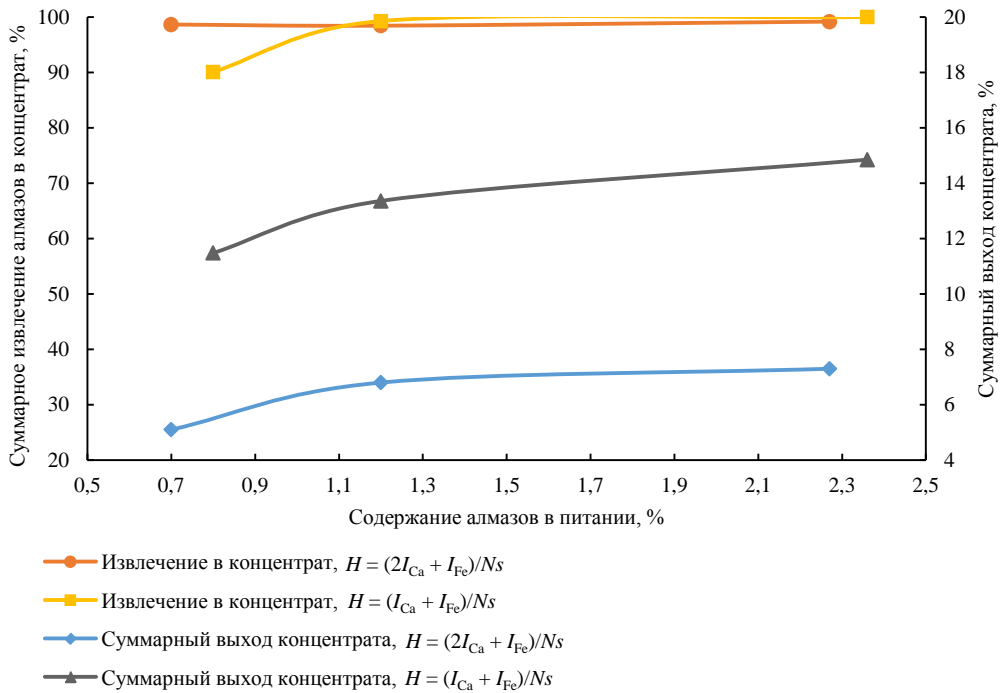


Рис. 3. Зависимость выхода суммарного концентрата и извлечения от содержания алмазов в питании

ное в концентрат и хвосты. Расчет извлечения алмазов проводился по их массе в концентрате. После чего алмазы и материал проб объединялись и использовались для проведения следующей серии экспериментов.

В результате серии экспериментов по сепарации материала с постепенным увеличением содержания алмазов в питании с 0,80 до 2,36 % установлено, что при пороге разделения, определяемом формулой $H = (I_{Ca} + I_{Fe})/Ns$, где Ns – число импульсов рассеянного рентгеновского излучения, извлечение алмазов в суммарный концентрат вне зависимости от их содержания в питании остается на уровне 90,10–100,00 %, в том числе в концентрат основной операции – 87,37–96,00 % (рис. 3).

При этом отмечено увеличение выхода суммарного концентрата с 11,5 до 14,9 % с ростом содержания алмазов в питании. Степень концентрации при содержании алмазов в питании 0,8 % составила 7,88 раз, степень сокращения – 8,70 раз. При увеличении содержания алмазов в питании до 2,36 % степень концентрации

Таблица 3

Показатели работы сепаратора СРФ-1 «Алмаз»

Продукт	Выход продукта, %	Содержание, %	Степень концентрации	Степень сокращения	Извлечение, %
$I_a = 300 \text{ мкА}, U_a = 40 \text{ кВ}, H = (I_{Ca} + I_{Fe})/N_s = 0,11$					
Концентрат основной	7,10	9,90	12,38	14,08	87,37
Концентрат контрольный	4,40	0,50	4,78	21,10	2,73
Σ Концентрат	11,50	6,30	7,88	8,70	90,10
Хвосты	88,50	0,09	0,11	–	9,90
Питание	100,00	0,80	–	–	100,00
Концентрат основной	8,10	14,20	11,83	12,35	95,75
Концентрат контрольный	5,30	0,80	14,76	17,34	3,53
Σ Концентрат	13,40	8,90	7,42	7,46	99,28
Хвосты	86,60	0,01	0,008	–	0,72
Питание	100,00	1,20	–	–	100,00
Концентрат основной	10,60	21,40	9,07	9,43	96,00
Концентрат контрольный	4,30	2,20	22,07	20,79	4,00
Σ Концентрат	14,90	15,86	6,72	6,71	100,00
Хвосты	85,10	–	–	–	–
Питание	100,00	2,36	–	–	100,00
$I_a = 300 \text{ мкА}, U_a = 40 \text{ кВ}, H = (2I_{Ca} + I_{Fe})/N_s = 0,11$					
Концентрат основной	3,20	20,90	29,86	31,25	95,14
Концентрат контрольный	1,90	1,30	38,29	50,95	3,51
Σ Концентрат	5,10	13,60	19,43	19,61	98,65
Хвосты	94,90	0,01	0,01	–	1,35
Питание	100,00	0,70	–	–	100,00
Концентрат основной	4,50	23,60	19,67	22,22	88,65
Концентрат контрольный	2,30	5,10	33,96	41,52	9,79
Σ Концентрат	6,80	17,34	14,45	14,71	98,44
Хвосты	93,20	0,02	0,02	–	1,56
Питание	100,00	1,20	–	–	100,00
Концентрат основной	5,10	43,30	19,07	19,61	97,25
Концентрат контрольный	2,20	2,00	29,79	43,14	1,94
Σ Концентрат	7,30	30,85	13,59	13,70	99,18
Хвосты	92,70	0,02	0,1	–	0,82
Питание	100,00	2,27	–	–	100,00

U_a, I_a – значения напряжения и силы тока на аноде рентгеновской трубки соответственно

снижается до 6,72 раз, а степень сокращения – до 6,71 раз. Основная доля кристаллов (95,75–96,00 %), как и при меньшем содержании, извлекается на основной операции, а 2,73–4,00 % – на контрольной. При этом выход концентрата контрольной операции сопоставим с выходом концентрата основной операции. Относительно

невысокая степень концентрации и сокращения вызвана контрольной операцией и разубоживанием концентрата сопутствующими минералами и породой.

Минералогический анализ концентрата рентгенорадиометрической сепарации показал, что минеральная составляющая концентрата на 90 % представлена кварцитами, кварцем и кварцевыми песчаниками, содержание кальция и железа в которых находится на минимальном уровне при относительно высоком уровне рассеянного рентгеновского излучения. Дополнительный фактор, влияющий на разубоживание концентрата, – недостаточное быстродействие исполнительного механизма электромагнитного типа МИ-80, предназначенного для работы на материале крупностью –80+20 мм.

Для снижения выхода концентрата и его засорения зернами кварцосодержащих минералов была изменена формула, определяющая порог разделения на следующую: $H = (2I_{Ca} + I_{Fe})/Ns$. В результате корректировки порога разделения извлечение в суммарный концентрат увеличилось до 98,44–99,18 %, при этом выход концентрата в зависимости от содержания алмазов в питании существенно снизился и составил 5,1–7,3 %. Степень концентрации и сокращения увеличились до 13,59–19,43 и до 13,70–19,61 соответственно. Производительность сепаратора при проведении экспериментов поддерживалась на уровне 3–5 кг/ч. Результаты рентгенорадиометрической сепарации при разном содержании алмазов в питании сепаратора приведены в табл. 3.

Анализируя показатели работы рентгенорадиометрического сепаратора (РРС) и сравнивая их с показателями работы рентгенолюминесцентного сепаратора (РЛС), можно отметить тот факт, что показатели извлечения, полученные на РРС даже в одну стадию, соответствуют показателям извлечения РЛС.

