ISSN 0536-1028

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

1
2017

УЧРЕДИТЕЛЬ И ИЗДАТЕЛЬ
УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

Р Е Д А К Ц И О Н Н А Я К О Л Л Е Г И Я

ВАЛИЕВ 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. Днепропетровск, 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

В России впервые пройдет XXIX Международный конгресс по обогащению полезных ископаемых IMPC 2018

15 сентября 2016 года в Квебеке Россия официально приняла эстафету на проведение 29-го Международного конгресса по обогащению полезных ископаемых XXIX IMPC 2018.

Очередной конгресс проходил в Квебеке 11–15 сентября 2016 года и собрал более 1000 специалистов в области переработки минерального сырья из 56-ти стран.

Российская делегация была представлена сорока учеными из ведущих научных институтов и университетов России, а также представителями российских деловых кругов. Делегацию возглавил председатель национального Оргкомитета академик РАН Валентин Чантурия. В церемонии передачи эстафеты принял участие чрезвычайный полномочный посол Российской Федерации в Канаде Александр Дарчиев.

Презентация предстоящего конгресса была проведена при активной поддержке Конгресс-бюро города Москвы и Торгового представительства Российской Федерации в Канаде.

Конгресс состоится в Москве с 15 по 21 сентября 2018 года в Центре международной торговли ЦМТ.

В 1968 году конгресс принимал Санкт-Петербург (Ленинград), и спустя 50 лет Россия вновь получила право принять у себя главное мероприятие по обогащению полезных ископаемых. Каждые два года конгресс собирает вместе профессионалов отрасли со всего мира для обмена знаниями и опытом, представления результатов научных разработок и обсуждения новых технологий.

Конгресс привлечет внимание со стороны иностранных компаний, представителей государств, девелоперов и будет иметь большое значение для развития индустрии и экономики нашей страны в целом.

Организаторами Конгресса выступают: Российская академия наук, Институт проблем комплексного освоения недр РАН (ИПКОН) и Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС». Конгресс пройдёт при поддержке Правительства Российской Федерации.

Партнерами предстоящего конгресса уже выступили лидеры отечественной индустрии: АО «МХК «ЕвроХим», ООО «УК «Металлоинвест», ООО «ТОМС инжиниринг», ООО «УГМК-холдинг», ПАО «АК «АЛРОСА». Информационный партнер Конгресса – издательство «Руда и металлы».

Традиционно при проведении конгресса организуются международная выставка технологического оборудования, семинары, а также технические экскурсии для ознакомления с научными учреждениями и промышленными предприятиями.

Официальным оператором конгресса, занимающимся всеми вопросами презентации России, Москвы и самого предстоящего XXIX IMPC 2018 в Москве, является Компания ООО «МАКО».

Приглашаем ученых, инженеров, преподавателей высшей школы и представителей компаний принять активное участие в подготовке и проведении XXIX IMPC 2018, а руководителей компаний выступить партнерами Конгресса. Сайт конгресса: impc2018.com

Ключевые даты:

– прием абстрактов – до 01.09.2017 г.

– экспертиза абстрактов – до 01.12.2017 г.

– подача статей – до 01.03.2018 г.

– экспертиза статей – до 01.05.2018 г.

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ
ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

Научно-технический журнал. Издается с 1958 года
Выходит 8 раз в год **№ 1, 2017**

СОДЕРЖАНИЕ

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ

Копылов К. Н., Решетняк С. Н., Кубрин С. С. **Инновационная структура управления выемочного участка угольной шахты** 5

Жариков С. Н. **Об особенностях производительности карьерного гусеничного экскаватора** 11

Луценко С. А. **Определение граничного коэффициента вскрыши, обеспечивающего конкурентоспособность железорудного концентрата на мировом рынке** 18

Любавина В. А. **Исследования целостности пород кровли при отбойке подкровельной зоны рудного тела методом «защитного слоя»** 24

ЭКОНОМИКА, ОРГАНИЗАЦИЯ И УПРАВЛЕНИЕ. ПРАВОВЫЕ ВОПРОСЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

Кубарев М. С., Стровский В. Е., Перегон И. В. **Методический подход к оценке эколого-экономической эффективности использования отходов** 31

Тараненко Н. А. **Административная ответственность горного предприятия: составы, условия привлечения** 39

Долгих Ю. А. **Основные проблемы обеспечения финансовой устойчивости российских железорудных предприятий** 46

ДОБЫЧА НЕФТИ И ГАЗА

Медведев К. Ю., Жук И. В. **Апробация модифицированной технологии циклического воздействия на карбонатных коллекторах Речицкого месторождения** 56

СТРОИТЕЛЬСТВО ШАХТ И ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ

Викулов В. М., Корнилков М. В., Зотеев О. В. **Повышение эффективности конструкций анкерной крепи котлованов при строительстве подземных сооружений** 62

ГЕОМЕХАНИКА

Тагильцев С. Н. **Оценка геометрических характеристик верхней границы применимости закона Кулона для анализа условий испытаний горных пород на срез со сжатием** 71

Латышев О. Г., Прищепа Д. В. **Прогноз деформационных характеристик трещиноватого породного массива** 80

МЕХАНИЗАЦИЯ ГОРНЫХ РАБОТ. ГОРНЫЕ МАШИНЫ И КОМПЛЕКСЫ

Саитов В. И. **Оптимизация комплекса средств механизации горных предприятий** 86

Юдин А. В., Шестаков В. С. **Выбор оборудования и оценка схем мобильных карьерных комплексов при отработке закарстованных месторождений** 92

ГОРНАЯ МЕХАНИКА

Казаков Б. П., Мальцев С. В., Семин М. А. **Способ оптимизации параметров работы нескольких главных вентиляторных установок для проектирования энергоэффективных режимов проветривания рудников сложной топологии** 101

© «Известия высших учебных заведений. Горный журнал», 2017

АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ

Кочетков В. П., Курочкин Н. С. **Динамика экскаваторного электропривода переменного тока с комбинированной оптимальной системой управления** 109

ФИЗИЧЕСКИЕ И ХИМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Аликулов Ш. Ш. **Интенсификация технологических процессов подземного выщелачивания урана из слабопроницаемых руд** 117

ИНФОРМАЦИЯ. ХРОНИКА. РЕЦЕНЗИИ

Институту горного дела УрО РАН – 55 лет 122

CONTENTS

DEVELOPMENT OF MINERAL DEPOSITS AND TECHNOGENOUS FORMATIONS

Kopylov K. N., Reshetniak S. N., Kubrin S. S. **Innovation control structure of coal shaft working area** 5

Zharikov S. N. **Open pit crawler shovel capacity peculiarities** 11

Lutsenko S. A. **Determination of economic stripping ratio, which provide competitive ability of iron-ore concentrate in the global market** 18

Liubavina V. A. **Examination of roof rock integrity at ore body subroof zone breaking with the method of "protective layer"** 24

ECONOMICS, ORGANIZATION AND MANAGEMENT. LEGAL MATTERS OF SUBSOIL USE

Kubarev M. S., Strovskii V. E., Peregon I. V. **Methodological approach to the estimation of ecological-economic effect of wastes application** 31

Taranenko N. A. **Administrative responsibility of a mining enterprise: elements and terms of prosecution** 39

Dolgikh Iu. A. **Main problems in maintaining financial stability of iron ore industry** 46

OIL AND GAS EXTRACTION

Medvedev K. Iu., Zhuk I. V. **Repeated exposure modified technology approbation on calcareous collectors of Rechitsky deposit** 56

CONSTRUCTION OF SHAFTS AND UNDERGROUND STRUCTURES

Vikulov V. M., Kornilkov M. V., Zoteev O. V. **Foundation pit anchor support design efficiency improvement under the construction of subsoil constructions** 62

GEOMECHANICS

Tagil'tsev S. N. **Geometry characteristics estimation of Coulomb's law higher boud of applicability to analyse the conditions of rock testing on shear with constriction** 71

Latyshev O. G., Prishchepa D. V. **The forecast of deformational characteristics of jointed rock massif** 80

MECHANISATION OF MINING. MINING MACHINES AND COMPLEXES

Saitov V. I. **Mining enterprises system of mechanisation optimization** 86

Iudin A. V., Shestakov V. S. **Equipment selection and the estimation of mobile open pit units schemes when mining karst deposits** 92

MINING MECHANICAL ENGINEERING

Kazakov B. P., Mal'tsev S. V., Semin M. A. **Working parameters optimization technique for several main ventilation installations to design energy-efficient modes of mines of complex topology aeration** 101

AUTOMATION OF PRODUCTIVE PROCESSES

Kochetkov V. P., Kurochkin N. S. **Dynamics of alternating current excavating drive with integrated optimal control system** **109**

PHYSICAL AND CHEMICAL PROCESSES OF MINING

Alikulov Sh. Sh. **Intensification of engineering processes of uranium subsoil leaching out of ores of low permeability** **117**

INFORMATION. CHRONICLES. REVIEWS

Institute of Mining of UB RAS noted 55 years since its foundation **122**

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)

УДК 622:621.31

ИННОВАЦИОННАЯ СТРУКТУРА УПРАВЛЕНИЯ ВЫЕМОЧНОГО УЧАСТКА УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ

КОПЫЛОВ К. Н., РЕШЕТНЯК С. Н., КУБРИН С. С.

В настоящее время угольная промышленность России работает в достаточно сложных условиях. Это сказывается на рентабельности предприятий и делает актуальным применение современных способов добычи угля с целью снижения его себестоимости. В статье рассмотрены вопросы разработки технологии «безлюдной выемки угля» в условиях подземных горных работ. Функционирование представленной структуры возможно при условии модернизации систем электроприводов основного оборудования путем перевода из нерегулируемого режима в регулируемый. Следует отметить, что представленная структура позволит значительно повысить уровень промышленной безопасности на шахтах, опасных по внезапным выбросам газа и пыли.

Ключевые слова: ***угольная шахта; очистной участок; энергоэффективные и безопасные технологии; безлюдная выемка угля; метановыделение; пылеобразование; инновационная структурная схема управления.***

Мировая конъюнктура рынка углеводородов создает предпосылки для повышения конкурентоспособности добычи угля подземным способом. Это может быть достигнуто путем снижения себестоимости добычи полезного ископаемого, применения современных технологий, а также использования энергоэффективного оборудования.

Одним из направлений развития предприятий по добыче угля подземным способом является так называемая «безлюдная выемка угля». Этот способ добычи предусматривает вывод персонала из выемочного забоя (кроме выполнения вспомогательных работ монтажа, демонтажа и ремонта оборудования). Все управление оборудованием, расположенным на выемочном участке, производится из вентиляционного штрека с использованием станции дистанционного управления (штековая станция).

К основному оборудованию выемочного участка относятся: выемочный комбайн; механизированная передвижная крепь; забойный конвейер; дробильный комплекс; станция орошения. В настоящее время управление выемочным комбайном производится непосредственно из выемочного забоя (в лучшем случае – от штековой станции управления, однако такие способы управления единичны) [1]. Регулирование режимов работы выемочного комбайна осуществляется не

Копылов Константин Николаевич – технический директор. 115054, г. Москва, ул. Дубининская, 53, стр. 7, АО «СУЭК».

Решетняк Сергей Николаевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник. 111020, г. Москва, Крюковский тупик, 4, Институт проблем комплексного освоения недр РАН. E-mail: reshetniak@inbox.ru

Кубрин Сергей Сергеевич – доктор технических наук, профессор, заведующий лабораторией. 111020, г. Москва, Крюковский тупик, 4, Институт проблем комплексного освоения недр РАН. E-mail: s_kubrin@mail.ru

в полном объеме: регулируется только работа органов подачи, а органы резания работают с постоянной скоростью [2]. Контроль газо- и пылевыделения осуществляется с помощью датчиков метана и запыленности непосредственно в выемочном забое персоналом участка.

Существующая структура управления выемочного участка угольной шахты представлена на рис. 1. В состав смены выемочного участка угольной шахты, как правило, входят: горнорабочие выемочного забоя (ГРОЗ) – 5 чел. и более; машинисты горновыемочных машин (МГВМ) – 2 чел. и более (один из них – помощник МГВМ); подземные электрослесари – 2 чел. и более; горные рабочие – 2 чел. и более; сменный ИТР (инженерно-технический работник) – 1 чел. Количество персонала выемочного участка может различаться, что обусловлено специфическими горно-геологическими условиями и способами разработки конкретного предприятия. Основной персонал выемочного забоя – это ГРОЗ, которые производят зачистку поверхности перед передвижкой секции крепи, передвигают механизированную крепь, контролируют работу забойного конвейера, дробильного комплекса, перегружателя.

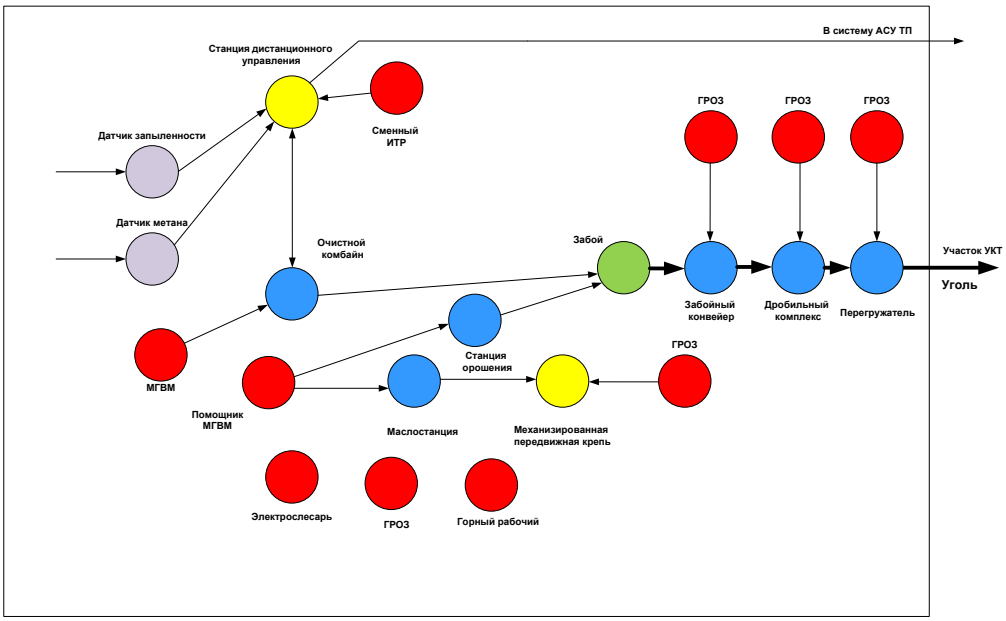

Рис. 1. Существующая структура управления выемочного участка угольной шахты

Машинист горновыемочной машины управляет очистным механизированным комплексом, его помощник осуществляет управление маслостанциями и станциями орошения. Подземный электрослесарь производит контроль и ремонт оборудования, расположенного на участке. В состав смены также входят подземные горнорабочие, основными функциями которых являются доставка необходимых материалов на участок и расштыбовка конвейеров. Сменный ИТР осуществляет функции контроля и управления выемочным участком. Следует отметить, что выемочный участок угольной шахты является наиболее опасным по внезапным выбросам газа и пыли и аварии на нем приводят к многочисленным жертвам, поэтому особое внимание следует уделить безопасности обслуживающего персонала.