Результаты апробации рентгенорадиометрической сепарации на примере гравитационного концентрата крупностью –6+3 мм на обогатительной фабрике Ломоносовского ГОКа ПАО «Севералмаз» показали, что предлагаемый метод сепарации отличается высокой эффективностью и селективностью и позволяет извлекать кристаллы алмазов вне зависимости от их способности к люминесценции под воздействием рентгеновского излучения.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Сепараторы руды, выпускаемые НПП «Буревестник». URL: <http://www.bourestnik.ru/products/separatory.html> (дата обращения: 31.03.2017).
2. Макалин И. А. Исследования рентгенолюминесцентных свойств минералов трубки «Архангельская» // Изв. вузов. Горный журнал. 2012. № 7. С. 80–84.
3. Миронов В. П. КР в алмазах из концентратов и хвостов комбинированной схемы обогащения // Материалы IV конгресса обогатителей стран СНГ (Москва, 19–21 марта 2003). М., 2003. С. 67–69.
4. Способ рентгенорадиометрической сепарации алмазосодержащих материалов: пат. 2551486 Рос. Федерации. № RU 2551486 C1; опубл. 27.05.2015. Бюл. № 15.
5. Цыпин Е. Ф. Информационные методы обогащения полезных ископаемых: учеб. пособие. Екатеринбург: УГГУ, 2015. 206 с.
6. Мокроусов В. А., Лилеев В. А. Радиометрическое обогащение нерадиоактивных руд. М.: Недра, 1979. 192 с.
7. Шемякин В. С., Федоров Ю. О., Федоров М. Ю. и др. Основы рентгенорадиометрического обогащения полезных ископаемых: науч. монография. Екатеринбург: Форт Диалог-Исеть, 2015. 250 с.
8. Рахмеев Р. Н., Чикин А. Ю., Федоров Ю. О. Использование рентгенорадиометрической сепарации для доводки алмазосодержащих продуктов // ГИАБ. 2015. № 19. С. 37–42.

Поступила в редакцию 4 апреля 2017 года

RESULTS OF THE EXPERIMENTS OVER THE X-RAY RADIOMETRICAL SEPARATOR FOR DIAMOND-BEARING CONCENTRATES PROCESSING

Rakhmееv R. N., Voiloshnikov G. I., Fedorov Iu. O., Chikin A. Iu. – IRGIREDMET JSC, Irkutsk, the Russian Federation. E-mail: rm@irgiredmet.ru

The article describes the results of the laboratory experiments for X-ray radiometrical method of separation of the –6+3 mm size diamond-bearing gravity concentrate at the X-ray fluorescence separator with gas detector. In the result of the laboratory experiments over the formed collection of diamond crystals and main associated minerals and rocks their substantial difference within analytical areas of calcium, iron, and zircon has been revealed – chemical elements not presented in diamond crystals and widely presented in other grains. At that, the scattered X-radiation level of diamonds is significantly higher than the level of associated minerals and rocks. The specified differences are correct for all diamond crystals regardless of their X-ray fluorescence capacity, and are used as a main indicator of separation. The said experiments showed demonstratively that the proposed separation method and the identified separation indicator provide recovery of all diamonds, including rejected in tailings of X-ray fluorescence separators, with high efficiency and selectivity.

Key words: diamond; upgrading; recovery; X-ray fluorescence separator; secondary X-ray spectrum; scattered radiation; characteristic radiation; fluorescence.

REFERENCES

1. Separators manufactured by RRE “Bourestvnik”. Available at: www.bourestvnik.ru/products/separatory.html (Access date March 31st, 2017). (In Russ.)
2. Makalin I. A. [Study of X-ray luminescent properties of minerals of “Arkhangelsk” tube]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2012, no. 7, pp. 80–84. (In Russ.)
3. Mironov V. P. [Raman scattering in diamonds from the concentrates and tailings of combined concentration scheme]. *Materialy IV kongressa obogatitelei stran SNG, Moskva, 19.03–21.03.2003*. [Proc. of the 4th CIS Congress of mineral processing engineers. Moscow, March 19th–21st, 2003]. Moscow, 2003, pp. 67–69.
4. Dementiev V. E., Fedorov Iu. O., Kononko R. V., Rakhmееv R. N. *Sposob rentgenoradiometricheskoi separatsiialmazosoderzhashchikh materialov* [The method of X-ray radiometrical separation of diamond-bearing materials]. Patent RF, no. 2551486.
5. Tsypin E. F. *Informatsionnye metody obogashcheniia poleznykh iskopaemykh: ucheb. posobie* [School book “Information methods of minerals concentration”]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2015. 206 p.
6. Mokrousov V. A., Lileev V. A. *Radiometricheskoe obogashchenie neradioaktivnykh rud* [Radiometrical concentration of nonradioactive ore]. Moscow, Nedra Publ., 1979. 192 p.
7. Shemiakin V. S., Fedorov Iu. O., Fedorov M. Iu., and others. *Osnovy rentgenoradiometricheskogo obogashcheniia poleznykh iskopaemykh: nauch. monografiia* [Scientific monograph “The fundamentals of X-ray radiometrical mineral concentration”]. Ekaterinburg, Fort Dialog-Iset' Publ., 2015. 250 p.
8. Rakhmееv R. N., Chikin A. Iu., Fedorov Iu. O. [The use of X-ray radiometrical concentration to upgrade diamond-bearing products]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2015, no. 19, pp. 37–42. (In Russ.)

УДК 622.772

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ ИЗМЕНЕНИЯ ОТНОСИТЕЛЬНОЙ ПОГРЕШНОСТИ ПРИ ВВЕДЕНИИ ОПЕРАЦИИ ОБОГАЩЕНИЯ В СХЕМУ ПРОБОПОДГОТОВКИ

ВОЛКОВ П. С.

Неравномерное распределение благородных металлов в объеме сокращаемой пробы при ее подготовке к анализу приводит к расхождению результатов параллельных анализов. Добавление в схему пробоподготовки операции обогащения, анализ отдельно концентрата и хвостов и расчет массовой доли благородных металлов по уравнению баланса дает при проведении параллельного анализа проб, содержащих благородные металлы, удовлетворительную сходимость. Для проверки данного факта произведен расчет теоретической погрешности сокращения, проведен опыт по сокращению пробы искусственной смеси кварца с получением аналитических навесок и определена массовая доля свинца в навесках. В качестве метода анализа применена отмывка свинца в лотке и взвешивание тяжелой фракции. Полученные данные позволяют говорить о сходимости теоретически рассчитанной и экспериментально полученной относительной погрешности сокращения. В результате обогащения искусственной смеси на самоочищающемся центробежном сепараторе при невысокой интенсивности гравитационного поля определена массовая доля в концентрате и хвостах сепаратора. Выявлено, что применение модельного материала при оценке погрешности сокращения пробы позволяет получить результат, близкий к теоретически определяемому. Введение в схему пробоподготовки операции обогащения приводит к снижению относительной погрешности подготовки пробы, это свидетельствует о высокой эффективности использования операций обогащения при подготовке пробы.

Ключевые слова: подготовка проб; погрешность сокращения; благородные металлы; тяжелые минералы; искусственная смесь; центробежный сепаратор.

Процессы подготовки проб исходной руды и продуктов обогащения благородных металлов являются одной из ключевых составляющих системы контроля качества на обогатительной фабрике. На представительность пробоподготовки при сокращении проб существенное влияние оказывает неравномерное распределение контролируемого металла по объему сокращаемой пробы, наличие недробимых крупных частиц металла, поэтому подготовить пробу по крупности до требуемых значений обычно не удастся [1, 2]. И хотя это общеизвестный факт, им пренебрегают, проводя подготовку и анализ проб по традиционным схемам (дробление/измельчение–сокращение–анализ). Это приводит к получению большой доли результатов, не укладывающихся в допустимые расхождения параллельных анализов [3].

Введение в схему пробоподготовки операции обогащения, анализ отдельно концентрата и хвостов и расчет массовой доли благородных металлов по уравнению баланса дает при проведении параллельного анализа проб, содержащих благородные металлы, удовлетворительную сходимость [4].

Для подтверждения данного факта подготовлен модельный материал свинца и кварца и произведен анализ изменения относительной погрешности при введении операции обогащения в процесс сокращения проб до аналитической

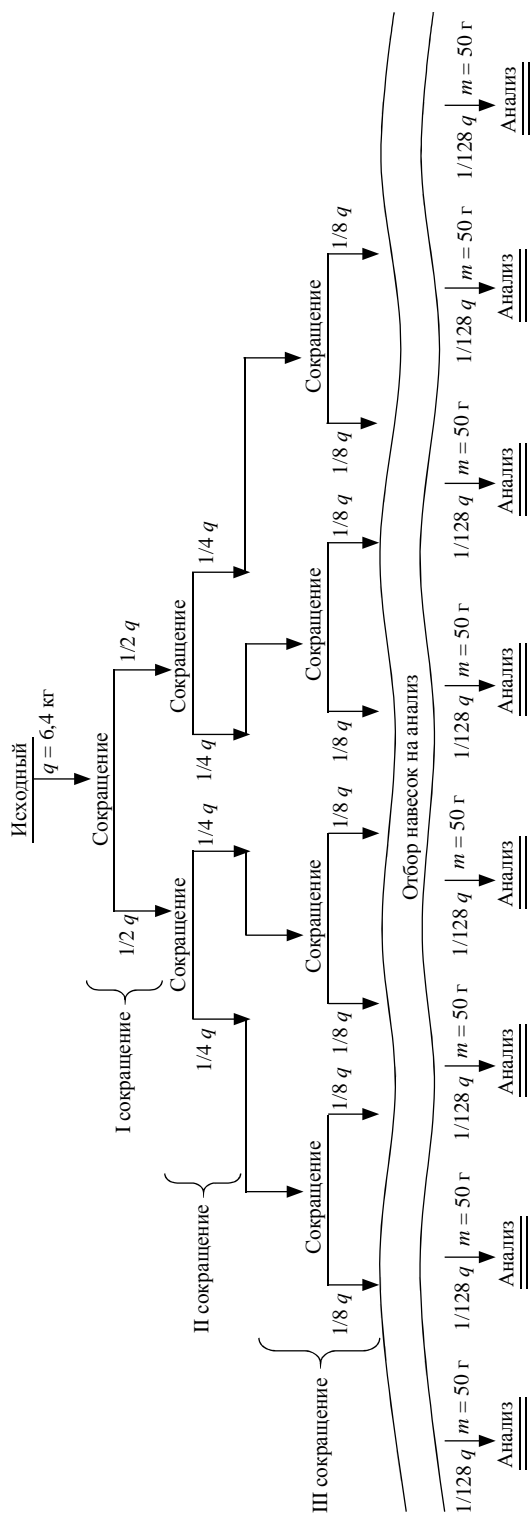


Рис. 1. Схема сокращения и анализ проб

навески. Для эксперимента использована искусственная смесь массой $q = 6,4$ кг кварца крупностью $-1+0$ мм и свинца той же крупности. Масса тяжелого минерала (свинца) принята $0,0064$ кг, что соответствует массовой доле 1000 г/т.

Произведем расчеты теоретической погрешности сокращения [4], используя следующие исходные данные: плотность минерала (свинца) $\rho_m = 11\,340$ кг/м³; плотность породы (кварца) $\rho_n = 2650$ кг/м³; максимальный размер зерен (свинца и кварца) $d_{\max} = 1$ мм; массовая доля минерала (свинца) $\alpha = 1000$ г/т.

В работе [5] приведено выражение для расчета погрешности сокращения пробы:

$$S_c^2 = 2f S_k^2 \rho \left(\frac{d_{\max}}{2} \right)^3 \left(\frac{1}{q_{\text{нав}}} - \frac{1}{q_{\text{пак}}} \right),$$

где f – коэффициент формы; S_k^2 – покусковая дисперсия, %²; ρ – плотность руды, кг/м³; d_{\max} – размер максимального куса в пробе, м; $q_{\text{нав}}$ – масса навески для анализа, кг; $q_{\text{пак}}$ – масса отобранной для анализа в пакет пробы, кг.

Коэффициент формы определяется по формуле:

$$f = \frac{q_3}{n_3 \rho_m (\bar{d})^3},$$

где q_3 – масса зерен, кг; n_3 – количество зерен, шт; \bar{d} – средний размер класса, м.

Отобрав навеску от подготовленного свинца и рассчитав количество зерен, получаем, что $f = 0,4$.

Для проб благородных металлов с малой массовой долей и при условии $q_{\text{нав}} \ll q_{\text{пак}}$ выражение для расчета погрешности сокращения пробы можно представить в виде

$$S_c^2 = 2f\alpha\beta_m\rho_m \frac{(d_{\max}/2)^3}{q_{\text{нав}}},$$

где α – массовая доля свинца в пробе, г/т; β_m – массовая доля свинца в минерале (свинце), г/т; ρ_m – плотность минерала (свинца), кг/м³. При расчетах получена $S_c^2 = 22\,680$ (г/т)².

Относительная погрешность сокращения пробы P_c :

$$P_c = \frac{2S_c}{\alpha} \cdot 100 \%,$$

При расчетах получено значение $P_c = 30,1$ %. Это минимальная возможная случайная погрешность, связанная с сокращением пробы.

Так как при экспериментальном определении величины добавляется P_c – погрешность исполнителя, то ожидаемое в эксперименте $P_{c,3}$ будет больше.

Алгоритм эксперимента следующий:

1. Добавить свинец в кварц и тщательно перемешать.
2. Произвести сокращение желобчатым сократителем на восемь пакетов. От каждого пакета получена навеска массой $0,05$ кг по схеме, приведенной на рис. 1.
3. Определить массовую долю отмытого в лотке свинца в каждой пробе.
4. Смешать все пакеты и навески, включая те, от которых отмывали свинец, с отмытым свинцом.

5. Произвести обогащение на центробежном сепараторе К-200ВЛ, при низкой интенсивности центробежного поля (*Сепаратор центробежный К-200ВЛ. Руководство по эксплуатации. Екатеринбург: Таилс КО, 2016. 18 с.*).

6. Определить долю отмытого в лотке свинца в концентрате центробежного концентратора.

7. Высушить хвосты центробежной концентрации и повторить операции, описанные в пунктах 2, 3.

8. Произвести обработку полученных результатов (таблица).

Массовая доля свинца в навесках, г/т

Номер навески	От исходной пробы	От хвостов обогащения*
1	1210	468
2	1126	566
3	1118	484
4	754	430
5	1020	564
6	1344	558
7	986	526
8	1398	494
Среднее значение	$\alpha_{и.э} = 1120$	$\alpha_{хв} = 512$

*При извлечении свинца $\epsilon_{рв} = 0,517$

Экспериментально определяемая массовая доля свинца в исходной пробе $\alpha_{и.э} = 1120$ г/т. Пересчет погрешности сокращения с использованием этой величины дает теоретическую погрешность сокращения $P_c = 31,9$ %.

В результате анализа восьми навесок найдено экспериментальное значение $P_{с.э} = 36,8$ %. Экспериментальное значение погрешности сокращения близко к теоретически определенному (31,9 %), что характеризует высокое качество выполнения операций подготовки пробы.

Далее с помощью самоочищающегося центробежного концентратора К-200ВЛ [6, 7] при невысокой интенсивности центробежного поля проба обогащена (из нее выделен чистый свинец массой $m_{рв} = 3,31$ г, т. е. извлечение $\epsilon_{рв} = 51,7$ %). Из хвостов вновь получено восемь пакетов, и выполнен анализ восьми навесок по 50 г. Результаты анализа приведены в таблице, экспериментально найденная массовая доля свинца:

$$\alpha_э = \frac{m_{рв}}{q} + \alpha_{хв},$$

где q – масса пробы, г; $\alpha_{хв}$ – средняя массовая доля в хвостах, г/т. В результате расчетов получена $\alpha_э = 1029$ г/т. Заданная в модельном материале массовая доля свинца $\alpha = 1000$ г/т.

Экспериментально полученное значение относительной погрешности определения массовой доли свинца в пробе с введением операции обогащения при $\epsilon_{рв} = 51,7$ % оказалось равным $P_{с.э} = 9,77$ %.

Снижение относительной погрешности подготовки пробы с 36,8 до 9,77 % при извлечении полезного компонента 51,7 % на центробежном сепараторе свидетельствует о высокой эффективности использования операций обогащения при подготовке пробы. Это возможно при подготовке проб с самородными металлами (золото, платина и т. д.), так как определение массовой доли извлеченного металла принято с пренебрежимо малой погрешностью.

При химическом или пробирном анализе концентрата погрешность подготовки пробы будет выше, поскольку добавится погрешность анализа.

Таким образом, использование модельного материала при оценке погрешности сокращения пробы позволяет получить результат, близкий к теоретически определяемому. Извлечение из пробы самородных металлов с использованием центробежных сепараторов позволяет резко снизить погрешность подготовки пробы.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Локонов М. Ф., Петрова М. И., Рейнгардт Е. П. Методика подготовки для анализа проб руды, содержащей интерметаллические соединения платиновых металлов // Обогащение руд. 1984. № 1. С. 44–47.
2. Литвинцев В. С., Пономарчук Г. П., Ятлукова Н. Г., Банщикова Т. С., Шокина Л. Н. Закономерности распределения золота в илово-глинистых фракциях природных и техногенных образований // Проблемы освоения георесурсов российского Дальнего Востока и стран АТР: матер. III Междунар. науч. конф. Владивосток: ДВГУ, 2004. С. 68–76.
3. Hoffman E. L., Clark J. R., Yeager J. R. Gold analysis – fire assaying and alternative methods // Exploration and Mining Geology. 1998. Vol. 7. P. 155–160.
4. Петров С. В., Бедерова Л. Л., Бороздин А. П. К методике достоверного определения содержания благородных металлов в пробах с крупными выделениями самородных металлов // Обогащение руд. 2015. № 4. С. 30–33.
5. Козин В. З. Опробование минерального сырья: науч. монография. Екатеринбург: УГГУ, 2011. 316 с.
6. Морозов Ю. П., Фалей Е. А., Хамидулин И. Х. Разработка и испытания турбулизационных центробежных сепараторов // Горный журнал. 2015. № 5. С. 58–62.
7. Фалей Е. А. Оптимизация работы лабораторного турбулизационного центробежного сепаратора // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: матер. XIX Междунар. науч.-техн. конф. Екатеринбург: Форт Диалог-Исеть, 2014. С. 210–214.