Количество рабочих в выемочном забое угольных шахт ОАО «СУЭК-Кузбасс» представлено в таблице. Анализ данных таблицы показал, что более 50 % персо-

нала выемочного участка составляют ГРОЗ (именно эти рабочие являются наиболее частыми жертвами аварий на угольных шахтах).

Для модернизации предприятий по добыче угля подземным способом за счет современных, энергоэффективных и безопасных технологий предлагается инновационная структурная схема управления выемочного участка угольной шахты, которая значительно уменьшит количество обслуживающего персонала (рис. 2).

На схеме представлено взаимодействие основного оборудования выемочного забоя, где датчиками отслеживаются параметры безопасного и энергоэффективного режима работы. Основным энергоресурсом в подземных горных условиях является электрическая энергия, потребление которой достигает 80 % [3–5]. Для оценки режимов работы электрооборудования необходимо создание автоматизированной информационно-измерительной системы технического учета электрической энергии [3]. Это позволит получать достоверные сведения о работе электрооборудования, расположенного в условиях подземных горных выработок, для оперативного реагирования на изменение режимов работы [6–8]. В настоящее время анализ режимов работы электрооборудования производится на основе электрического баланса потребителей участковой понизительной подстанции [9].

Количество рабочих в выемочном забое угольных шахт, чел./ ГРОЗ

Шахта	Ремонтная смена	Рабочая смена	Количество рабочих в сутки
Красноярская	32/11	10/6	63/29
Полысаевская	30/13	12/7	66/34
Талдинская-Западная 2	25/10	12/5	62/25
Котинская	21/12	9/6	48/30
Комсомолец	23/15	10/7	53/36
Талдинская-Западная 1	29/20	11/8	62/44

Ведутся работы по анализу электропотребления в условиях работы горнодобывающих предприятий, в частности алмазодобывающих на территории Российской Федерации, однако далее лабораторных исследований без учета специфики подземных работ данные научные изыскания не продвинулись [10].

Функционирование представленной структуры (рис. 2) возможно при условии модернизации систем электроприводов основного оборудования, расположенного на выемочном участке, путем перевода из нерегулируемого режима работы в регулируемый. В системах управления электроприводами, как правило, используются асинхронные двигатели с короткозамкнутым ротором и прямым пуском. В этом случае регулирование скорости вращения исполнительных органов не осуществляется. В качестве модернизированной системы электропривода основного оборудования предлагается система *преобразователь частоты–асинхронный двигатель с короткозамкнутым ротором*. Эта система электроприводов достаточно хорошо зарекомендовала себя в условиях подземных горных работ, кроме того, имеется возможность взрывозащищенного исполнения. Модернизация необходима системе электроприводов механизмов органов резания выемочного комбайна, маслостанции, станции орошения, забойного конвейера, дробильного комплекса. Результатом этого будут значительное увеличение ресурса основного оборудования за счет «плавного пуска» (уменьшения рывков при пуске), снижение электропотребления за счет энергоэффективных режимов работы, что скажется на себестоимости добычи угля.

Немаловажным фактором, влияющим на производительность выемочного участка, является процесс выделения метана при добыче угля, так как угольные месторождения России – самые метаноносные (на 1 т угля приходится в среднем 8,3 кг метана при среднемировом показателе 4,9 кг метана на 1 т угля) [11, 12]. Основными источниками метановыделения в призабойном пространстве лавы являются: грудь забоя; вмещающие породы; погашенное пространство; отбитый уголь. Кроме того, интенсивность метановыделения при работе выемочного комбайна возрастает в среднем в 2–3 раза по сравнению с фоновым выделением [13, 14]. Установлено, что значительное влияние на метановыделение и пылеобразование в процессе добычи полезного ископаемого оказывает величина фракций. Чем больше фракция, тем меньше метановыделение [6, 13, 15, 16], поэтому необходимо связать с помощью обратных связей датчики метановыделения и запыленности со скоростью вращения шнека и скоростью подачи выемочного комбайна. Возможность отслеживать метановыделение и пылеобразование в забое, а также автоматическое изменение режимов работы выемочного комплекса угольной шахты позволят исключить «человеческий фактор» из процесса принятия решения по обеспечению безопасной выемки угля из забоя.

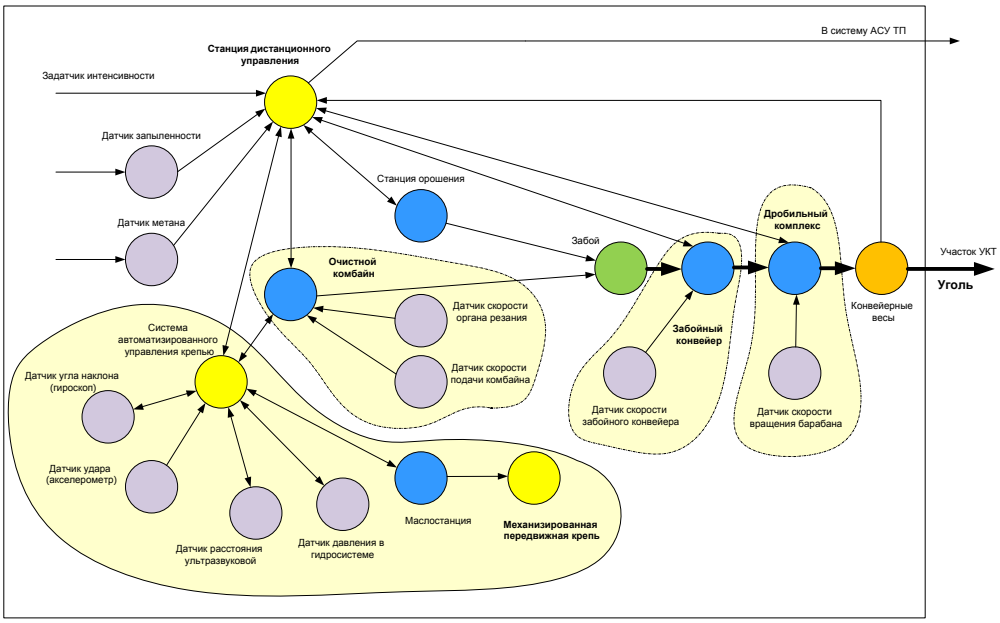

Рис. 2. Структура инновационного управления выемочного участка угольной шахты

Следует отметить, что инновационная структура управления выемочного участка построена с использованием достаточно дорогостоящего и высокотехнологичного оборудования, обслуживать которое должны высококвалифицированные специалисты. Поэтому обучению специалистов, работающих на высокотехнологичном оборудовании и уже имеющих достаточно высокий общеобразовательный уровень, необходимо уделять большое внимание с целью расширения их компетенций.

Современная мировая конъюнктура рынка угля позволяет сделать заключение о необходимости модернизации оборудования предприятий по добыче угля подземным способом, опасных по внезапным выбросам газа и пыли, за счет совре-

менных, энергоэффективных и безопасных технологий с целью снижения себестоимости добычи и повышения конкурентоспособности продукции.

Сравнительный анализ существующей структуры управления выемочным участком угольной шахты и инновационной структуры управления позволяет выявить резервы для снижения количества персонала выемочного участка за счет применения автоматизированной системы управления выемочным участком и выводом обслуживающего персонала в безопасную зону (вентиляционный штрек).

Инновационная структура управления выемочного участка угольной шахты позволит создать единую автоматизированную систему управления выемочного участка в зависимости от метановыделения, что исключит влияние «человеческого фактора» и повысит безопасность ведения горных работ.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Блак Т. Автоматизация EICKHOFF гарантирует безопасность и качество – в России ввели в эксплуатацию первую лаву, работающую в автоматическом режиме // Уголь. 2015. № 10. С. 22–23.

2. Ясученя С. В., Копылов К. Н., Артемьев В. Б. и др. Очистные комбайны. М.: Горное дело ООО «Киммерийский центр», 2014. 576 с.

3. Кубрин С. С., Решетняк С. Н. Автоматизированная информационно-измерительная система технического учета электроэнергии для подземных горных работ // Горный журнал. 2016. № 1. С. 87–90.

4. Решетняк С. Н. К вопросу повышения энергетических показателей промышленных предприятий // Приволжский научный вестник. 2013. № 10. С. 41–44.

5. Fashilenko V. N., Reshetnyak S. N. Improving the energy performance of industrial enterprises: Reports of the XXIII Int. Sci. Symp. “Miner's week–2015”. 2015. pp. 570–573.

6. Kubrin S. S. Monitoring of coal and rock mass conditions, coal mine air and extraction equipment state: Proc. of the 8th Int. Conf. on Physical Problems of Rock Destruction. Metallurgical Industry Press. China, 2014. pp. 454–460.

7. Lyakhomskii A. V., Perfil’eva E. N., Petrochenkov A. B. Conceptual design and engineering strategies to increase energy efficiency at enterprises // Russian Electrical Engineering. 2015. Vol. 86. No. 6. pp. 305–308.

8. Petrochenkov A. B. An information of industrial electrotechnical complexes // Russian Electrical Engineering. 2015. Vol. 86. No. 6. pp. 692–696.

9. Ляхомский А. В., Фащиленко В. Н. Теория и практика проведения энергетических обследований предприятий минерально-сырьевого комплекса // ГИАБ. 2011. № 1. С. 525–529.

10. Semenov A. S., Kuznetsov N. M. An analysis of the results of monitoring the quality of electric power in an underground mine // Measurement Techniques. 2014. No. 4. pp. 343–347.

11. Trubetskoy K. N., Ruban A. D., Zaburdyaev V. S. Justification methodology of gas removal methods and their parameters in underground coal mines // Journal of Mining Science. 2011. Vol. 47. No. 1. pp. 1–9.

12. Trubetskoy K. N., Victorov S. D., Zakalinsky V. M., Kochanov A. N., Etkin M. B. Parameters of dust gas could spread resulting from a caving in explosion. Rock Fragmentation by Blasting, FRAGBLAST 10: Proc. of the 10th Int. Symp. on Rock Fragmentation by Blasting. 2013. pp. 529–532.

13. Рубан А. Д., Артемьев В. Б., Забурдяев В. С. и др. Проблемы обеспечения высокой производительности очистных забоев в метанообильных шахтах. М.: Московский издательский дом, 2009. 396 с.

14. Feng-Ke Dou, Yong-Shang Kang, Shao-Feng Qin, De-Lei Mao, Jun Han. The coalbed methane production potential method for optimization of wells location selection // Journal of Coal Science and Engineering (China), June 2013. Vol. 19, issue 2, pp. 210–218.

15. Захаров В. Н., Кубрин С. С., Забурдяев В. С. Комплексирование технологических стадий и операций в единый технологический процесс на основе информационных технологий // ГИАБ. 2015. № 6. С. 199–205.

16. Yazdani-Chamzini Abdolreza, Haji Yakhchali Siamak. A new model to predict roadheader performance using rock mass properties // Journal of Coal Science and Engineering (China). March 2013, Vol. 19, issue 1, pp. 51–56.

Поступила в редакцию 5 октября 2016 года

INNOVATION CONTROL STRUCTURE OF COAL SHAFT WORKING AREA

Kopylov K. N. – SUEK JSC, Moscow, the Russian Federation. E-mail: s_kubrin@mail.ru
Reshetniak S. N., Kubrin S. S. – Research Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources of RAS (IPKON), Moscow, the Russian Federation. E-mail: reshetniak@inbox.ru

Coal industry in Russia currently works in significantly complex conditions. This has an impact on enterprises profitability and actualizes the use of modern means of coal mining with the purpose of cost reduction. The present article examines the problems of "manless coal winning" technology development in conditions of underground mining. The functioning of the introduced structure is possible on condition of the main equipment electric drives system modernization by means of transferring them from uncontrolled mode to control mode. It should be noted that the introduced structure will allow increasing the level of industrial security in shafts prone to sudden outbursts of gas and dust.

Key words: coal shaft; stoping area; energy efficient and safe technologies; manless coal winning; methane release; dust formation; innovation structural control scheme.

REFERENCES

1. Blak T. [EICKHOFF automation guarantees safety and high quality – in Russia the first automated longwall face has been put into operation]. *Ugol' – Coal*, 2015, no. 10, pp. 22–23. (In Russ.)
2. Iasuchenia S. V., Kopylov K. N., Artem'ev V. B. and others. *Ochistnye kombainy* [Shearer loaders]. Moscow, Gornoe delo OOO "Kimmeriiskii tsentr" Publ., 2014. 576 p.
3. Kubrin S. S., Reshetniak S. N. [Automated information-measuring system of technical record-keeping of electric energy for underground mining]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2016, no. 1, pp. 87–90. (In Russ.)
4. Reshetniak S. N. [Regarding the problem of increasing energy indicators of industrial enterprises]. *Privolzhskii nauchnyi vestnik – Privolzhsky Scientific Bulletin*, 2013, no. 10, pp. 41–44. (In Russ.)
5. Fashilenko V. N., Reshetnyak S. N. Improving the energy performance of industrial enterprises. Reports of the 23rd Int. Sci. Symp. "Miner's week–2015". 2015, pp. 570–573.
6. Kubrin S. S. Monitoring of coal and rock mass conditions, coal mine air and extraction equipment state. Proc. of the 8th Int. Conf. on Physical Problems of Rock Destruction. China, Metallurgical Industry Press Publ., 2014, pp. 454–460.
7. Lyakhomskii A. V., Perfil'eva E. N., Petrochenkov A. B. Conceptual design and engineering strategies to increase energy efficiency at enterprises. *Russian Electrical Engineering*, 2015, vol. 86, no. 6, pp. 305–308.
8. Petrochenkov A. B. An information of industrial electrotechnical complexes. *Russian Electrical Engineering*, 2015, vol. 86, no. 6, pp. 692–696.
9. Liakhomskii A. V., Fashchilenko V. N. [Theory and practice of mineral resources sector enterprises energy inspection]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2011, no. 1, pp. 525–529. (In Russ.)
10. Semenov A. S., Kuznetsov N. M. An analysis of the results of monitoring the quality of electric power in an underground mine. *Measurement Techniques*, 2014, pp. 343–347. (In Russ.)
11. Trubetskoy K. N., Ruban A. D., Zaburdyaev V. S. Justification methodology of gas removal methods and their parameters in underground coal mines. *Journal of Mining Science*, 2011, vol. 47, no. 1, pp. 1–9.
12. Trubetskoy K. N., Victorov S. D., Zakalinsky V. M., Kochanov A. N., Etkin M. B. Parameters of dust gas could spread resulting from a caving in explosion. Rock Fragmentation by Blasting, FRAGBLAST 10. Proc. of the 10th Int. Symp. on Rock Fragmentation by Blasting. 2013, pp. 529–532.
13. Ruban A. D., Artem'ev V. B., Zaburdiaev V. S. and others. *Problemy obespecheniia vysokoi proizvoditel'nosti ochistnykh zaboev v metanoobil'nykh shakhtakh* [Stoping faces high capacity securing in shaft with high methane content]. Moscow, Moskovskii izdatel'skii dom Publ., 2009. 396 p.
14. Feng-Ke Dou, Yong-Shang Kang, Shao-Feng Qin, De-Lei Mao, Jun Han. The coalbed methane production potential method for optimization of wells location selection. *Journal of Coal Science and Engineerin*g, China, June 2013, vol. 19, issue 2, pp. 210–218.
15. Zakharov V. N., Kubrin S. S., Zaburdiaev V. S. [Combination of engineering stages and operations into the whole technological process on the basis of information technologies]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2015, no. 6, pp. 199–205. (In Russ.)
16. Yazdani-Chamzini Abdolreza, Haji Yakhchali Siamak. A new model to predict roadheader performance using rock mass properties. *Journal of Coal Science and Engineering*, China, March 2013, vol. 19, issue 1, pp. 51–56.

УДК 622.23

ОБ ОСОБЕННОСТЯХ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРНОГО ГУСЕНИЧНОГО ЭКСКАВАТОРА

ЖАРИКОВ С. Н.

В статье рассмотрены вопросы, связанные с рабочим временем карьерного экскаватора. Проанализирована методика расчета годовой производительности. Отражены противоречия при учете рабочего времени горной машины, описанные в разных источниках. Поставлен вопрос о целесообразности учета времени ремонтного цикла при определении годовой производительности экскаватора. Представлены результаты анализа цикличности разных видов ремонтов в промежутке между капитальными в зависимости от выработки экскаватором машиночасов. Изложены методические рекомендации для расчета рабочих дней экскаватора в году с учетом ремонтного цикла и уточненного коэффициента использования в течение смены.

Ключевые слова: ***выемка горной массы; одноковшовый экскаватор; механическая лопата; ремонты горной машины; производительность горной техники.***

В настоящее время работа карьерных экскаваторов типа механическая лопата достаточно широко освещена в научно-технической литературе. Однако до сих пор по имеющимся методическим рекомендациям сложно определить производительность экскаватора для конкретных условий эксплуатации, и на разных предприятиях в схожих условиях она может отличаться от средней в 2,0–2,5 раза [1]; причины разные: природные, технологические, организационные, уровень квалификации персонала и т. д. Указанная цифра свидетельствует, что при расчете годовой производительности закладывается существенный резерв времени; это снижает экономическую эффективность применения машины. Содержание горной техники связано со значительными издержками, и если техника эффективно не эксплуатируется, то предприятие несет убытки. Данный вопрос заслуживает внимания, и в первую очередь следует рассмотреть методику расчета производительности.

Согласно [2], эксплуатационная производительность одноковшового экскаватора определяется следующим образом:

$$Q_э = \frac{3600E}{t_ц}\,\frac{t_р}{t_р + t_п}\,\frac{k_н}{k_р}\,k_{ис}\,T_{см}, \qquad (1)$$

где E – емкость ковша экскаватора, м^3; $t_ц$ – время цикла, с; $t_р$ – время работы на одном месте, мин; $t_п$ – время передвижки, мин; $k_н$ – коэффициент наполнения ковша; $k_р$ – коэффициент разрыхления горной массы в ковше; $k_{ис}$ – коэффициент использования сменного времени; $T_{см}$ – продолжительность смены, ч.

Коэффициент использования сменного времени в зависимости от вида транспорта разный и колеблется от 0,5 до 0,9 [2]. Учитывая, что в условиях большинства современных крупных карьеров применение железнодорожного транспорта не может обеспечить необходимую эффективную скорость понижения работ, в качестве основного карьерного транспорта целесообразно рассматривать авто-

Жариков Сергей Николаевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории разрушения горных пород. 620075, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: 333vista@mail.ru

самосвалы большой грузоподъемности. Поэтому далее вопросы выемки и погрузки горной массы рассмотрены с применением только автотранспорта. Согласно [2], $k_{ис}$ при погрузке в автосамосвалы составляет 0,8–0,9. С этого диапазона значений начинаются противоречия при дальнейшем расчете годовой производительности горной машины.

Следует рассмотреть сменную работу экскаватора подробнее на примере экскаваторов ЭКГ-8И, ЭКГ-10. Специфические особенности работы данных машин приведены в нормативных документах *(Единые нормы выработки и времени на экскавацию и транспортирование горной массы автосамосвалами для предприятий цветной металлургии. М.: Минцветмет СССР. 1986. 92 с.; Единые нормы выработки на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности. Ч. IV. Экскавация и транспортирование горной массы автосамосвалами. М.: ЦБНТ, 1989. 81 с.)*. В течение смены нормативы времени следующие: подготовительно-заключительные работы и обслуживание рабочего места $t_{пз}$ = 31 мин; время на личные надобности $t_{лн}$ = 10 мин; регламентированные перерывы, ожидания при подчистке подъездов к экскаватору бульдозером $t_{рег}$ = 10 мин; обеденный перерыв $t_{о}$ = 30 мин; время ожидания автосамосвала 0,4 мин; время установки автосамосвала под погрузку 0,5–0,7 мин. В целом на один загружаемый автосамосвал требуется дополнительно около 1 мин ко времени, которое тратится на погрузку. Если принять, что взорванная горная масса грузится экскаватором ЭКГ-10 в автосамосвал грузоподъемностью 130 т, то время загрузки одной машины 4,0–5,0 мин, т. е. дополнительное время составит около 20 % времени погрузки.

При условии бесперебойной подачи автосамосвалов к экскаватору время погрузки составит

$$t_{пог} = T_{см} - \left(t_{пз} + t_{лн} + t_{рег} + t_{о} + 0,2t_{пог}\right),$$

или

$$t_{пог} = \frac{T_{см} - \left(t_{пз} + t_{лн} + t_{рег} + t_{о}\right)}{1,2}.$$

При 8-часовой смене время погрузки составит 5–6 ч, при 12-часовой – 8–9 ч. При этом коэффициент использования сменного времени $k_{ис}$ в первом случае – не более 0,7, а во втором случае – 0,74. Таким образом, коэффициент использования сменного времени экскаватора на погрузку горной массы в автотранспорт технологически не может быть больше указанных значений. Следовательно, либо годовая производительность изначально существенно завышена, либо количество закладываемых простоев машины в году компенсирует разницу, приводя значения к некоторому среднему показателю.

Поэтому вторым недостаточно ясным значением при расчете производительности экскаватора является число рабочих дней в году (в среднем – 245), что составляет 68,5 % годового времени. Получается, что почти треть времени в году экскаватор не производит погрузку. В первую очередь это связано с разными видами ремонтов (предупредительные, текущие, капитальные, аварийные). Однако периодичность ремонтов разная, промежуток времени между некоторыми из них более года, и учет времени на ремонт, который не осуществлен в данный период, в конечном итоге ведет к ошибочному расчету производительности машины, поэтому данный вопрос также требует подробного рассмотрения. Далее представлен анализ периодичности ремонтов экскаватора типа ЭКГ-8И, ЭКГ-10 [3] на

основе данных по ремонтному обслуживанию *(Постановление Госкомтруда СССР, Секретариата ВЦСПС от 23.07.1985 № 235/16-21. Об утверждении типовых норм времени на ремонт экскаваторов механических лопат ЭКГ-8, ЭКГ-8И. URL: http://bestpravo.ru (дата обращения: 19.02.2016); Инструкция по эксплуатации 3519.00.00.000. Экскаваторы ЭКГ-8И, ЭКГ-6,3 и ЭКГ-4у. ПО «Ижорский завод» им. А. А. Жданова. 1980; Инструкция по эксплуатации 3536.00.00.000РЭ. Экскаваторы карьерные гусеничные ЭКГ-10, ЭКГ-8ус и ЭКГ-5у. ОАО «Ижорские заводы». 2000. 196 листов)*. Зависимость времени ремонтов машины от наработанных машино-часов в промежутке между капитальными ремонтами механической лопаты с ковшом вместимостью 10 м^3 приведена на рис. 1, где время ремонтных осмотров – РО, время текущих ремонтов – *Т*1, *Т*2, *Т*3, время капитального ремонта – К. Эту зависимость можно представить в следующем виде:

$$t_{\text{рем}} \approx 0,2\, t^{\text{м}}_{\text{к-к}}, \tag{2}$$

где $t_{\text{рем}}$ – время, затраченное на ремонты машины после капитального ремонта; $t^{\text{м}}_{\text{к-к}}$ – выработанные машино-часы после капитального ремонта.

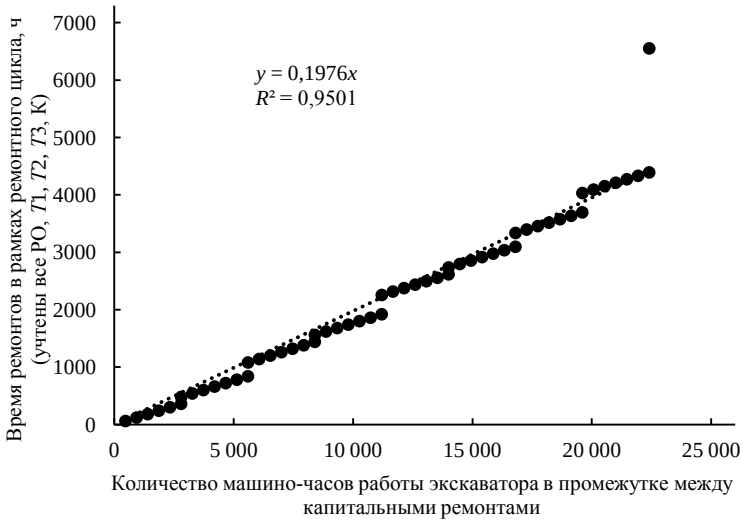

Рис. 1. Зависимость времени ремонтов машины нарастающим итогом от наработанных машино-часов в промежутке между капитальными ремонтами механической лопаты с вместимостью ковша 10 м^3

Выражение (2) не учитывает время на капитальный ремонт, но учитывает время в промежутке между К в ремонтном цикле. Таким образом, время, затраченное на ремонты машины, прямо пропорционально машино-часам, наработанным между капитальными ремонтами в рамках полного ремонтного цикла. Тогда годовое время ремонтов (время на ремонты в расчетном году) $t^{\text{г}}_{\text{рем}}$ можно определить согласно выражению:

$$t^{\text{г}}_{\text{рем}} = t_{\text{рем}} - \sum t^{i\ \text{п}}_{\text{рем}},$$

где $t_{\text{рем}}$ – время ремонтов в соответствии с отработанными машино-часами; $\sum t^{i\ \text{п}}_{\text{рем}}$ – сумма времени уже проведенных ремонтов в предыдущих периодах.

Таким образом, запланировав работу экскаватора в машино-часах в году и зная выработку за предыдущие периоды, можно достаточно точно определить время ремонтов и соответствующим образом уточнить количество рабочих дней экскаватора в году.

Если в расчетном году по машино-часам предполагается капитальный ремонт, то это время прибавляется к сумме времени, рассчитанного до и после К:

$$t_{\text{рем}}^{\text{г}} = t_{\text{рем}}^{\text{г-к}} + t_{\text{рем}}^{\text{к}} + t_{\text{рем}}^{\text{к-г}},$$

где $t_{\text{рем}}^{\text{г-к}}$ – часть годового ремонтного времени до капитального ремонта; $t_{\text{рем}}^{\text{к}}$ – время капитального ремонта; $t_{\text{рем}}^{\text{к-г}}$ – часть годового ремонтного времени после капитального ремонта до конца года.

В качестве примера рассмотрим следующий вариант расчета времени работы экскаватора в году. Планируется, что экскаватор проработает 5000 машино-часов за год, в предыдущие периоды он наработал 10 000 машино-часов, в связи с чем суммарное время ремонтов в прошлых периодах составило 2000 ч. В этом случае годовое время ремонтов составит 1000 ч. При 12-часовой смене и круглосуточной работе предприятия экскаватор не будет грузить около 42 сут. Следует также добавить к простоям запас времени на форсмажорные обстоятельства, аварийные ремонты и перегон не более 20 сут. Тогда время работы экскаватора в году составит 303 сут. При этом следует отметить, что время переездов может быть существенно сокращено, если экскаватор при перегоне подключить к дизель-генератору, установленному на грузовом автомобиле, следующем параллельным курсом. Это позволит добиться скорости передвижения машины более 1 км/ч, что существенно сэкономит время и увеличит эффективную область перемещения экскаватора. Также следует обратить внимание на количество единиц в рабочем парке экскаваторов, которое зависит от коэффициента резерва экскаваторов [4]

$$k_{\text{рез}} = \frac{T_{\text{г}}}{n_{\text{год}}},$$

где $T_{\text{г}}$ – количество рабочих дней карьера в году; $n_{\text{год}}$ – количество рабочих дней экскаватора в году.

Допустим, что списочный парк экскаваторов в карьере составляет 10 шт. Согласно справочной методике коэффициент резерва $k_{\text{рез}}$ составит 365/245 ≈ 1,49; а согласно предлагаемым рекомендациям 365/303 ≈ 1,20. Тогда в первом случае рабочий парк экскаваторов составит 7 ед.; во втором – 9 ед. Получается, что при максимальной производительности машины и соответствующей высокой интенсивности горных работ недоучет рабочих дней в году ведет к занижению требуемого рабочего парка экскаватора. Это может привести к неправильному планированию ресурсов ремонтной службы, когда в соответствии с условиями горных работ внезапно потребуется обеспечивать работу дополнительных единиц техники.