Поступила в редакцию 13 января 2017 года

EXPERIMENTAL DETERMINATION OF RELATIVE ERROR CHANGE UNDER THE INTRODUCTION OF THE OPERATION OF CONCENTRATION INTO THE SCHEME OF SAMPLE PREPARATION

Volkov P. S. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: Volkov_PS@bk.ru

Random distribution of precious metals in the bulk of the reduced sample under its preparation for the analysis leads to some divergence in the results of parallel analyses. The addition of the operation of concentration into the sample preparation scheme, separate analysis of concentrate and tailings, and the calculation of the mass fraction of precious metals with balance equation gives satisfactory convergence under the parallel analysis of samples containing precious metals. To check the given fact the calculation of theoretical error of reduction has been fulfilled, the experiment over the reduction of a sample of artificial mixture of quartz with sample weight getting has been fulfilled, mass fraction of lead in sample weight has been determined. Lead panning and heavy fraction weighting are used as the method of analysis. The acquired data make it possible to speak about convergence of theoretically calculated and experimentally obtained relative error of reduction. As the result of artificial mixture concentration at self-cleaning centrifugal separator under low intensity of gravitation field, the mass fraction in the concentrate and the tailings of the separator has been determined. It has been determined that the use of model material under the estimation of the sample reduction error makes it possible to acquire the result close to the theoretically determined one. The introduction of the operation of concentration into the scheme of sample preparation leads to the decrease of the sample preparation relative error, which indicates high efficiency of concentration during sample preparation.

Key words: sample preparation; reduction error; precious metals; heavy minerals; artificial mixture; centrifugal separator.

REFERENCES

1. Lokonov M. F., Petrova M. I., Reingardt E. P. [The methods of preparation for samples analysis of ore containing intermetallic compounds of platinum metals]. *Obogashchenie rud – Mineral Processing*, 1984, no. 1, pp. 44–47. (In Russ.)
2. Litvintsev V. S., Ponomarchuk G. P., Iatlukova N. G., Bانشchikova T. S., Shokina L. N. [Some regularities in the distribution of gold in silt-clay fractions of natural and technogenic formations]. *Problemy osvoeniia georesurov rossiskogo Dal'nego Vostoka i stran ATR: mater. III Mezhdunar. nauch. konf.* [Proc. 3rd Int. Sci. Conf. “The problems of developing the resources of the Russian Far East and Pacific Rim countries”]. Vladivostok, DVGU Publ., 2004, pp. 68–76. (In Russ.)
3. Hoffman E. L., Clark J. R., Yeager J. R. Gold analysis – fire assaying and alternative methods. *Exploration and Mining Geology*, 1998, vol. 7, pp. 155–160. (In Russ.)

4. Petrov S. V., Bederova L. L., Borozdin A. P. [Regarding the methods of reliable determination of precious metals content in the samples with large winning of virgin metals]. *Obogashchenie rud – Mineral Processing*, 2015, no. 4, pp. 30–33. (In Russ.)
 5. Kozin V. Z. *Oprobovanie mineral'nogo syr'ia: nauch. monografiia* [Scientific monograph “Mineral raw material sampling”]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2011. 316 p.
 6. Morozov Iu. P., Falei E. A., Khamidulin I. Kh. [Development and testing of turbulization centrifugal separators]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2015, no. 5, pp. 58–62. (In Russ.)
 7. Falei E. A. [Optimization of laboratory turbulization centrifugal separator operation]. *Nauchnye osnovy i praktika pererabotki rud i tekhnogenogo syr'ia: mater. XIX Mezhdunar. nauch.-tekhn. konf.* [Proc. 19th Int. Sci. and Pract. Conf. “Scientific fundamentals and practice of ore and technogenic raw material processing”]. Ekaterinburg, Fort Dialog-Isef Publ., 2014, pp. 210–214. (In Russ.)
-

ФИЗИЧЕСКИЕ И ХИМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

УДК 622.277

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ФИЛЬТРАЦИИ РАСТВОРОВ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА ИЗ СЛАБОПРОНИЦАЕМЫХ РУД

АЛИКУЛОВ Ш. Ш.

Анализ данных математического моделирования фильтрации растворов подземного выщелачивания урана из слабопроницаемых руд позволяет определить непрорабатываемые зоны в отработаемом рудоносном горизонте, рассчитать различные варианты отработки и найти оптимальный. На основании гидродинамических схем проработки рудоносного горизонта рабочими растворами можно найти основные параметры движения растворов по трубкам тока. Накладывая уравнения кинетики на движение растворов по трубкам тока, т. е. сводя данную систему к одномерному движению, можно получить прогнозную модель изменения концентрации полезного компонента в откачных растворах. В зависимости от поставленной цели задачи могут быть решены как в плане, так и в разрезе продуктивного горизонта. Моделирование фильтрации выполняется чаще всего в программе 3D MAX или с помощью приборов, в основу работы которых заложен принцип электрогидродинамической аналогии. При построении сетки течения растворов для опытных полигонов подземного выщелачивания проводится определение напоров жидкости для каждой точки в соответствии с выбранным масштабом.

Ключевые слова: выщелачивание урана; кинетика; коэффициент фильтрации; моделирование; уран; системы разработки; программа 3D MAX.

Математическое моделирование фильтрации применительно к подземному выщелачиванию носит вспомогательный характер, поскольку позволяет получить лишь гидродинамическую картину процесса, которая должна быть затем дополнена химическими данными, и его результаты не могут быть механически применены к процессу подземного выщелачивания урана из слабопроницаемых руд.

Однако этот вид моделирования имитирует фильтрацию однородной химически инертной жидкости, т. е. не учитывает явления, связанные с химическим взаимодействием веществ и сопровождающие подземное выщелачивание: пересаживание металлов; отставание фронта продуктивных растворов; влияние газообразования, выпадения осадков (кольматация), разбавления; гравитационную дифференциацию неоднородной жидкости и т. д.

В зависимости от поставленной цели задачи могут быть решены как в плане, так и в разрезе продуктивного горизонта. Моделирование фильтрации выполняется чаще всего в программе 3D MAX или с помощью приборов, в основу работы которых заложен принцип электрогидродинамической аналогии.

При построении сетки течения растворов для опытных полигонов подземного выщелачивания проводится определение напоров жидкости для каждой точки

в соответствии с выбранным масштабом. Расчеты осуществляют, в частности, на основании логарифмической аппроксимации формулы Тейса:

$$S_i = \frac{0,183Q_i}{Km} \lg \frac{2,25at}{r_i^2},$$

где S_i – понижение (или повышение) уровня жидкости в данной точке в результате работы одной из технологических скважин, м; Q_i – дебит рассматриваемой технологической скважины, м³/сут; K – коэффициент фильтрации, м/сут; m – мощность водоносного горизонта, м; a – коэффициент пьезопроводности, м²/сут; t – время, прошедшее с начала опыта, сут; r_i – расстояние от данной точки до рассматриваемой технологической скважины, м.

Общая величина пьезометрического уровня S в определяемой точке вычисляется путем суммирования воздействия каждой скважины:

$$S = \sum_{i=1}^{i=n} S_i.$$

Алгоритм расчета величин напоров по выбранной сетке для вывода на печать может быть составлен на языке Фортран и передан для решения в программе 3D MAX.

По полученным положениям напорных уровней определяют линии равных напоров (пьезоизогипсы). Затем с учетом заданных дебитов технологических скважин и принятых элементарных расходов ленты тока жидкости строят сетку течения растворов на участках подземного выщелачивания.

При реализации геотехнологических методов подземного выщелачивания полезных ископаемых, в том числе подземного выщелачивания урана, изучение и контроль процесса сопряжены с существенными трудностями получения его показателей непосредственно в активной зоне. Эти показатели достаточно надежно могут контролироваться только на поверхности земли, т. е. на входе в геотехнологическую систему и на выходе из нее. Поэтому для обеспечения максимальной полноты изучения геотехнологических методов подземного выщелачивания урана с целью прогнозирования и оптимизации их режима необходимо сочетание математического и физического моделирования соответствующих процессов. Физическое моделирование, т. е. непосредственную реализацию в определенном масштабе изучаемого геотехнологического процесса, обычно разделяют на лабораторное и натурное.