Следует сравнить рассмотренные справочную и предлагаемую методики расчета, потому что в первом случае принят завышенный коэффициент использования сменного времени и меньшее количество дней работы в году, а во втором случае – меньший коэффициент, но рабочих дней больше. Данное сравнение удобно провести следующим образом. Допустим, что часть $Q_{\text{э}}$ в выражении (1) является постоянной:

$$\frac{3600\,E}{t_{\text{ц}}}\,\frac{t_{\text{р}}}{t_{\text{р}}+t_{\text{п}}}\,\frac{k_{\text{н}}}{k_{\text{р}}}\,T_{\text{см}} = \text{const}.$$

Тогда на изменение производительности будет влиять произведение коэффициента использования экскаватора в течение смены и количества рабочих дней в году $k_{ис} \cdot n_{год}$. При максимальном $k_{ис}$ результаты по обеим методикам расчета следующие: $k_{ис} \cdot n_{год} = 0{,}9 \cdot 245 = 220{,}50$; $k_{ис} \cdot n_{год} = 0{,}74 \cdot 303 = 224{,}22$.

Разница составляет около 1,7 % от первой величины, что в принципе находится в пределах погрешности расчетов. Однако это максимальные $k_{ис}$, которые являются в большей мере идеальными величинами, поэтому следует рассмотреть динамику изменения $k_{ис} \cdot n_{год}$ при снижении $k_{ис}$ до величины 0,4, что достаточно вероятно в условиях горных предприятий. Результаты представлены в таблице и на рис. 2. Промежуточные значения между граничными получены интерполяцией, всего выбрано по 26 значений.

Согласно графикам, по первой методике падение расчетной производительности от начального значения больше (55,56 %), чем по второй (45,95 %), при этом разница в производительности при $k_{ис} = 0{,}4$ составляет 23,67 % от значения по первой методике.

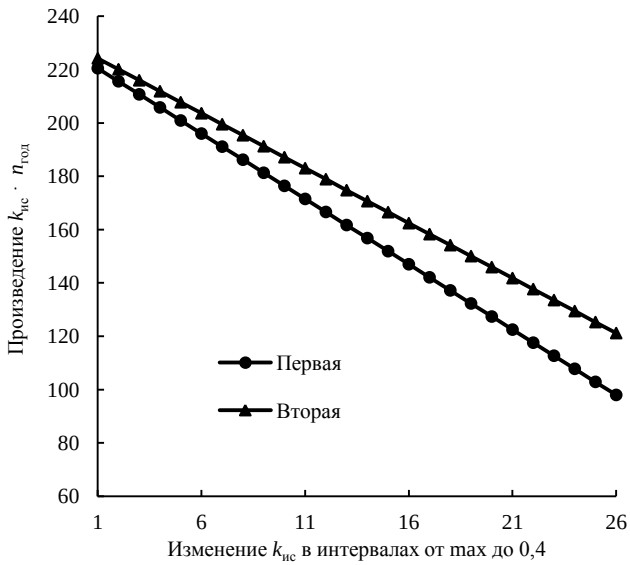

Рис. 2. Графики изменения произведений $k_{ис} \cdot n_{год}$ по двум методикам расчета при снижении $k_{ис}$ до 0,4

Итак, анализ справочной методики расчета производительности одноковшового экскаватора показал, что при погрузке в автотранспорт величина коэффициента использования экскаватора в течение смены завышена, при этом существенно занижено количество учитываемых рабочих дней машины в году при расчете годовой производительности. Установлено, что коэффициент использования экскаватора (ЭКГ) в течение смены не превышает 0,74.

Предложены методические рекомендации для расчета рабочих дней экскаватора в году с учетом ремонтного цикла и уточненного коэффициента использования экскаватора в течение смены.

Показано, что учет ремонтного времени в рамках полного ремонтного цикла позволяет учесть при расчете производительности машины существенно бóльшее количество рабочих дней, что при соответствующей организации горных работ может увеличить годовую производительность экскаватора. Это возможно, если горные работы ведутся достаточно интенсивно, потому что постоянную отгрузку

необходимо обеспечивать с достаточной для этого скоростью подготовительных работ. В то же время недоучет рабочих дней в году ведет к занижению требуемого рабочего парка экскаваторов.

Анализ произведения $k_{ис} \cdot n_{год}$ по двум методикам расчета производительности экскаватора при снижении $k_{ис}$

Первая методика			Вторая методика		
$k_{ис}$	$n_{год}$	$k_{ис} \cdot n_{год}$	$k_{ис}$	$n_{год}$	$k_{ис} \cdot n_{год}$
0,90	245	220,5	0,74	303	224,2
0,88	245	215,6	0,73	303	220,1
0,86	245	210,7	0,71	303	216,0
0,84	245	205,8	0,70	303	211,9
0,82	245	200,9	0,69	303	207,7
0,80	245	196,0	0,67	303	203,6
0,78	245	191,1	0,66	303	199,5
0,76	245	186,2	0,64	303	195,4
0,74	245	181,3	0,63	303	191,3
0,72	245	176,4	0,62	303	187,1
0,70	245	171,5	0,60	303	183,0
0,68	245	166,6	0,59	303	178,9
0,66	245	161,7	0,58	303	174,8
0,64	245	156,8	0,56	303	170,6
0,62	245	151,9	0,55	303	166,5
0,60	245	147,0	0,54	303	162,4
0,58	245	142,1	0,52	303	158,3
0,56	245	137,2	0,51	303	154,2
0,54	245	132,3	0,50	303	150,0
0,52	245	127,4	0,48	303	145,9
0,50	245	122,5	0,47	303	141,8
0,48	245	117,6	0,45	303	137,7
0,46	245	112,7	0,44	303	133,6
0,44	245	107,8	0,43	303	129,4
0,42	245	102,9	0,41	303	125,3
0,40	245	98,0	0,40	303	121,2

Установлено, что при снижении коэффициента использования экскаватора в течение смены $k_{ис}$ соответствующее снижение расчетной производительности с более точным учетом рабочих дней экскаватора в году происходит меньше, чем аналогичное по справочной методике. При этом расчетная производительность, согласно предложенным методическим рекомендациям, при снижении $k_{ис}$ до 0,4 более чем на 23 % выше по сравнению с результатами, полученными согласно справочной методике.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Хохряков В. С. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых: учеб. для техникумов. 5-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1991. 336 с.

2. Трубецкой К. Н., Потапов М. Г., Виницкий К. Е. и др. Открытые горные работы: справочник. М.: Горное бюро, 1994. 590 с.
3. Мельников Н. В. Краткий справочник по открытым горным работам. М.: Недра, 1968. 308 с.
4. Хохряков В. С., Лель Ю. И., Стенин Ю. В. и др. Технологические расчеты параметров и процессов открытых горных работ. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2005. 66 с.

Поступила в редакцию 21 сентября 2016 года

OPEN PIT CRAWLER SHOVEL CAPACITY PECULIARITIES

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

The article examines some problems, connected with open pit excavating machine operating time. The methods of calculating annual capacity are analyzed. Some contradictions that arise when calculating operating time of a mining machine are revealed; they are described by various sources. The question is put about the repair cycle time tracking purposefulness when determining annual capacity of an excavating machine. The article reveals the analysis results for various periodicity types in between capital ones depending on the elaboration of in-service hours by an excavating machine. Methodological recommendations to calculate operating days of an excavating machine in a year are revealed with the account of repair cycle and specified operation ratio during the shift.

Key words: rock mass recovery; power shovel; shoveling machine; mining machine maintenance; mining equipment capacity.

REFERENCES

1. Khokhriakov V. S. *Otkrytaia razrabotka mestorozhdenii poleznykh iskopaemykh: ucheb. dlia tekhnikumov* [School book for technical secondary schools “Opencast mining of mineral deposits”]. Moscow, Nedra Publ., 1991. 336 p.
2. Trubetskoi K. N., Potapov M. G., Vinitskii K. E. and others. *Otkrytye gornye raboty: spravochnik* [Reference book “Opencast mining”]. Moscow, Gornoe biuro Publ., 1994. 590 p.
3. Mel'nikov N. V. *Kratkii spravochnik po otkrytym gornym rabotam* [Brief reference book on opencast mining]. Moscow, Nedra Publ., 1968. 308 p.
4. Khokhriakov V. S., Lel' Iu. I., Stenin Iu. V. and others. *Tekhnologicheskie raschety parametrov i protsessov otkrytykh gornykh rabot* [Technological calculations of parameters and processes of opencast mining]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2005. 66 p.

УДК 622.271.33:622.013

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГРАНИЧНОГО КОЭФФИЦИЕНТА ВСКРЫШИ, ОБЕСПЕЧИВАЮЩЕГО КОНКУРЕНТОСПОСОБНОСТЬ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО КОНЦЕНТРАТА НА МИРОВОМ РЫНКЕ

ЛУЦЕНКО С. А.

Граничный коэффициент вскрыши – основной критерий эффективности открытых горных работ при определении конечных контуров карьера. Целью исследования является усовершенствование методов определения граничного коэффициента вскрыши с учетом условий конкурентоспособности товарной железорудной продукции проектируемого карьера на мировом рынке. В основе определения граничного коэффициента вскрыши лежит условие, что цена производимой товарной продукции проектируемого предприятия не должна превышать цены этой же товарной продукции на мировом рынке. Реализация этого условия достигается аналитическим путем. При этом учитывается влияние нормы прибыли на конечную глубину проектируемого карьера. Разработанный метод определения граничного коэффициента вскрыши позволил установить значения предельно допустимых коэффициентов вскрыши для карьера Полтавского ГОКа, которые обеспечивают конкурентоспособность железорудной товарной продукции на мировом рынке при различных значениях нормы прибыли.

Ключевые слова: ***границы карьера; граничный коэффициент вскрыши; железорудный концентрат; конкурентоспособность продукции.***

Экономическая эффективность предприятия и срок его работы, полнота использования запасов месторождения полезных ископаемых и общие затраты на эксплуатацию прямо зависят от выбранной глубины и границ открытых горных работ. В настоящее время при разработке крутопадающих железорудных месторождений на большинстве карьеров их рабочие контуры по поверхности достигли проектных отметок. Развитие горных работ происходит только при их понижении. В таких условиях разработки месторождений необходима оценка возможностей сырьевой базы для дальнейшего развития горного предприятия.

На сегодняшний день границы карьеров определяются на основе сравнения одного из коэффициентов вскрыши по проектируемому карьеру с граничным коэффициентом вскрыши. При этом для определения граничного коэффициента вскрыши чаще всего используются экономические показатели себестоимости добычи руды подземным способом или оптовой цены на полезное ископаемое. Однако на мировом рынке товарной железорудной продукции единственный показатель ее конкурентоспособности – это цена. Затраты на производство и рентабельность являются коммерческой тайной. Поэтому основное условие сравнительной оценки эффективности работы ГОКа на мировом рынке – сравнение цены производимой товарной продукции с ценой такой же товарной продукции на мировом рынке.

Большой вклад в развитие теории проектирования границ открытых горных работ принадлежит М. И. Гоберману, В. В. Ржевскому, А. И. Арсентьеву, Б. П. Юматову, В. С. Хохрякову, А. К. Полищуку и В. Г. Близнюкову [1–8]. Экономической основой всех расчетных принципов определения границ карьеров явля-

Луценко Сергей Александрович – кандидат технических наук, доцент кафедры открытых горных работ. 50027, Украина, г. Кривой Рог, ул. XXII партсъезда, 11, Криворожский национальный университет. E-mail: lutsencko.sergey3909@yandex.ua

ется сравнение допустимой себестоимости добычи руды с ожидаемой по проектируемому карьеру [9], а граничный коэффициент вскрыши рассчитывается по технико-экономическим показателям, достигнутым на горных предприятиях на момент проектирования. Однако существующие методы определения граничного коэффициента вскрыши не учитывают условие конкурентоспособности железорудной товарной продукции проектируемого предприятия на мировом рынке.

Поэтому поставлена цель – разработать метод определения граничного коэффициента вскрыши, который позволит при сложившейся на мировом рынке цене железорудной продукции определить границы карьера, обеспечивающие конкурентоспособность ГОКа.

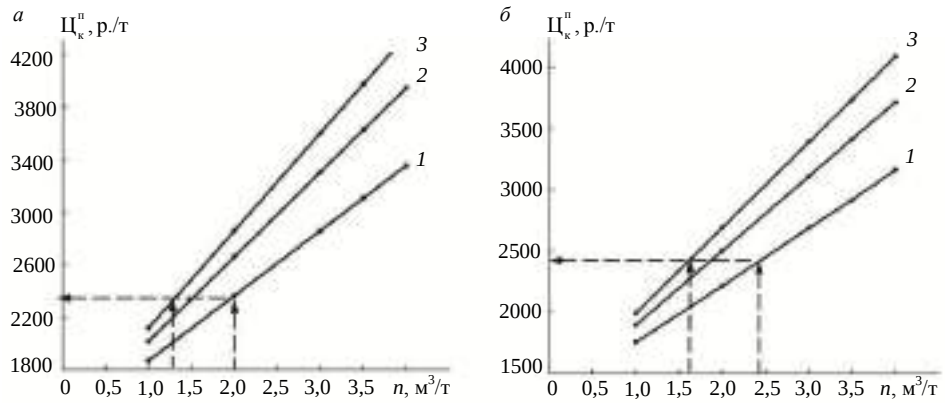

Рис. 1. Изменение цены концентрата Полтавского ГОКа в зависимости от текущего коэффициента вскрыши при содержании железа в концентрате на мировом рынке:
а – 62 %; *б* – 66 %; *1*, *2*, *3* – ψ = 0; 30; 50 %

В основу определения граничного коэффициента вскрыши положено условие, что цена производимой товарной продукции проектируемого предприятия не должна превышать цены этой же товарной продукции на мировом рынке:

$$Ц^{п}_{к} \geq Ц^{м}_{к}, \tag{1}$$

где $Ц^{п}_{к}$ – цена концентрата проектируемого ГОКа, р./т; $Ц^{м}_{к}$ – цена концентрата на мировом рынке, р./т.

На любом горном предприятии планируют норму прибыли, которая выражается в конечном итоге рентабельностью предприятия. Поэтому цену концентрата проектируемого ГОКа, р./т, можно представить в виде:

$$Ц^{п}_{к} = С^{п}_{к}(1 + \psi), \tag{2}$$

где $С^{п}_{к}$ – себестоимость концентрата проектируемого ГОКа, р./т; ψ – плановая прибыль, доли ед.