Математические модели, в свою очередь, могут быть разделены на детерминированные и статистические. Первые базируются на общих законах природы, т. е. должны в той или иной форме включать полный комплекс зависимостей, установленных для всех физических и химических процессов, составляющих рассматриваемый геотехнологический способ добычи. Вторые имеют в своей основе устанавливаемые опытным путем связи показателей основных природных факторов с режимом процесса на входе в геотехнологическую систему и результатами, получаемыми на выходе.

Рассматриваемые далее вопросы прогнозных геотехнологических расчетов и методики определения исходных геотехнологических параметров, необходимых для их проведения, базируются на использовании статистических моделей. Однако для всестороннего описания процесса и уяснения его физического смысла необходимо в первую очередь рассмотреть детерминированные математические модели. С физико-химических позиций подземное выщелачивание можно

определить как процесс гетерогенных химических взаимодействий, сопровождающийся изменением концентраций реагирующих веществ в жидкой и твердой фазах при фильтрационном перемещении жидкой фазы в пределах рассматриваемого объема выщелачивания. Под объемом выщелачивания, таким образом, понимается часть объема рудовмещающего пласта, в пределах которой реализуется фильтрация растворителя.

В соответствии с этим определением под математическими моделями процесса подземного выщелачивания следует понимать зависимости, позволяющие определять концентрации реагирующих веществ и продуктов реакций в жидкой и твердой фазах как функции времени и координат пространства в пределах выщелачиваемого объема. Эти зависимости должны включать в качестве параметров характеристики выщелачиваемого объема и задаваемого технологического режима на входе в систему. Основными параметрами технологического режима являются состав и концентрация растворителя, скорость его фильтрации в выщелачиваемом объеме и геометрия сети технологических скважин.

Таким образом, математические модели подземного выщелачивания могут быть получены путем совместного решения системы дифференциальных уравнений, описывающих в пределах выщелачиваемого объема кинетику гетерогенных химических взаимодействий, а также массоперенос растворителя и продуктов реакций в фильтрационном потоке.

Фундаментальной научной основой, на которой могут базироваться разработки математических моделей подземного выщелачивания, является диффузионно-кинетическая теория гетерогенных процессов, развитая в трудах Д. А. Франк-Каменецкого [1], А. Б. Здановского [2] и ряда других исследователей. Согласно этой теории, в гетерогенных реакциях растворения выделяются три основные стадии: поступление растворителя к поверхности твердого вещества, на которой происходит реакция; собственно химическое взаимодействие на поверхности раздела фаз; удаление, отвод продуктов реакции от реакционной поверхности. Итоговая скорость процесса растворения (точнее, скорость процесса извлечения или выщелачивания полезного компонента) определяется скоростями всех трех стадий таким образом, что величина, обратная коэффициенту суммарной скорости процесса, равна сумме величин, обратных коэффициентам скоростей отдельных стадий.

Из этого следует, что в случаях, когда скорость какой-либо одной стадии значительно меньше скорости других стадий, суммарная скорость процесса по существу определяется скоростью самой медленно протекающей стадии.

Если скорость межфазового химического взаимодействия на реакционной поверхности значительно превышает скорость подвода растворителя и отвода продуктов реакции, то общая скорость процесса выщелачивания определяется именно двумя последними стадиями, осуществляемыми за счет фильтрации и диффузии. Такой тип режима выщелачивания называется диффузионным (более точным был бы термин *фильтрационно-диффузионный*). Основной его особенностью является зависимость суммарной скорости процесса выщелачивания от скорости движения растворителя. Если скорость межфазового химического взаимодействия на реакционной поверхности мала по сравнению со скоростями подвода растворителя и отвода продуктов реакций, то именно кинетика химического взаимодействия определяет суммарную скорость процесса выщелачивания. Такой тип режима называется кинетическим. Основной его особенностью является независимость суммарной скорости процесса от скорости движения растворителя.

И наконец, при сопоставимых величинах скоростей отдельных стадий все они существенно влияют на суммарную скорость процесса выщелачивания. Режим

процесса в таких случаях определяется как диффузионно-кинетический (или переходный). Скорость процесса извлечения урана определяется главным образом скоростью отвода растворенных веществ. Этот вывод имеет важное практическое значение, поскольку в случае его справедливости для конкретных объектов открываются реальные возможности ускорения процесса отработки месторождений подземным выщелачиванием за счет увеличения скорости фильтрации растворителя.

Исследования особенностей подземного выщелачивания урана в пластовых условиях были предприняты В. С. Голубевым, Г. Н. Кричевцом и др. [2, 3]. Они рассмотрели и задачи об одномерном фильтрационном выщелачивании (начальное содержание которого в твердой фазе q_0 , текущее – q) раствором кислоты с концентрацией на входе a_0 с учетом реакции кислоты с рудным минералом (начальное содержание), при действительной скорости конвекции раствора U . Авторами приняты следующие допущения: $m_0 \gg q_0$; реакции выщелачивания имеют первый порядок по кислоте, причем скорость взаимодействия кислоты с нерудным минералом весьма велика. Поскольку концентрация металла в растворе зависит от концентрации кислоты, а последняя, в свою очередь, контролируется реакцией взаимодействия с нерудным минералом, то в определенных условиях может создаваться положение, когда убыль кислоты из раствора при фильтрации за счет нейтрализации ее рудным минералом обусловит выпадение из него части металла, извлеченного на предшествующем этапе процесса. Чаще всего это может быть связано с малой растворимостью гидроокисей металлов и пересыщением ими растворов при повышении концентрации ионов OH^- . Последующими порциями растворов, нейтрализованными уже в меньшей степени, этот металл должен быть снова растворен и перенесен далее по потоку.

Таким образом, В. С. Голубевым и Г. Н. Кричевцом впервые учтено переотложение металла на подвижном физико-химическом барьере в процессе фильтрационного выщелачивания химическими реагентами.

В случае реакции кислоты с породами (в первую очередь и главным образом с карбонатными и глинистыми породами) формируется подвижный кислотнo-щелочной барьер. Возможны и другие типы подвижных искусственных барьеров, в частности – окислительно-восстановительный. На таком барьере будет происходить переотложение вещества, характеризующегося зависимостью растворимости своих соединений от валентности образующих их форм.

Полученные в результате решения этой задачи зависимости приводятся с частичным изменением обозначений и некоторыми оговариваемыми далее упрощениями:

$$t_1 = \frac{q_0}{\gamma C_{\text{H}}};$$

$$\mathcal{G}_k = \frac{U}{1 + m_0/a_0}; \quad (1)$$

$$\mathcal{G}_b = \frac{U \mathcal{G}_k C_{\text{H}}}{q_0 \mathcal{G}_k + C_{\text{H}} U}, \quad (2)$$

где t_1 – длительность полного выщелачивания урана в начальном сечении; γ – константа скорости фильтрационного выщелачивания; C_{H} – максимальная концентрация металла в растворе; \mathcal{G}_k – скорость движения концентрационного

фронта кислоты; \mathcal{G}_b – скорость движения концентрационного фронта полного выщелачивания металла.

При $\mathcal{G}_b \leq x \leq \mathcal{G}_k t$ (в области выщелачивания металла), x – длина пути фильтрации; t – время:

$$C = C_n \left[1 - \exp\left(-\gamma(x - \mathcal{G}_b t) / (U - \mathcal{G}_b)\right) \right];$$

$$q = C_n \left(\frac{U}{\mathcal{G}_b} - 1 \right) \left[1 - \exp\left(-\gamma(x - \mathcal{G}_b t) / (U - \mathcal{G}_b)\right) \right],$$

где C – текущая концентрация в рассматриваемом сечении потока.

При $\mathcal{G}_k \leq x \leq Ut$ (в области осаждения урана):

$$C = C_n \left[1 - \exp(-\gamma\omega(t - x/U)) \right] \exp\left(-\gamma(x - \mathcal{G}_k t) / (U - \mathcal{G}_k)\right);$$

$$q = q_0 + C_n \left[\left(\frac{U}{\mathcal{G}_k} - 1 \right) - \left(\frac{U}{\mathcal{G}_b} - 1 \right) \exp(-\gamma\omega(t - x/U)) \right] \times$$

$$\times \exp\left(-\gamma(x - \mathcal{G}_k t) / (U - \mathcal{G}_k)\right) - C_n \left[\left(\frac{U}{\mathcal{G}_k} - 1 \right) - \left(\frac{U}{\mathcal{G}_b} - 1 \right) e^{-\gamma x/U} \right],$$

где ω – параметр соотношения скоростей конвекции, фронта кислоты и фронта выщелачивания, $\omega = (U(\mathcal{G}_k - \mathcal{G}_b)) / ((U - \mathcal{G}_k)(U - \mathcal{G}_b))$.

При $x < \mathcal{G}_b t$ в области, куда раствор еще не поступил: $C = 0$; $q = q_0$.
При $x < \mathcal{G}_b t$ в области полностью выщелоченного металла: $C = 0$; $q = 0$.

Во всех уравнениях начальная концентрация металла в растворе принята равной нулю, извлечение металла полное.

Описанная модель оказалась сложнее модели выщелачивания урана из слабопроницаемых руд. Она включает четыре параметра гетерогенной системы (q_0 , m_0 , γ , C_n) и два параметра технологического режима (a_0 и U). При этом независимое друг от друга определение параметров гетерогенной системы практически невозможно, потому что q_0 и m_0 должны характеризовать, строго говоря, не валовые, а извлекаемые при выщелачивании содержания металла и кислотоёмкого породы, а также по целому ряду других соображений.

Вместе с тем нельзя не отметить сходства основных зависимостей, составляющих эту и предыдущую модели. Так, полностью совпадают зависимости, в которых время полного выщелачивания вещества в начальном (входном) сечении выражается через параметры гетерогенной системы. Зависимость (2), определяющая скорость развития фронта выщелачивания во второй модели, при условии относительно малой растворимости выщелачиваемого металла ($C_n < (\mathcal{G}_k/U)q_0$) принимает вид $\mathcal{G}_b = C_n U/q_0$, что совпадает с зависимостью модели Н. Н. Веригина. При этом весьма важно, что скорость движения фронта полного выщелачивания в обеих моделях оказывается постоянной во времени.

Описываемое в модели В. С. Голубева–Г. Н. Кричевца формирование концентрации металла в растворе во времени по длине пути фильтрации весьма близко к зависимости Н. Н. Веригина и отличается от последней только тем, что в знаменателе находится не скорость фильтрации (или конвекции), а разность между последней и скоростью выщелачивания. Нетрудно показать, что эта разность (по крайней мере, при относительно малой растворимости выщелачиваемого металла) прямо пропорциональна скорости конвекции, а следовательно, и скорости

фильтрации: $U - \bar{g}_v = U - C_n U / q_0 = U(1 - C_n / q_0)$. Таким образом, из модели В. С. Голубева–Г. Н. Кричевца также следует асимптотический характер зависимости максимально достигаемой концентрации металла в растворе C_n от отношения длины пути к скорости фильтрации. Следовательно, как и для модели Н. Н. Веригина, можно при рассмотрении практических вопросов в данном случае говорить о величине $(x/y)_n$, достаточной для формирования максимальной концентрации металла в растворе C_n .

Однако, сопоставляя две охарактеризованные математические модели, нельзя ограничиться только установлением их сходства. Они имеют и существенные различия, обусловленные разницей гетерогенных процессов избирательного фильтрационного выщелачивания урана химическими реагентами. Само наличие таких различий позволяет предположить, что каждая из моделей, очевидно, достаточно полно отражает основные характерные особенности описываемого ею процесса. Так, в модели Н. Н. Веригина величина C_n для каждого вещества постоянна (в случае постоянства термодинамических условий, а также состава и содержания других веществ в растворяющей воде). В модели В. С. Голубева–Г. Н. Кричевца C_n зависит от концентрации растворителя a_0 . Соответственно, в модели Н. Н. Веригина скорость движения фронта выщелачивания \bar{g}_v для каждого вещества зависит только от скорости фильтрации. Во второй же модели она, помимо этого, еще существенно зависит от концентрации растворителя, что ясно из формул (1), (2).

Некоторые авторы, используя отдельные формулы и выводы, не учитывают всей сложности математического описания процессов, в сумме обеспечивающих подземное выщелачивание металлов. Так, например, В. Г. Бахуров [3], базируясь на некоторых зависимостях Г. А. Аксельруда, получил следующую формулу для определения средней концентрации металла в растворе при подземном выщелачивании:

$$C_{\text{ср}} = \frac{2C_n}{m} \sqrt{\frac{Dl}{\pi \bar{g}}}, \quad (3)$$

где C_n – концентрация раствора в поровом пространстве руды; m – мощность рудовмещающего пласта; D – коэффициент диффузии; l – длина пути фильтрации; \bar{g} – скорость фильтрации.

Эта зависимость не выдерживает проверки при подстановке предельных значений параметров. Так, из формулы (3) следует, что как при $l \rightarrow \infty$, так и при $\bar{g} \rightarrow 0$ концентрация $C_{\text{ср}} \rightarrow \infty$, тогда как совершенно ясно, что предел ее должен быть равен C_n .

Таким образом, наиболее полно описывающей процесс подземного выщелачивания металлов в настоящее время следует считать математическую модель, разработанную В. С. Голубевым и Г. Н. Кричевцом. Вместе с тем степень схематизации процесса и в этой модели пока еще очень велика: не учитываются неоднородный характер фильтрационного и массового потоков; возможность нахождения полезного компонента в нескольких формах, характеризующихся различными параметрами кинетики и равновесий при реакциях с растворителем; возможность взаимодействия растворителя не с каким-то одним, а с несколькими пороодообразующими. Даже при столь сильной схематизации перспективы непосредственного практического использования рассматриваемой модели очень ограничены: при решении обратных задач невозможно независимо друг от друга (т. е. однозначно) определить четыре заранее неизвестных параметра гетероген-

ных систем. Естественно, что при дальнейшем приближении модели к реальным условиям число неизвестных параметров, а следовательно, и трудности непосредственно практического использования модели могут только возрасти. Они могут еще более усугубиться в том случае, если константа скорости выщелачивания γ окажется зависимой от скорости фильтрации или переменной во времени. А такое положение не исключено, как показывают экспериментальные определения γ , проведенные Н. Н. Веригиным и другими исследователями для близких к выщелачиванию гетерогенных процессов.

Тем не менее вполне реальными направлениями практического использования математических моделей, по мнению автора, можно считать обоснование «интегральных» параметров процесса, получаемых непосредственно по выходным данным, разработку способов анализа влияния показателей технологического режима на результаты эксплуатации, а также методов их оптимизации. Необходимо подчеркнуть, что все предлагаемые математические модели должны подвергаться тщательной экспериментальной проверке.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Грабовников В. А. Геотехнологические расчеты и исследования при разведке месторождений металлов для подземного выщелачивания. М.: ОЦНТИ ВИЭМС, 1978. 119 с.
2. Кричевец Г. Н. Математические модели и программы для гидрогеологических и геотехнологических расчетов. М.: МГРИ, 1987. 145 с.
3. Калабин А. И. Добыча полезных ископаемых подземным выщелачиванием и другими геотехнологическими методами. М.: Атомиздат, 1981. 357 с.

Поступила в редакцию 27 марта 2017 года

MATHEMATICAL MODELING OF URANIUM UNDERGROUND LEACHING SOLUTIONS FILTRATION FROM ORE WITH LOW PERMEABILITY

Alikulov Sh. Sh. – Navoiy State Mining Institute, Navoiy, the Republic of Uzbekistan. E-mail: sharofovich@mail.ru

Data analysis of mathematical modeling of uranium underground leaching solutions filtration from ore with low permeability makes it possible to detect unworkable zones in the processed ore-bearing horizon, calculate different variants of processing and find the optimum one. On the basis of hydrodynamic schemes of ore-bearing horizon development with working solutions it is possible to find the main parameters of solutions motion along the tubes of current. Placing the equations of kinetics on the motion of solutions along the tubes of current, i.e. reducing the given system to one-dimensional motion, it is possible to get forecast model of commercial component concentration change in extraction solutions. Depending on the stated goal, the problems can be solved as well as in a plan and in the section of production horizon. Filtration modeling is typically carried out in 3D MAX program with the help of devices which have the principle of electrohydrodynamic analogy in the foundation. When constructing solutions flow net for test fields of underground leaching, the determination of fluid heads for every point is fulfilled in accordance with the chosen scale.

Key words: uranium leaching; kinetics; filtration coefficient; modeling; uranium; development system; 3D MAX program.