Себестоимость производства концентрата проектируемого ГОКа, р./т, представим выражением:

$$С^{п}_{к} = \frac{a^{п}_{д} + a^{п}_{п} + b^{п}n}{\gamma^{п}_{к}},$$

где $a^{п}_{д}$ – себестоимость добычи руды без затрат на вскрышу в карьере проектируемого ГОКа, р./т; $a^{п}_{п}$ – себестоимость передела руды до концентрата на проекти-

руемом ГОКе, р./т; $b^{п}$ – затраты на вскрышу в карьере проектируемого ГОКа, р./м^3; n – коэффициент вскрыши в карьере проектируемого ГОКа, м^3/т; $\gamma_{к}^{п}$ – выход концентрата из одной тонны руды на проектируемом ГОКе, доли ед.

Тогда выражение определения цены концентрата проектируемого ГОКа (2) примет следующий вид, р./т:

$$Ц_{к}^{п} = \frac{a_{д}^{п} + a_{п}^{п} + b^{п}n}{\gamma_{к}^{п}}(1+\psi).$$

Цена концентрата, которая складывается на мировом рынке, зависит от содержания железа. Поэтому цену концентрата проектируемого ГОКа необходимо по содержанию железа привести к цене базового предприятия (цене концентрата и содержанию железа в нем на мировом рынке). Это выражение будет иметь вид:

$$Ц'^{п}_{к} = Ц_{к}^{м}\frac{\beta^{п}}{\beta^{м}}, \qquad (3)$$

где $Ц'^{п}_{к}$ – цена концентрата на проектируемом ГОКе, приведенная по цене концентрата и содержанию железа в нем на мировом рынке, р./т; $\beta^{м}$ и $\beta^{п}$ – содержание железа в концентрате на мировом рынке и проектируемом ГОКе соответственно, доли ед.

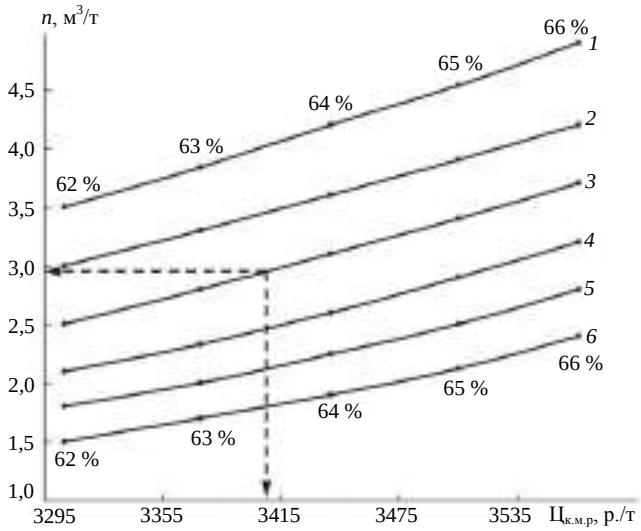

Рис. 2. Зависимость граничного коэффициента вскрыши от цены концентрата на мировом рынке:
1, 2, 3, 4, 5, 6 – ψ = 0; 10; 20; 30; 40; 50 %

Исходя из этого цена концентрата на проектируемом ГОКе, р./т, будет определяться как

$$Ц'^{п}_{к} = \frac{\beta^{п}\left(a_{д}^{п} + a_{п}^{п} + b^{п}n\right)}{\gamma_{к}^{п}\beta^{м}}(1+\psi). \qquad (4)$$

Как видно из формулы (4), цена концентрата на проектируемом ГОКе, как показатель конкурентоспособности, зависит от планируемой прибыли и объ-

емов вскрышных работ. Остальные показатели определены достигнутым на комбинате уровнем техники и технологии добычи руды и пустых пород $a_{д}^{п}$ и $b^{п}$, показателями технологии передела руды до концентрата и качеством руды $a_{п}^{п}, \gamma_{к}^{п}, \beta^{п}$. Перечисленные показатели при определении конкурентности аналогичных предприятий можно принять постоянными, так как они длительное время не меняются, а если и меняются, то практически одинаковыми темпами.

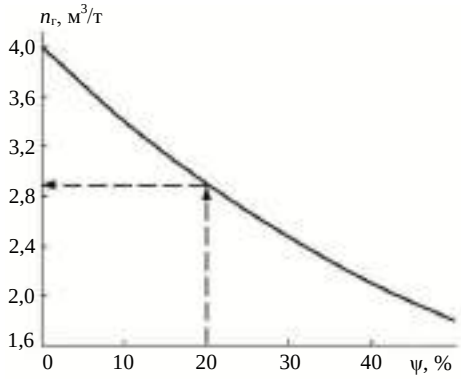

Рис. 3. Зависимость граничного коэффициента вскрыши от нормы прибыли для условий работы Полтавского ГОКа

Для примера рассмотрим графики изменения цены концентрата Полтавского ГОКа в зависимости от текущего коэффициента вскрыши при различном содержании железа в концентрате на мировом рынке (рис. 1).

Из представленных графиков видно, что при сохранении нормы прибыли предприятия на одном уровне с увеличением коэффициента вскрыши цена продукции будет расти. При постоянном коэффициенте вскрыши увеличение рентабельности возможно только с увеличением цены продукции.

Цена концентрата

Содержание железа в концентрате, %	Мировой рынок, р./т	Полтавский ГОК, р./т
62	3 226,61	3 304,72
63	3 347,19	3 373,62
64	3 466,58	3 439,56
65	3 587,76	3 504,90
66	3 706,56	3 566,08

Таким образом, с увеличением коэффициента вскрыши и нормы прибыли предприятия будет расти цена продукции проектируемого предприятия. Наступит момент, когда цена продукции возрастет до граничной величины $Ц_{к}^{м}$. Тогда, подставив в условие конкурентоспособности товарной продукции проектируемого карьера (1) значение его возможной цены, получим:

$$\frac{\beta^{п}\left(a_{д}^{п}+a_{п}^{п}+b^{п}n_{г}\right)(1+\psi)}{\gamma_{к}^{п}\beta^{м}} \le Ц_{к}^{м},$$

где $n_{г}$ – граничный коэффициент вскрыши,

$$n_{г}=\left(\frac{Ц_{к}^{м}\gamma_{к}^{п}\beta^{м}}{\beta^{п}(1+\psi)}-(a_{д}^{п}+a_{п}^{п})\right)\left(b^{п}\right)^{-1}. \quad (5)$$

В таблице представлена приведенная цена концентрата Полтавского ГОКа, рассчитанная по (3).

Подставив значения экономических и технологических показателей Полтавского ГОКа в выражение (5), определим граничный коэффициент вскрыши при разных значениях рентабельности (рис. 2). Точки на графике соответствуют содержанию железа в концентрате на мировом рынке.

На рис. 3 представлено изменение граничного коэффициента вскрыши в зависимости от нормы прибыли ψ для условий работы Полтавского ГОКа.

Например, необходимо узнать цену концентрата с содержанием железа 63,5 % при норме прибыли 20 %. Для этого на кривой с необходимой нормой прибыли (линия *3* на рис. 2) находим заданное значение содержания железа. Проводя (между точками 63 и 64 %) от этого значения прямые (пунктирные линии на рис. 2) на оси коэффициента вскрыши и цены концентрата, определяем искомые значения. При содержании железа 63,5 % и норме прибыли 20 % коэффициент вскрыши составит 2,9 $м^3$/т, а цена концентрата – 3405 р./т.

Итак, разработан новый метод определения граничного коэффициента вскрыши, позволяющий при сложившейся на мировом рынке цене железорудной продукции определить границы карьера, обеспечивающие конкурентоспособность ГОКа. По разработанному методу определены значения предельно допустимых коэффициентов вскрыши для карьера Полтавского ГОКа, которые обеспечивают конкурентоспособность железорудной товарной продукции на мировом рынке при разных значениях нормы прибыли.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Гоберман М. И. Нахождение предельной глубины открытых горных работ // Инженерный работник. 1927. № 4. С. 24–28.
2. Ржевский В. В. Открытые горные работы. М.: Недра, 1985. 549 с.
3. Арсентьев А. И., Холодняков Г. А. Проектирование горных работ при открытой разработке месторождений. М.: Недра, 1994. 336 с.
4. Юматов Б. П. Влияние бортового и минимального промышленного содержания на глубину и производительность карьеров // Изв. вузов. Горный журнал. 1962. № 2. С.45–53.
5. Хохряков В. С. Проектирование карьеров. М.: Недра, 1980. 336 с.
6. Арсентьев А. И., Полищук А. К. Развитие методов определения границ карьеров. Л.: Наука, 1967. 95 с.
7. Близнюков В. Г. Определение главных параметров карьера с учетом качества руды. М.: Недра, 1978. 151 с.
8. Близнюков В. Г., Баранов И. В. Расчетные принципы и методы определения перспективных границ действующих железорудных карьеров // Вісник КТУ. 2007. Вып. 18. С. 7–11.
9. Анистратов Ю. И., Анистратов К. Ю. Проектирование карьеров: учеб. пособие для вузов. М.: Гемос Лимитед, 2002. 172 с.

Поступила в редакцию 31 октября 2016 года

DETERMINATION OF ECONOMIC STRIPPING RATIO, WHICH PROVIDE COMPETITIVE ABILITY OF IRON-ORE CONCENTRATE IN THE GLOBAL MARKET

Lutsenko S. A. – Kryvyi Rih National University, Kryvyi Rih, the Ukraine. E-mail: lutsencko.sergey3909@yandex.ua

Economic stripping ratio is the basic criterion of opencast mining efficiency under the determination of open pit outlines. The purpose of investigation is development of methods with the account of iron-ore production competitive ability conditions in the global market. At the heart of economic stripping ratio determination is the condition, that the price for commercial output of the designed enterprise must not exceed prices for same commercial output in the global market. The said condition realization is achieved analytically. At that the influence of profit rate at the final depth of the designed open pit is taken into account. The worked out method of economic stripping ratio determination helped determining the values of maximum allowable stripping ratios for Poltavsky GOK open pit, which provide competitive ability of iron-ore commercial output in the global market at various values of profit rate.

Key words: open pit outline; economic stripping ratio; iron-ore concentrate; competitive ability of production.

REFERENCES

1. Goberman M. I. [Ultimate depth of open pit mining determination]. *Inzhenernyi rabotnik – Engineer*, 1927, no. 4, pp. 24–28. (In Russ.)
2. Rzhevskii V. V. *Otkrytye gornye raboty* [Opencast mining]. Moscow, Nedra Publ., 1985. 549 p.
3. Arsent'ev A. I., Kholodniakov G. A. *Proektirovanie gornykh rabot pri otkrytoi razrabotke mestorozhdenii* [Mining design at opencast field exploitation]. Moscow, Nedra Publ., 1994. 336 p.

4. Iumatov B. P. [The influence of board and minimum industrial content on the depth and capacity of open pits]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 1962, no. 2, pp. 45–53. (In Russ.)
5. Khokhriakov V. S. *Proektirovanie kar'erov* [Open pit design]. Moscow, Nedra Publ., 1980. 336 p.
6. Arsent'ev A. I., Polishchuk A. K. *Razvitie metodov opredeleniia granits kar'erov* [Open pit outline determination methods development]. Leningrad, Nauka Publ., 1967. 95 p.
7. Blizniukov V. G. *Opredelenie glavnykh parametrov kar'era s uchetom kachestva rudy* [Determination of the main parameters of an open pit with the account of ore quality]. Moscow, Nedra Publ., 1978. 151 p.
8. Blizniukov V. G., Baranov I. V. [Calculation principles and methods of perspective outlines of working iron-ore open pits determination]. *Visnik KTU – Bulletin of KTU*, 2007, issue 18, pp. 7–11. (In Russ.)
9. Anistratov Iu. I., Anistratov K. Iu. *Proektirovanie kar'erov: ucheb. posobie dlia vuzov* [School book for institutes of higher education “Open pit design”]. Moscow, Gemos Limited Publ., 2002. 172 p.

УДК 622.2

ИССЛЕДОВАНИЯ ЦЕЛОСТНОСТИ ПОРОД КРОВЛИ ПРИ ОТБОЙКЕ ПОДКРОВЕЛЬНОЙ ЗОНЫ РУДНОГО ТЕЛА МЕТОДОМ «ЗАЩИТНОГО СЛОЯ»

ЛЮБАВИНА В. А.

Контурное взрывание методом «защитного слоя» при отбойке подкровельного слоя горизонтальными шпурами позволяет формировать в процессе взрыва некий буферный слой толщиной 0,8–0,9 м, который принимает на себя нагрузку от взрыва отбойных зарядов и взрывается с максимально возможным замедлением относительно последних. Приконтактно-откольная зона необходима для сохранности породной кровли от взрывания оконтуривающих зарядов. Установлено, что с уменьшением или увеличением массы заряда нормального выброса соответственно уменьшается или увеличивается показатель действия взрыва, т. е. величина расчетного удельного расхода ВВ зависит от показателя действия взрыва. Это учитывается введением в расчетную формулу функции показателя действия взрыва. В ходе испытаний было отбито около 360 м верхнего слоя (в кровле – уступным забоем) с использованием данного метода. Положительные результаты опытно-промышленных испытаний позволили рекомендовать данный способ к широкому применению на всех рудниках горно-металлургической компании «Норильский никель».

Ключевые слова: ***контурное взрывание; буферный слой; приконтактно-откольная зона; воронка взрыва; функция показателя действия взрыва; заряд рыхления; «защитный слой».***

Основная доля сульфидных медно-никелевых руд мощного пологопадающего Талнахско-Октябрьского месторождения извлекается с применением сплошной слоевой системы разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями и использованием взрывной отбойки полезного ископаемого. Слои вынимаются в пределах вертикальных выемочных лент в восходящем, комбинированном или нисходящем порядках, с формированием в рудном массиве на контакте с закладкой свободного технологического пространства, из которого осуществляются бурение взрывных шпуров в рудную кровлю очистной выработки, отбойка и отгрузка горной массы. Отработка последнего слоя при восходящем порядке выемки, а также разработка руд малой мощности подразумевают ведение очистных работ под породной кровлей. В частности, отбойка подкровельного слоя вертикальными шпурами нарушает целостность пород кровли главным образом из-за перебуров торцевых частей шпуров в породную часть кровли (рис. 1, *а*). В процессе взрыва значительная доля энергии концов зарядов ВВ переходит в породы кровли, разрушая приконтактный массив и ухудшая состояние кровли очистных выработок, которую необходимо крепить. Использование обычных горизонтальных зарядов (рис. 1, *б*) существенно снижает влияние энергии заряда ВВ на приконтактную часть массива, однако и это не решает проблему сохранности пород кровли при отработке подкровельного слоя, так как радиальные трещины от зарядов дробления при принятой линии наименьшего сопротивления (ЛНС) смыкаются за границей раздела руда–порода и нарушают целостность кровли. Для сохранения породной части кровли в устойчивом со-

Любавина Виктория Александровна – начальник технического отдела рудника «Кайерканский» Заполярного филиала ПАО «ГМК «Норильский никель», аспирант кафедры горного дела Уральского государственного горного университета. 663310, г. Норильск Красноярского края, рудник «Кайерканский», а/я 576. E-mail: lubavika@mail.ru

стоянии необходимо применение щадящего, или так называемого «гладкого» способа взрывания. «Гладкое» взрывание применяется в горном деле для оформления контура горных выработок, заоткоски бортов карьеров и т. д. Известны два способа «гладкого» взрывания: первый – предварительное щелеобразование, второй – последующее оконтуривание. Физический смысл снижения законтурного разрушения массива при предварительном оконтуривании заключается в разуплотнении горной массы в образуемой взрывом щели. Коэффициент перехода энергии взрыва заряда на законтурное разрушение массива прямо пропорционален соотношению акустических жесткостей разуплотненного массива в щели и законтурного массива. Способ предварительного щелеобразования, как правило, применяется в гидротехническом строительстве и при заоткоске бортов карьеров. Он требует значительного увеличения объема бурения в щелеобразующем ряду. Физический смысл способа последующего оконтуривания заключается в снижении законтурного разрушения массива уменьшением веса контурных зарядов в 4–5 раз на единицу длины зарядной полости (шпура, скважины).

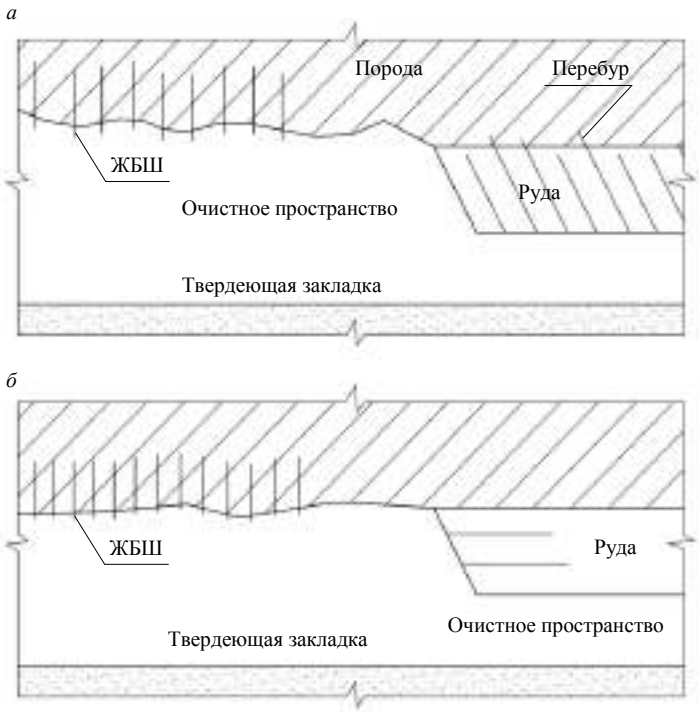

Рис. 1. Способы отбойки подкровельного слоя:
а – наклонными шпурами; *б* – горизонтальными шпурами;
ЖБШ – железобетонные штанги

Для этого применяются патронированные заряды уменьшенного диаметра («шланговые» заряды) или малоплотные ВВ (смесь ВВ с пенополистиролом, полыми стеклянными шариками и т. д.). Из-за отсутствия «шланговых» зарядов и малоплотных ВВ, а также в связи с увеличением в 1,5–2 раза объемов бурения способ последующего оконтуривания не нашел широкого применения.

Наиболее реальным и не дорогостоящим способом снижения нарушений законтурного массива для условий рудников Заполярного филиала ПАО «Норильский никель» может служить метод «защитного слоя» [1].

Контурное взрывание методом «защитного слоя» при отбойке подкровельного слоя горизонтальными шпурами позволяет формировать в процессе взрыва некий буферный слой толщиной 0,8–0,9 м, который принимает на себя нагрузку от взрыва отбойных зарядов и взрывается с максимально возможным замедлением относительно последних. Буферный слой состоит из собственно «защитного» слоя руды мощностью 0,5–0,6 м, что составляет половину расчетной ЛНС, а также приконтактно-откольной зоны. Границей раздела между ними является ряд оконтуривающих шпуров.

Приконтактно-откольная зона необходима для сохранности породной кровли от взрывания оконтуривающих зарядов. Так, при взрывании заряда ВВ некоторого диаметра, расположенного в шпуре, в ближней зоне взрыва будет образовываться зона пластических деформаций с размерами до 20 радиусов применяемого заряда [2], и горная порода в этой зоне будет полностью раздроблена. Для сохранения приконтактной части породной кровли ряд оконтуривающих шпуров необходимо бурить на расстоянии от контакта не ближе, чем размеры зоны пластических деформаций, т. е. при использовании аммонита № 6ЖВ в патронах диаметром 32–36 мм расстояние от контакта руда–порода до ряда оконтуривающих шпуров находится в пределах 300–350 мм. В случае, когда фактическая ЛНС значительно меньше, чем ЛНС для зарядов дробления данной горной породы, происходит не дробление, а выброс. Взрывы выброса характеризуются воронками с большим углом раствора. В этом случае радиальные трещины, направление которых зеркально противоположно углу раствора воронки, смыкаются не в породах кровли, а в приконтактно-откольной зоне, обеспечивая тем самым сохранность приконтактного породного массива.

Для определения расстояния между шпурами в оконтуривающем ряду необходимо знать параметры воронки взрыва. Расчеты ведутся на предположении, что при взрыве образуется воронка взрыва, угол при вершине которой составляет 90°. Объем такой воронки, м^3, определяется по формуле [3]:

$$V = \left(\pi R^2 W\right)/3, \tag{1}$$

где R – радиус воронки взрыва, м; W – ЛНС, м.

Для руд Талнахского месторождения при использовании шпуров диаметром 52 мм W = 0,9…1,1 м. Взрывная воронка имеет радиус, равный ЛНС, а показатель действия взрыва n = 1 (нормальный заряд), где $n = R/W$, при $n < 1$ заряд только дробит породу, не выбрасывая ее из контура воронки. Эта зона называется зоной рыхления. При уменьшении W и постоянном заряде ВВ радиус воронки взрыва увеличивается (рис. 2), а поскольку объем воронки прямо пропорционален величине заряда [4], определить этот размер можно, применив закон геометрического подобия:

$$R_1 = \sqrt{\frac{V}{0,33 W_1 \pi}},$$

где R_1 – радиус расчетной воронки заряда выброса, м; V – объем воронки выброса нормального заряда, м^3; W_1 – ЛНС, принятая для отбойки методом «защитного» слоя, м. При расчетах получен R_1 = 1,86 м.

Учитывая, что при нормальной воронке показатель действия взрыва n = 1, а следовательно, $R = W$, подставив в формулу (1) вместо R величину W и приняв

значение $\pi \approx 3$, найдем объем воронки, м^3:

$$V = 3W^2W/3 = W^3,$$

и расчетная формула определения массы заряда, кг, примет вид

$$Q_н = q_н W^3,$$

где $q_н$ – нормальный расчетный удельный расход ВВ для нормальных воронок, кг/м^3.

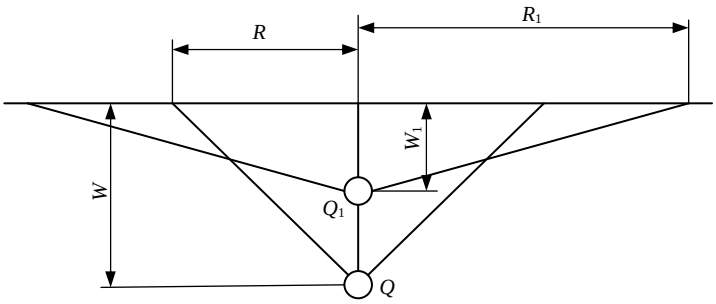

Рис. 2. Изменение границ воронки взрыва при изменении ЛНС

Установлено, что с уменьшением или увеличением массы заряда нормального выброса соответственно уменьшается или увеличивается показатель действия взрыва n, т. е. величина расчетного удельного расхода ВВ зависит от показателя действия взрыва. Это учитывается введением в расчетную формулу функции показателя действия взрыва $f(n)$. При этом формула расчета зарядов принимает вид:

$$Q = f(n) q_н W^3,$$

где $f(n) > 1$ при $n > 1$, $n > 1$ – усиленный выброс; $f(n) = 1$ при $n = 1$, $n = 1$ – нормальный выброс; $f(n) < 1$ при $n < 1$, $n < 1$ – заряд рыхления.

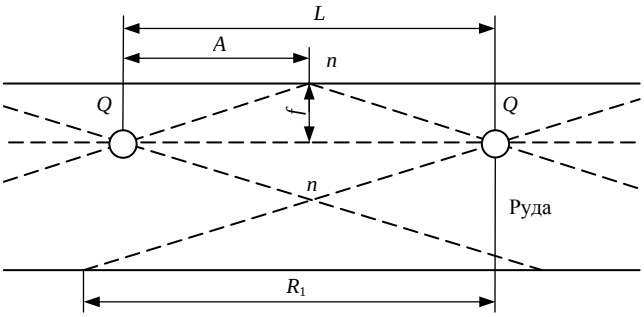

Рис. 3. Схема графического метода определения расстояния между оконтуривающими шпурами

Опытами треста Союзвзрывпром установлено, что для зарядов рыхления, где требуется только встряхивание массива и разделение его на отдельности, из которых он состоит, численное значение функции показателя действия взрыва

$f(n)$ = 0,33, т. е. расчетная формула для определения сосредоточенного заряда рыхления $Q_р$, кг, имеет вид [3]:

$$Q_р = 0,33 q_н W^3.$$

Наиболее часто при взрывании на рыхление расчетный удельный расход ВВ принимается по специально составленным таблицам (табл. 1) и уточняется в процессе ведения работ.

Таблица 1

Расчетный удельный расход взрывчатого вещества (аммонит № 6ЖВ)

Порода	Группа (категория) пород по СНиП	Коэффициент крепости по Протодьяконову	Плотность породы, кг/м^3	Расчетный удельный расход ВВ, кг/м^3	
				для зарядов рыхления q	для зарядов выброса $q_в$
Песчаник	6–7	3–6	2200	0,40–0,50	1,2–1,6
Известняк	7–8	5–6	2700	0,40–0,50	1,2–1,8
Мрамор	7–9	6–8	2800	0,45–0,70	1,2–2,1
Гранит	7–10	6–12	2800	0,50–0,70	1,7–2,1
Базальт	9–11	6–8	3000	0,60–0,75	1,7–2,2
Кварцит	10	12–14	3000	0,50–0,60	1,6–1,9

Расстояние между оконтуривающими шпурами определяется графически (рис. 3) исходя из того, что радиальные трещины от соседних шпуров сомкнутся на глубине 0,3 м, т. е. на границе раздела руда–порода, а не за ее пределами.

Таблица 2

Буровзрывные показатели по отбойке методом «защитного слоя»

Показатель	Ряды шпуров		
	1	2	3
Диаметр шпуров, мм	52	52	52
Количество шпуров, шт	7	7	5
Величина заряда в шпуре, кг	4,25	4,25	2,5
Всего ВВ, кг		72,0	
Глубина шпуров, м	3,9	3,9	3,9
Шпурометров		74,1	
КИШ		0,95	
Отрыв горной массы, м^3		88,9	
Удельный расход ВВ, кг/м^3		0,81	
Очередность взрывания	1	2	3
Время замедления, мс	0	20	1000–2000

Радиус воронки, при которой радиальные трещины подойдут к границе раздела руда–порода, равен 1,06 м. Следовательно, рекомендуемое расстояние L между двумя соседними оконтуривающими шпурами равно 2,12 м. Из условия равномерного распределения шпуров в слое шириной 8 м принято расстояние между оконтуривающими шпурами 2,0 м.

Для более полного использования длины шпура рекомендуется в оконтуривающих шпурах применять ВВ типа аммонит № 6ЖВ в патронах ∅ 32 мм. При этом коэффициент заполнения шпура по длине (при использовании шпуров ∅ 52 мм) по сравнению с применением гранулита АС-8 практически не изменится, а величина заряда уменьшится на 40 %, что значительно снизит сейсмическое воздействие взрыва на законтурный массив (табл. 2).

Одним из дополнительных положительных факторов является то, что при бурении горизонтальных оконтуривающих шпуров можно достаточно четко отслеживать контакт руда–порода.

С целью снижения отрицательного воздействия взрывных работ на устойчивость пород кровли и проверки возможности ведения отбойки подкровельного слоя при восходящем порядке выемки без крепления в 1998 г. было принято решение провести на руднике «Октябрьский» опытно-промышленные испытания (ОПИ) отбойки методом «защитного» слоя.

В задачи испытаний входило: отработка параметров БВР; оценка устойчивости пород кровли без крепления железобетонными штангами.

В 1999–2000 гг. были проведены опытно-промышленные испытания отбойки подкровельного слоя методом «защитного слоя» без крепления сильнонарушенных пород кровли. В ходе испытаний было отбито около 360 м верхнего слоя кровли уступным забоем с использованием данного метода. Все горные работы велись в соответствии с утвержденными паспортами БВР. Контроль за состоянием кровли очистных выработок осуществлялся визуальными наблюдениями. При данном способе контроля не было зафиксировано ни одного случая проявления каких-либо форм горного давления. Общее состояние очистных выработок в районе проведения ОПИ по данным визуальных наблюдений оценено как удовлетворительное.

Положительные результаты опытно-промышленных испытаний позволили рекомендовать данный способ к широкому применению на всех рудниках ПАО «ГМК «Норильский никель», что приведет к значительной экономии средств за счет отказа от крепления породной кровли очистных выработок и снижения разубоживания руд пустыми породами.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Беркович В. М., Любавина В. А., Зберовский С. Г., Вильчинский В. Б. Исследование эффективности применения взрывной отбойки подкровельного слоя руды методом «защитного слоя»: матер. III Междунар. науч.-техн. конф. «Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений». Екатеринбург, 2014. С. 72–75.
2. Ханукаев А. Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. М.: Недра, 1974. 223 с.
3. Кутузов Б. Н. Взрывные работы. М.: Недра, 1974. 368 с.
4. Авдеев Ф. А., Барон В. Л., Блейман И. Л. Производство массовых взрывов. М.: Недра, 1977. 312 с.