REFERENCES

1. Grabovnikov V. A. *Geotekhnologicheskie rascheti i issledovaniia pri razvedke mestorozhdenii metallov dlia podzemnogo vyshchelachivaniia* [Geotechnological calculations and investigations when exploring ore deposits for underground leaching]. Moscow, OTsNTI VIEMS Publ., 1978. 119 p.
2. Krichevets G. N. *Matematicheskie modeli i programmy dlia gidrogeologicheskikh i geotekhnologicheskikh raschetov* [Mathematical models and programs for hydrogeological and geotechnological calculations]. Moscow, MGRI Publ., 1987. 145 p.
3. Kalabin A. I. *Dobycha poleznykh iskopaemykh podzemnykh vyshchelachivaniem i drugimi geotekhnologicheskimi metodami* [Mineral production with the help of underground leaching and other geotechnological methods]. Moscow, Atomizdat Publ., 1981. 357 p.

ИСТОРИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ГОРНОГО ДЕЛА

УДК 63.3 (470.5)

УРАЛЬСКОЕ СЕРЕБРО

КУРЛАЕВ Е. А.

В русских летописях неоднократно встречается упоминание о «серебре закамском». В понимании историков и археологов речь шла о серебряной посуде восточного производства, такие изделия регулярно находили на территории Урала и Сибири. Вместе с тем поиски руды драгоценных металлов на Урале и прилегающих территориях велись столетиями, первые упоминания в русских летописях связаны с рассказом о Каменном Поясе. Первая известная в России добыча цветных и драгоценных металлов в промышленном масштабе началась в 1492 г. на р. Цильме. По мнению автора, «серебро закамское» – это другое месторождение, а именно серебристой меди, находившееся в районе г. Североуральска. Оно эксплуатировалось в древности и средневековье, было предметом раздоров, но к началу русской колонизации истощилось и было заброшено. В XVII веке его обследовали геологоразведчики, а во время промышленного освоения края в XVIII веке содержание серебра в медной руде признали невыгодным для извлечения, тем не менее наличие серебра в медной руде было доказано. При археологических и исторических исследованиях этот факт позволяет иначе взглянуть на наличие серебра в предметах из меди и меди в серебряных изделиях, указывающее на то, что эти предметы изготовлены из местного сырья.

Ключевые слова: Урал; история горного дела; открытие серебра; «серебро закамское».

В отечественной специальной литературе отсутствует упоминание о промышленных разработках месторождений серебра на Урале вплоть до настоящего времени. Серебро в самородном виде встречается редко и в незначительных количествах. Вместе с тем источником получения золота и серебра могут быть руды цветных металлов. Наибольшее значение приобрела попутная добыча золота и серебра из медных, медно-никелевых и свинцово-цинковых руд.

Поиски серебра и золота на Урале и прилегающих территориях велись столетиями, практически с первых упоминаний о Каменном Поясе в русских летописных источниках. Освоение территории Пустозерского уезда и Полярного Урала связано с многочисленными военными походами, снаряжаемыми для сбора дани с XI века сначала Новгородом, а потом Москвой. Русские воеводы требовали у местного народа Югры пушнину, «узорочье и серебро закамское». В 1193 году, когда новгородская рать подступила к стенам югорского городка, защитники предложили новгородцам откуп: «сребро, и соболи, и ино узорочье». В других документах встречаются упоминания спора по поводу этой дани между Москвой и Новгородом. Так, в летописи 1332 года есть относящаяся к московскому князю Ивану I Даниловичу Калите запись, в которой говорится: «Великий князе Иван приде из Орды и возверже гнев на Новгород, прося у них серебро закамское».

Отношение историков к «серебру закамскому» было однозначным. В их понимании это была серебряная посуда восточного производства – такие изделия регулярно находили на территории Урала и Сибири. «Известно, что своих сере-

бряных разработок на Урале не было. Безусловно, что «серебро закамское» – это те запасы, прежде всего, древнеиранской посуды и монет, которые на протяжении многих столетий копились на святилищах уральских народов» [1]. Автор же противоположно высказанному мнению предполагает, что речь в летописях шла о месторождениях серебряной руды. Описанию поисков серебряной руды в полярных широтах посвящена работа [2].

Одним из основных путей, по которому экспедиции достигали р. Печоры и далее Уральских гор, был водный маршрут через Пезско-Цилемский волок по р. Цильме. В конце XV века недалеко от устья р. Печоры появился центр по сбору дани – Пустозерский острог, а на р. Цильме в 20 км от места впадения в нее р. Космы была найдена медная руда. В 1491 году по приказу Ивана III в эти места была организована экспедиция для поиска и разработки медной и серебряной руды во главе с «детьми боярскими» В. И. Болтиным, И. К. Коробьиним, А. Петровым с участием иностранных мастеров [3]. Это была первая известная в России добыча цветных и драгоценных металлов в промышленном масштабе. Об этом событии известный историк Н. М. Карамзин писал: «Сие важное открытие сделало государю величайшее удовольствие. И с того времени мы начали сами добывать, плавить металлы и чеканить монету из своего серебра; имели и золотые деньги, или медали российские. В собрании наших древностей хранится снимок золотой медали 1497 г. с изображением святого Николая: в надписи сказано, что великий государь вылил сей единый талер из золота для княгини (княжны) своей Феодосии» [4].

Позже к месторождениям руд на р. Цильме направлялись экспедиции под руководством Я. Литвинова (1620–1621), Р. Неплюева (1651–1653), В. Г. Шпилькина (1661–1664), Ф. Кыркалова и Г. Иконника (1667), Е. Фандергатена, Г. Бутенанта и Л. Нейдгарта (1672–1676), Ф. Огарева и рудознатных греческих мастеров С. Григорьева и В. Левандиана (1702–1705) и др. В 1896 году на Цильме побывал геолог И. П. Бартенев. Он полагал, что древние горные выработки охватывали площадь более четырех квадратных верст. По его подсчетам, из месторождения было извлечено не менее 25 тыс. т медной руды [5]. Наличие на Цильме не только меди и серебра, но и золота подтвердил известный русский геолог А. А. Чернов, проводивший в этих местах разведку медной руды в 1917–1918 годах.

В 1617 году Строгановский крестьянин Яков Литвинов сообщил в Москву о находке меди в берегу р. Камы у д. Григоровой. Я. Литвинов назвал три известных ему района старинных выработок: «Дельвали в старину медь в Григоровском выше Орла верст с 30... (позже при этом месторождении заработал Пыскорский медеплавильный завод – Е. К.); дельвали в старину серебро в вогуличах..., а до туда, до вогулич 320 верст...; дельвали серебро в старину в Печерах, тысячи с полторы верст от Орла» (*Российский государственный архив древних актов (РГАДА). Ф. 365. 1618 г. № 1. Л. 12, 14, 15*). В 1618 году в район Соликамска направили геологоразведочную экспедицию во главе с московским дворянином Ч. Бартеневым, подьячим Г. Леонтьевым и рудознатным мастером англичанином Д. Ватером искать золотую, серебряную и медную руды. Мастер был уверен, что «нет такой меди, в которой бы золота не было».

Всплеск интереса к поискам золота и серебра в России приходится на 1670-е годы. В этот период изыскания проводились на всей территории Российского государства. Интерес к драгоценным металлам подкреплялся государственной политикой, базировавшейся на философии раннего меркантилизма. Богатство нации отождествляли с количеством накопленного золота и серебра. Всего в прилегающие к Уралу районы в XVII веке направили около 20 геологоразведочных экспедиций с участием иностранных пробирных мастеров. В мае–июле 1663 года

в Чердыни организовали экспедицию на Северный Урал для проверки сведений, поступивших от рудознатца М. С. Токарева. Ее возглавил стрелецкий десятник И. Блинов. От Чердыни маршрут проходил по одному из известных водных путей, ведущих на восточные склоны Северного Урала «за Поманенную гору, меж Вагран озером на болото». Найденная руда оказалась медной. Ее отправили в Москву для опытов. В документах Тайного приказа сохранились записи опытов – проб на серебро, проведенных в сентябре 1669 года саксонским пробирным мастером Х. Дробышем. Среди образцов, привезенных из 8 мест, упоминается и руда «с Верхотурья с Денешкина», из которой по опытам и расчету должно было выходить из пуда 8 золотников серебра (золотник – дометрическая мера веса, равная 4,266 г).