Поступила в редакцию 9 ноября 2016 года

EXAMINATION OF ROOF ROCK INTEGRITY AT ORE BODY SUBROOF ZONE BREAKING WITH THE METHOD OF “PROTECTIVE LAYER”

Liubavina V. A. – Kayerkan Coal Open Pit Mine MMC Norilsk Nickel JSC Polar Branch, Norilsk, Krasnoyarsk region, the Russian Federation. E-mail: lubavika@mail.ru

Contour blasting with the method of “protective layer” at subroof zone breaking with horizontal blastholes allows shaping a buffer layer in the process of blasting with 0.8–0.9 m thickness, which undertake load from contour-hole charges and explodes with maximum possible delay against the latter. Near contact-split zone is necessary to keep rock roof from contour charges blasting. It is stated that with decrease or increase of normal release charge mass the indicator of explosion effect decreases and increases correspondingly, i. e. the value of calculated specific consumption of explosives depends on the indicator of explosion effect. It is covered by the introduction of the function of the indicator of explosion

effect in calculation formula. In the course of the investigation around 360 m of upper layer were broken (in roof – by stepped face) with the use of the given method. Positive results of experimental and industrial testing have allowed recommending the given method to use at all open pit mines of mining metallurgical company Norilsk Nickel.

Key words: contour blasting; buffer layer; near contact-split zone; blasting cone; the function of explosion effect indicator; relieving charge; "protective layer".

REFERENCES

1. Berkovich V. M., Liubavina V. A., Zberovskii S. G., Vil'chinskii V. B. [The examination of efficient use of blasting breaking of subroof ore layer with the method of "protective layer"]. *Mater. III Mezhdunar. nauch.-tekhn. konf. "Innovatsionnye geotekhnologii pri razrabotke rudnykh i nerudnykh mestorozhdenii"* [Proc. 3rd Int. Sci.-to-Pract. Conf. "Innovative geotechnologies when mining ore and non-metallic fields"]. Ekaterinburg, 2014. pp. 72–75. (In Russ.)
2. Khanukaev A. N. *Fizicheskie protsessy pri otboike gornykh porod vzryvom* [Physical processes under blast rock breaking]. Moscow, Nedra Publ., 1974. 223 p.
3. Kutuzov B. N. *Vzryvnye raboty* [Blasting operations]. Moscow, Nedra Publ., 1974. 368 p.
4. Avdeev F. A., Baron V. L., Bleiman I. L. *Proizvodstvo massovykh vzryvov* [Mass explosions production]. Moscow, Nedra Publ., 1977. 312 p.

УДК 330-122

МЕТОДИЧЕСКИЙ ПОДХОД К ОЦЕНКЕ ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ОТХОДОВ

КУБАРЕВ М. С., СТРОВСКИЙ В. Е., ПЕРЕГОН И. В.

В статье рассматривается методический инструментарий оценки эколого-экономической эффективности использования отходов с позиции недропользователя, заменяющего первичное сырье вторичным, и позиции общества. Приведены рекомендации по оценке коммерческого эффекта и предложения по выделению из его состава эффекта, обусловленного экономией экологических затрат: платежей за загрязнение окружающей среды и размещение отходов, ресурсных налогов и др. При определении социально-экономического эффекта предусматривается обращение к вновь осваиваемым месторождениям, расположенным чаще всего в северных малоосвоенных районах, с неразвитой инфраструктурой, для которых характерны бедные, морфологически сложные руды, что находит подтверждение в структуре финансирования геологоразведочных работ и результатах геологического изучения недр. В связи со снижением содержания и удаленностью от центра возрастает расход сырья на 1 т полезного компонента и, соответственно, растут затраты, связанные с добычей полезных ископаемых при разработке месторождений первичных природных ресурсов и транспортировкой до потребителя. Наличие информации о выбросах, сбросах, размещении отходов позволяет оценивать экономический ущерб, обусловленный загрязнением окружающей среды при освоении ресурсов недр. Использование методических рекомендаций дает возможность принимать обоснованные решения по использованию отходов на основе оценки эколого-экономической эффективности.

***Ключевые слова:** отходы; первичное сырье; коммерческий эффект; эколого-экономическая эффективность.*

В условиях перехода к устойчивому развитию экологизация управленческих решений обусловлена целевой направленностью экологической стратегии, дифференцированной в зависимости от типа проблемы, на решение которой она ориентирована. Для урбанизированных территорий, где биосфера разрушена и преобразована людьми в целях наилучшего соответствия социально-экономическим потребностям человечества, подобной задачей, требующей решения, является сохранение качества окружающей среды, недопущение или ограничение воздействий, под влиянием которых может произойти ее дальнейшее изменение в нежелательном направлении. Фактически речь идет в первую очередь об обе-

Кубарев Михаил Сергеевич – кандидат экономических наук, старший преподаватель кафедры экономики социальной сферы. 620144, г. Екатеринбург, ул. 8 Марта, 62, Уральский государственный экономический университет. E-mail: Kubarev.mc@mail.ru

Стровский Владимир Евгеньевич – доктор экономических наук, профессор кафедры экономики и менеджмента. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: rinis@mail.ru

Перегон Ирина Владиславовна – доцент кафедры экономики и менеджмента. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет.

спечении здоровья человека, так как изменившаяся окружающая среда, по некоторым данным, обуславливает 77 % всех случаев заболеваний и более 50 % случаев смертей [1].

Существенный вклад в ухудшение качества окружающей среды вносят отходы, промышленные и бытовые, количество которых из года в год увеличивается в силу крайней недостаточности внедрения малоотходных и безотходных производств во всех отраслях экономики. Доля используемых отходов продолжает оставаться необоснованно низкой. Еще хуже ситуация в сфере обращения с бытовыми отходами.

Под влиянием внешних факторов, к числу которых могут быть отнесены атмосферные осадки, температура, воздушные потоки и др., а также факторов внутренних (водопроницаемость, химический и минералогический состав, дисперсность и др.) формируются потоки рассеяния, представляемые чаще всего тяжелыми металлами, которые загрязняют окружающую среду. Помимо того что отходы являют собой прямой источник загрязнения атмосферы, водных ресурсов, почвы, они занимают большие площади земной поверхности, в ряде случаев выводя из хозяйственного оборота сельскохозяйственные земли.

Так, в структуре площадей, изымаемых из природно-территориального комплекса при освоении жильных месторождений, на долю земель под отвалами пустых пород приходится 7,2 % при учете жилой инфраструктуры и 20,7 % без учета последней. Если же включить в расчет отходы хвостохранилища, эта доля возрастет соответственно до 16,1 и 46,3 % [2]. Согласно работе [3], при разработке железорудных карьеров земельные площади, занятые под отвалы, составляют 20–50 %, под хвостохранилища – 13–54 % и т. д. Помимо экологического аспекта, с которым связана необходимость использования отходов, немаловажен и экономический (минерально-сырьевой) аспект, который имеет отношение к техногенным минеральным образованиям (отходам горнодобывающих предприятий) [4–6]. Как показывают исследования, они, в силу высоких содержаний находящихся в отходах полезных компонентов, могут рассматриваться в качестве составляющей минерально-сырьевой базы и выступать в качестве альтернативного источника сырья по отношению к первичным природным месторождениям. Эти же рекомендации имеют прямое отношение и к отходам хвостохранилищ (таблица) [7].

Данный аспект приобретает все большую значимость в современных условиях, когда неосвоенные объекты недропользования расположены чаще всего в северных малоизученных районах, на больших расстояниях от центра, в суровых климатических условиях, с низкой устойчивостью экосистем к антропогенным воздействиям, неразвитой инфраструктурой, в том числе транспортной [8, 9].

Подтверждением данного факта является структура финансирования геологоразведочных работ (ГРР) на твердые полезные ископаемые и результаты ГРР. Как следует из анализа, самые большие затраты (от 200 до 700 млн р.) федерального бюджета по субъектам РФ в 2012 г. касались регионов Сибири (Красноярский край, Забайкальский край, Иркутская область, Республика Бурятия) и Дальнего Востока (Магаданская область, Республика Саха–Якутия, Чукотская АО) [10]. Эта же тенденция отмечается в 2013–2014 гг. В 2013 г. около 70 % бюджетного финансирования было направлено на ГРР на территориях Сибирского и Дальневосточного федеральных округов [11], в 2014 г. вновь самые большие затраты (от 267,0 до 1459,8 млн р.) были ориентированы на регионы Дальнего Востока и Восточной Сибири [12]. Подобное соотношение в ассигнованиях на ГРР сохранится и в предстоящие годы [13].

За рассматриваемый период положительные результаты по углю достигнуты в Южной Якутии, получен прирост бурых углей в Забайкальском крае; ресурсные

показатели по объектам черных металлов (Fe, Ti, Mn) достигнуты в Магаданской области, в Республике Тыва, на Южном Урале; по объектам цветных металлов – в Забайкальском крае, где оценены прогнозные ресурсы свинца, на территории Республики Саха, в Иркутской области, где оценены прогнозные ресурсы высоких категорий трехокиси вольфрама. Получены первые промышленные пересечения цинка–медно-колчеданного оруденения в Башкирии. В Сибири и на северо-востоке России сконцентрированы основные объемы ГРР, в результате выполнения которых установлены прогнозные ресурсы золота в Республике Хакасии, в Красноярском крае, в Южной Якутии. Итоги ГРР еще раз подтверждают усиление значимости северных территорий в части прироста запасов полезных ископаемых.

Характеристика хвостохранилищ обогатительных фабрик Свердловской области

Обогатительная фабрика	Запасы хвостов, млн т	Запасы и содержание в хвостах, тыс. т/%		
		Медь	Цинк	Сера
Турьинская	10,68	9,63/0,09	Н. д.	108,7/1,02
Красноуральская	20,35	71,39/0,35	125,11/0,61	3464,5/17,0
Пышминская	4,6	3,7/0,08	Н. д.	138/3,0
Кировоградская	27,84	49,77/0,18	68,3/0,24	2227,3/7,97
Среднеуральская	32,0	83,4/0,26	136,1/0,42	1141,8/35,7

Н. д. – нет данных.

Существенным недостатком этих месторождений является зачастую более низкое содержание полезных компонентов, чем на эксплуатируемых месторождениях (ежегодное снижение содержания полезных компонентов цветных и редких металлов составляет 2–3 %, железа – 0,65 %), что требует большего объема добычи и переработки для получения одного и того же количества металла. В результате возрастают затраты на разработку месторождений и транспортировку сырья до потребителя. Возрастает и антропогенная нагрузка на окружающую среду в силу увеличения масштабов добычи, переработки, транспортировки, строительства линейных сооружений. Если принять во внимание «хрупкость» северных экосистем, то серьезность последствий еще более усугубляется (прогнозируемый экономический ущерб растет), что связано с более длительным сроком восстановления нарушаемых экосистем и потерей способности к восстановлению [14, 15]. В результате при использовании отходов экономятся не только первичные природные минеральные ресурсы, но и экологические, так как снижение загрязнения предполагает уменьшение объема выбросов, сбросов, размещения отходов, переработка и обезвреживание которых осуществляются с помощью ассимиляционного потенциала, в результате экономятся экоуслуги, связанные с самоочищением, разбавлением и выносом загрязнителей за пределы экосистем без нарушения их нормальной деятельности.

Использование отходов требует оценки эффективности освоения техногенных минеральных образований, обращения к методическому подходу, позволяющему наиболее достоверно оценивать целесообразность замены первичного сырья вторичным. Обобщение и анализ методических рекомендаций по оценке эколого-экономической эффективности использования техногенных минеральных образований [17–20] дали возможность предложить авторский вариант подобного обоснования *(Методика по оценке экономической эффективности использования твердых отходов производства и потребления. М., 1985. 55 с.; Методическое руководство по изучению и эколого-экономической оценке техногенных ме-*

сторождений / ГКЗ. Министерство охраны окружающей среды и природных ресурсов РФ. М., 1994. 51 с.).

Предлагаемые методические рекомендации предусматривают учет способа разработки месторождений и типа полезного ископаемого (рудные и нерудные). При использовании металлосодержащих отходов, формируемых при подземной и открытой разработке месторождений, экологический эффект складывается из экономии природных и экологических ресурсов, т. е. экономии природного капитала. Экономятся рудная и горная масса, земельные площади, на которых могли бы размещаться вновь создаваемые производственные объекты, вполне возможной является и экономия водных ресурсов. Вследствие предотвращения антропогенного воздействия на окружающую среду, обусловленного отсрочкой строительства новых объектов, ориентированных на освоение ресурсов недр, экономятся и экологические ресурсы (способность экосистем поглощать, перерабатывать и выносить за их пределы загрязнители).

Естественным является наличие экономического эффекта, который обусловлен экономией затрат на добычу полезного ископаемого (очистные, горнокапитальные и горнопроходческие работы, внутрипроизводственный транспорт и др.), экономией земельного налога, налога на добычу полезного ископаемого. Экономятся и экологические затраты: платежи за загрязнение окружающей среды и размещение отходов, затраты на рекультивационные работы, затраты, связанные с размещением и содержанием отходов, образование которых предотвращено в связи с отсрочкой освоения новых объектов недропользования. Формируется коммерческий эколого-экономический эффект и социально-экономический, что позволяет рассчитывать эколого-экономическую эффективность.

Коммерческий эффект $Э^к$, полученный в результате замены первичного природного сырья отходами собственного производства, определяется по формуле:

$$Э^к = \left\{ \left(Ц - З_о - З_р \right) - \left[Ц - \left(З_{оч} + З_{гк} + З_{гп} + З_{тр} + З_с \right) \right] \right\} М,$$

где Ц – ценность 1 т металла, р./т; $З_о$ – затраты, связанные с подготовкой отходов к использованию, р./т; $З_р$ – затраты на рекультивационные работы, р./т; $З_{оч}$, $З_{гк}$, $З_{гп}$, $З_{тр}$, $З_с$ – удельные затраты очистных, горнокапитальных, горноподготовительных работ, внутрипроизводственного транспорта, затраты на содержание отходов, р./т; М – объем полезного компонента, полученного при использовании отходов, т.

Учитывая, что содержание полезного компонента в отходах ниже, чем в первичном сырье, коэффициент замены $К_з$ обычно выше единицы, т. е. удельный расход отходов на получение 1 т металла больше, чем первичного сырья:

$$К_з = Н_п / Н_о,$$

где $Н_п$, $Н_о$ – удельный расход первичного сырья и отходов соответственно на 1 т металла, т/т.