Изыскания, начатые в районе Денежкина камня и оз. Вагран в XVII веке, нашли продолжение в XVIII веке. На наличие такой связи обратил внимание известный уральский знаток архива Горного управления Н. К. Чупин [6]. В документах исследователь обнаружил сведения о том, что в первые годы XVIII века чердынские кузнецы, сосланные на Нерчинский сереброплавильный завод, сообщали местной администрации о существовании серебряной руды в районе оз. Вагран. Это известие было повторено уже в Кунгуре в 1723 году кузнецом К. Кузнецовым. По его словам, «кто де оную руду нашел, того он не ведает; только как сказывают, когда была работа на Григоровой горе, тогда и тут работали иноземцы» [6]. В 1723 году в верховья р. Вишеры и в район оз. Вагран к старым копиям ездили бергсоветник М. Михаэлис и горный офицер А. И. Порошин. В этой поездке, по словам последнего, в разных местах испытывалась руда, и выявлялись признаки серебра. Описывался примерный маршрут: от Соликамска сухим путем на лыжах – 12 дней, а летом водой – 16 дней. Из Камы в Вишеру, из Вишеры в р. Улсуй, далее волоком в речку, которой можно было добраться до оз. Вагран, к горе, где были старинные разработки.

Н. К. Чупин пытался определить легендарное озеро на карте. Обратившись к источникам, исследователь определил, что уже к середине XVIII века озеро Вагран, находящееся в верховьях одноименной реки, утратило свое прежнее название. Память о поисках серебряной руды сохранялась в народе: одно урочище называлось «серебряным рудником», а скала поблизости – «серебряным утесом».

В середине XVIII века здесь были обнаружены и промышленные залежи медной и железной руд. Обнаружили в медной руде и серебро. Турьинские рудники, поставлявшие сырье для Петропавловского завода, содержали до 7 золотников серебра в пуде меди. Один из найденных рудников находился в непосредственной близости от горы Денежкин камень. Современное картографирование районов поисков позволяет подтвердить преемственность изысканий, проводившихся в этих местах в XVII–XVIII веках. В то время поиски велись в районе верховьев р. Вагран и Денежкиного камня. По карте это довольно небольшой район обширного края.

Наличие серебра в черной меди Петропавловского завода (действовал с 1760 года у слияния р. Вагран и р. Колонги, ныне – г. Североуральск) показали пробы в Екатеринбургской лаборатории. Минимальное содержание серебра в черной меди, экономически выгодное для промышленного извлечения, – 7 золотников в пуде – определялось саксонскими специалистами. В 1769 году на р. Вагран в районе озер Княспиных объявили Верхне-Вагранский медный прииск, содержащий и серебро. Оно было выявлено в двенадцати шахтах шести медных рудников М. М. Походяшина. Однако содержание серебра в меди оставалось крайне бедным: не более $2 \frac{3}{4}$ золотника из пуда. О промышленном извлечении серебра из петропавловской меди известно немного. В начале 70-х годов XVIII века чистую

медь в штыках отправляли на лигатуру в Петербургский монетный двор, а один раз 2 тыс. пудов серебристой меди с содержанием серебра в 5 золотников вывезли для очистки на Колывань.

Итак, можно считать доказанным существование в уральском регионе по крайней мере двух центров добычи полиметаллической руды в средневековье – при впадении Косьмы в Цильму и в районе оз. Вагран на Северном Урале. Последний, по мнению автора, назван в летописи «серебром закамским». Основу руды составляла медь, а уже из нее извлекали серебро. К XVII–XVIII векам рудники истощились, но о них еще помнили и эпизодически пытались возобновить добычу. На истощение этого источника серебра обратил внимание Н. М. Карамзин. Он писал: «Доселе мы пользовались чужими драгоценными металлами, добываемыми внешнею торговлею и меном с сибирскими народами через Югру: сей последний источник как вероятно оскудел или совсем захирел, ибо в летописях и в договорах XV века уже нет ни слова о серебре закамском. Но издавна был у нас слух, что страны полуношные близ Каменного пояса изобилуют металлами...» [4].

Доказав существование источника серебристой меди на Северном Урале в древности и средневековье по письменным источникам, автор обращает внимание археологов на наличие серебра в изделиях из бронзы и, наоборот, наличие меди в серебре, что можно рассматривать как признак местного производства, а также изобилие серебряных изделий в средневековых культурах Приуралья, в частности серебряных гривен местного производства глазовского типа в бассейне р. Вятки на памятниках Поломской (VI–IX вв. н. э.) и Чепецкой археологических культур (X–XIII вв. н. э.).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Пономарев А., Турова Е. Серебряный след. Вятка, 2006. С. 11–12.
2. Курлаев Е. А. Поиски руд в Пустозерском уезде и на Полярном Урале до начала XVIII вв. // Уральский исторический вестник. 2006. № 13. С. 273–282.
3. Полное собрание русских летописей. Т. VIII. М., 2001. С. 223.
4. Карамзин Н. М. История государства Российского. Кн. 2. Т. IV–VI. М.: 1998. С. 505–506.
5. Баргнев И. П. О медных рудах на реке Цильме // Известия Императорского Русского географического общества. 1897. Т. 33. С. 53–66.
6. Чупин Н. К. О начале и развитии горного промысла в Богословском Урале // Горный журнал. 1873. № 1–6.

Поступила в редакцию 4 апреля 2017 года

URAL SILVER

Kurlaev E. A. – Institute of History and Archaeology, UB RAS, Ekaterinburg, the Russian Federation.
E-mail: kurlaev@e1.ru

Russian chronicles repeatedly refer to the "silver zakamskoye". Historians and archaeologists consider that it has been referred to the silver utensil of eastern manufacture; such articles were regularly found at the territory of the Urals and Siberia. At the same time the precious metals in the Urals have been searched for throughout the centuries in the Urals and surrounding areas; the first references in the Russian chronicles are connected to the short story about the Stone Belt ("Kamennyi Poias"). The first noted mining of nonferrous and precious metals on industrial scale in Russia began in 1492 on the river Tsilma. In the author's opinion, "silver zakamskoye" is another deposit of argent copper in particular, situated in the region of Severouralsk town. It was exploited in ancient times and in the medieval period, it used to be a bone of contention, but by the beginning of the Russian colonization it had been depleted and deserted. In the 17th century it was examined by the exploration geologists, and in the age of industrialization of the region in the 18th century silver content in copper ore was recognized disadvantageous for extraction, nevertheless, the content of silver in copper ore was proved. Archaeological and historical investigations make it possible to consider the content of silver in the articles made of copper and silver articles from the different point of view; it indicates the fact that these articles could be produced from the local raw material.

Key words: the Urals; the history of mining; the discovery of silver; "silver zakamskoye".

REFERENCES

1. Ponomarev A., Turova E. *Serebrianyi sled* [Silver trace]. Viatka, 2006, pp. 11–12.
 2. Kurlaev E. A. [Search for ore in Pustozersky district and in the Polar Urals up to the beginning of the 18th century]. *Ural'skii istoricheskii vestnik – Ural Historian Journal*, 2006, no. 13, pp. 273–282. (In Russ.)
 3. *Polnoe sobranie russkikh letopisei* [The complete collection of Russian chronicles]. Vol. 8. Moscow, 2001, 223 p.
 4. Karamzin N. M. *Istoriia gosudarstva Rossiiskogo* [History of the Russian State]. Book 2, vol. 4–6. Moscow, 1998, pp. 505–506. (In Russ.)
 5. Bartenev I. P. [Regarding copper ore on the river Tsilma]. *Izvestiia Imperatorskogo Russkogo geograficheskogo obshchestva – The News of the Imperial Russian Geographical Society*, 1897, vol. 33, pp. 53–66. (In Russ.)
 6. Chupin N. K. [Regarding the origin and the development of mining in Bogoslovsky Urals]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 1873, no. 1–6. (In Russ.)
-

Редакция
Главный редактор М. В. Корнилков
Зам. главного редактора О. Г. Латышев, М. Г. Бабенко
Ответственный секретарь Л. А. Решеткина
Редакторы Л. Г. Соколова, А. А. Зайкова

Перевод И. В. Шайхутдиновой

Компьютерная верстка Ю. Б. Швецовой

Подп. в печать 30.06.2017. Дата выхода в свет 14.08.2017
Формат 70 x 108 1/16. Печать офсетная
10,0 усл. печ. л., 9,0 уч.-изд. л. Тираж 500 экз. Заказ 5935
Цена свободная

Свидетельство о регистрации ПИ № ФС 77-57227 от 12.03.2014

Редакция «Изв. вузов. Горный журнал»
620144, г. Екатеринбург, ГСП, ул. Куйбышева, 30, тел.(факс) (343) 257-65-59
E-mail: gornij_journal@ursmu.ru
<http://mj.ursmu.ru>

Типография ООО «Издательство УМЦ УПИ»
620078, г. Екатеринбург, ул. Гагарина, 35а, оф. 2

Индекс 70367

ISSN 0536-1028. Известия высших учебных заведений. Горный журнал, № 5, 2017.