В составе $Э^к$ может быть выделен эффект $Э^к_э$, полученный за счет экономии экологических затрат: снижения платежей за загрязнение окружающей среды, ресурсных налогов и т. д.,

$$Э^к_э = \frac{Э^к}{З} З_э,$$

где З – экономия затрат при замене первичного сырья вторичным, р./т; $З_э$ – эконо-

мия экологических затрат, р./т,

$$З_э=\left[\left(П_а+П_в+П_р\right)+Н_з+Н_м+З_р\right]-\left(П'_а+П'_в+З'_р\right),$$

где $П_а$, $П_в$, $П_р$ – платежи за загрязнение атмосферы, водных ресурсов, размещение отходов при использовании первичного природного сырья в расчете на 1 т полезного компонента, в том числе платежи за размещение отходов, р./т; $Н_з$, $Н_м$ – земельный налог и налог на добычу полезных ископаемых, р./т; $П'_а$, $П'_в$ – платежи за загрязнение окружающей среды, обусловленные подготовкой отходов к использованию, р./т; $З_р$, $З'_р$ – рекультивиционные затраты, связанные с использованием первичных природных ресурсов и отходов, р./т.

Отражение в $Э^к$ эффекта от сокращения экологических затрат позволяет рассматривать его как эколого-экономический, а эффективность – как эколого-экономическую $Э^к_{ээ}$.

Тогда $Э^к_{ээ}$ определяется по формуле:

$$Э^к_{ээ}=\frac{Э^к}{К_о},$$

где $К_о$ – капитальные затраты, связанные с организацией процесса подготовки отходов для реализации, р.

При оценке социально-экономической эффективности расчет эффективности несколько усложняется за счет введения в расчетную формулу экономического ущерба. Обращение к определению социально-экономического эффекта $Э^с$ исходит из условия замены отходами первичного природного сырья месторождений, расположенных на северных малоизученных территориях, с содержанием полезных компонентов чаще всего более низким, чем в разрабатываемых месторождениях, что ведет к снижению величины $К_з$. Удельный же расход первичного сырья на 1 т полезного компонента возрастает. Таким образом, размер $З^с_{оч}$, $З^с_{гк}$, $З^с_{гп}$, $З^с_{тр}$, $З^с_с$ возрастает за счет увеличения объема работ, во-первых, и за счет роста расценок, во-вторых. Увеличиваются и расходы, связанные с транспортировкой сырья до потребителя в связи с удалением новых месторождений от центра – $З^с_{тр}$. Наличие информации о выбросах, сбросах, размещаемых отходах в процессе разработки месторождения позволяет оценить экономический ущерб, обусловленный загрязнением окружающей среды на основе Методики определения предотвращенного экологического ущерба *(Утв. 30.11.99. М., Гос. комитет по охране окружающей среды. 70 с.)*. Тогда $Э^с$ составит:

$$Э^с=\left\{\left(Ц-З_о\right)-\left[Ц-\left(З^с_{оч}+З^с_{гк}+З^с_{гп}+З^с_{тр}+З^с_с\right)\right]+\left(У-У_о\right)\right\}М, \qquad (1)$$

где У, $У_о$ – удельный экономический ущерб, обусловленный воздействием на окружающую среду при использовании первичного природного сырья и отходов, р./т.

В целях исключения повторного счета из величины экономического ущерба вычитаются платежи за загрязнение, которые должны соответствовать экономическому ущербу, так как призваны компенсировать последствия загрязнения. Тогда формула (1) приобретет вид:

$$Э^с=\left\{\left(Ц-З_о\right)-\left[Ц-\left(З^с_{оч}+З^с_{гк}+З^с_{гп}+З^с_{тр}+З^с_с\right)\right]+\left[У-\left(П^с_а+П^с_в+П^с_р\right)\right]-\left[У_о-\left(П'_а+П'_в\right)\right]\right\}М,$$

где $П^с_а$, $П^с_в$, $П^с_р$ – платежи за загрязнение атмосферы, водных ресурсов, размеще-

ние отходов при использовании первичных природных ресурсов на новом месторождении, р./т.

Экономия затрат, обусловленная сокращением экологических затрат и наличием предотвращаемого экономического ущерба, составит:

$$З^{с}_{э}=\left[У-\left(П^{с}_{а}+П^{с}_{в}+П^{с}_{р}\right)+Н_{з}+Н_{м}+З_{р}\right]-\left[У_{о}-\left(П^{'}_{а}+П^{'}_{в}\right)+З^{'}_{р}\right].$$

Экологический эффект $Э^{с}_{э}$ определяется как

$$Э^{с}_{э}=\frac{Э^{с}}{З^{с}}З^{с}_{э},$$

где $З_{с}$ – экономия затрат при замене первичного сырья вторичным в условиях нового месторождения, р./т.

Эколого-экономическая эффективность $Э^{с}_{ээ}$ составит:

$$Э^{с}_{ээ}=\frac{Э^{с}}{К_{о}}.$$

С использованием предлагаемого методического инструментария может быть оценена эффективность замены первичного сырья вторичным, что дает возможность принимать наиболее обоснованные управленческие решения.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Протасов В. Ф. Экология здоровья и охрана окружающей среды в России. М.: Финансы и статистика, 2001. 672 с.

2. Трубецкой К. Н., Галченко Ю. П., Бурцев Л. И. Экологические проблемы освоения недр при устойчивом развитии природы и общества. М.: Научтехлитиздат, 2003. 262 с.

3. Чаплыгин Н. И., Галченко Ю. П., Папичев В. И. и др. Экологические проблемы геотехнологий: новые идеи, методы и решения. М.: Научтехлитиздат, 2009. 320 с.

4. Беневольский Б. И., Кривцов А. И., Романчук А. И., Михайлов Б. К. Два аспекта проблемы утилизации горнопромышленных отходов // Минеральные ресурсы России. 2011. № 1. С. 37–42.

5. Быховский Л. З., Спорыхина А. В. Техногенные отходы как резерв пополнения минерально-сырьевой базы – состояние и проблемы освоения // Минеральные ресурсы России. 2011. № 4. С.15–20.

6. Мурзеханов Б. К., Мурзеханова З. Г. Ресурсный потенциал техногенных образований отработанных золотоносных россыпей // Горный журнал. 2015. № 1. С.37–42.

7. Макаров А. Б. Техногенно-минеральные месторождения Урала: автореф. дис. ... д-ра геол.-минер. наук. Екатеринбург: УГГУ, 2007. 41 с.

8. Бежанов С. К. Модель реформирования сферы инвестиционного обеспечения воспроизводства минерально-сырьевой базы // Минеральные ресурсы России. 2005. № 5. С. 39–42.

9. Михайлов Б. К. Минерально-сырьевая база твердых полезных ископаемых – оценка возможности // Минеральные ресурсы России. 2015. № 5. С.40–42.

10. Аксенов С. А., Некрасов А. И. Результаты геолого-разведочных работ на твердые полезные ископаемые за период 2005–2012 гг. // Минеральные ресурсы России. 2013. № 4. С. 3–21.

11. Аксенов С. А., Некрасов А. И. Результаты геолого-разведочных работ на твердые полезные ископаемые в России за 2013 г. и направления работ в 2014 г. // Минеральные ресурсы России. 2014. № 2. С. 21–34.

12. Аксенов С. А., Некрасов А. И. Результаты геолого-разведочных работ на твердые полезные ископаемые в России за 2014 г. и план на 2015 г. // Минеральные ресурсы России. 2015. № 3. С. 17–30.

13. Трутнев Ю. П. О долгосрочной программе изучения недр и воспроизводства минерального сырья (2005–2010 гг. и до 2020 г.) // Минеральные ресурсы России. 2004. № 5–6. С. 3–14.

14. Игнатьева М. Н., Логинов В. Г., Литвинова А. А., Морозова Л. М., Эктова С. Н. Экономическая оценка вреда, причиняемого арктическим экосистемам при освоении нефтегазовых ресурсов // Экономика региона. 2014. № 1(37). С. 102–111.

15. Логинов В. Г., Балашенко В. В. Природно-ресурсный и рекреационный потенциал Уральского Севера: оценка и перспективы освоения. Екатеринбург: Изд-во УрО РАН, 2013. 232 с.

16. Выварец А. Д. Эффективность использования отходов в условиях интенсификации производства. Свердловск: Изд-во УрГУ, 1987. 192 с.

17. Каплунов Д. Р., Юков В. А. К оценке эффективности освоения техногенных образований // Маркшейдерский вестник. 2008. № 5. С. 8–12.

18. Попов С. М. Методология эколого-экономического обоснования использования углепромышленных отходов: автореф. дис. ... д-ра экон. наук. М.: МГГУ, 2008. 40 с.
19. Семячков А. И., Балашенко В. В., Косолапов О. В. Эколого-экономическая оценка техногенно-минеральных образований. Екатеринбург: Изд-во УрО РАН, 2009. 196 с.
20. Валиев В. Н., Косолапов О. В. Оценка эколого-экономической эффективности использования отходов горных предприятий // Изв. вузов. Горный журнал. 2013. № 8. С. 42–45.

Поступила в редакцию 23 сентября 2016 года

METHODOLOGICAL APPROACH TO THE ESTIMATION OF ECOLOGICAL-ECONOMIC EFFECT OF WASTES APPLICATION

Kubarev M. S. – The Ural State Economical University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: Kubarev.mc@mail.ru
Strovskii V. E., Peregon I. V. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: rinis@mail.ru

The article examines methodological tools of the estimation of ecological-economic efficiency of wastes application from the subsoil user point of view, who replaces fresh raw material by the secondary raw material; and from the society point of view. Recommendations over the estimation of commercial effect are given as well as some suggestions on generation of the effect conditioned by the economy of ecological expense: pay for environmental pollution and waste dumping, resource tax, etc. When determining social-economic effect, the appeal to the newly developed reserves is provided, which are more frequently situated in little-developed northern areas with poor infrastructure, and with poor and morphologically complex ores, which is confirmed by financing structure of geological exploration and results of geological study of subsurface. Because of the increase in the content and remoteness the consumption of raw material increases for 1 t of commercial element, and, correspondingly, expenditure connected to minerals recovery at primary resources field development and transportation to the consumer increases. The presence of information about outbursts, faults, and waste dumping allows estimating economic damage, conditioned by pollution of environment during resources exploitation. The use of methodological recommendations permits taking reasonable decisions over wastes application on the basis of ecological-economic efficiency estimation.

Key words: wastes; fresh raw material; commercial effect; ecological-economic efficiency.

REFERENCES

1. Protasov V. F. *Ekologiia zdorov'ia i okhrana okruzhaiushchei sredy v Rossii* [Health ecology and environmental protection in Russia]. Moscow, Finansy i statistika Publ., 2001. 672 p.
2. Trubetskoi K. N., Galchenko Iu. P., Burtsev L. I. *Ekologicheskie problemy osvoeniia nedr pri ustoichivom razvitii prirody i obshchestva* [Ecological problems of subsoil exploitation under the stable development of nature and society]. Moscow, Nauchtekhlitizdat Publ., 2003. 262 p.
3. Chaplygin N. I., Galchenko Iu. P., Papichev V. I. and others. *Ekologicheskie problemy geotekhnologii: novye idei, metody i resheniia* [Ecological problems of geotechnology: new ideas, methods and solutions]. Moscow, Nauchtekhlitizdat Publ., 2009. 320 p.
4. Benevol'skii B. I., Krivtsov A. I., Romanchuk A. I., Mikhailov B. K. [The two aspects of mining wastes utilization problem]. *Mineral'nye resursy Rossii – Mineral Resources in Russia*, 2011, no. 1, pp. 37–42. (In Russ.)
5. Bykhovskii L. Z., Sporykhina A. V. [Technogenic wastes as a backup for mineral resources base refilling; state and problems of exploitation]. *Mineral'nye resursy Rossii – Mineral Resources in Russia*, 2011, no. 4, pp. 15–20. (In Russ.)
6. Murzekhanov B. K., Murzekhanova Z. G. [Resource potential of technogenic formations of mined gold placers]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2015, no. 1, pp. 37–42. (In Russ.)
7. Makarov A. B. *Tekhnogenno-mineral'nye mestorozhdeniia Urala: avtoref. dis. ... d-ra geol.-miner. nauk* [Technogenic-mineral deposits of the Urals. Dr. geol.-miner. sci. abstract of diss.]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2007. 41 p.
8. Bezhanov S. K. [Reforming model for the sphere of investment maintenance of mineral raw material base regeneration]. *Mineral'nye resursy Rossii – Mineral Resources in Russia*, 2005, no. 5, pp. 39–42. (In Russ.)
9. Mikhailov B. K. [Mineral raw material base of solids; possibilities estimation]. *Mineral'nye resursy Rossii – Mineral Resources in Russia*, 2015, no. 5, pp. 40–42. (In Russ.)
10. Aksenov S. A., Nekrasov A. I. [Results of geological survey for solids for 2005–2012]. *Mineral'nye resursy Rossii – Mineral Resources in Russia*, 2013, no. 4, pp. 3–21. (In Russ.)
11. Aksenov S. A., Nekrasov A. I. [Results of geological survey for solids for 2013 and working directions in 2014]. *Mineral'nye resursy Rossii – Mineral Resources in Russia*, 2014, no. 2, pp. 21–34. (In Russ.)
12. Aksenov S. A., Nekrasov A. I. [Results of geological survey for solids for 2014 and plan for 2015]. *Mineral'nye resursy Rossii – Mineral Resources in Russia*, 2015, no. 3, pp. 17–30. (In Russ.)
13. Trutnev Iu. P. [Regarding the long-term program of subsoil survey and mineral raw material regeneration (2005–2010 and up to 2020)]. *Mineral'nye resursy Rossii – Mineral Resources in Russia*, 2004, no. 5–6, pp. 3–14. (In Russ.)
14. Ignat'eva M. N., Loginov V. G., Litvinova A. A., Morozova L. M., Ektova S. N. [Economic estimation of damage caused to arctic ecosystems under the exploitation of oil-gas resources]. *Ekonomika regiona – Region's Economy*, 2014, no. 1(37), pp. 102–111. (In Russ.)

15. Loginov V. G., Balashenko V. V. *Prirodno-resursnyi i rekreatsionnyi potentsial Ural'skogo Severa: otsenka i perspektivy osvoeniia* [Natural-resource and recreation potential of the Ural North: estimation and further development]. Ekaterinburg, IE UB RAS Publ., 2013. 232 p.
16. Vyvarets A. D. *Effektivnost' ispol'zovaniia otkhodov v usloviiakh intensifikatsii proizvodstva* [Wastes use efficiency in conditions of industrial intensification]. Sverdlovsk, UrGU Publ., 1987. 192 p.
17. Kaplunov D. R., Iukov V. A. [Regarding the estimation of technogenic formations efficiency]. *Marksheiderskii vestnik – Mine serveys' news*, 2008, no. 5, pp. 8–12. (In Russ.)
18. Popov S. M. *Metodologiia ekologo-ekonomicheskogo obosnovaniia ispol'zovaniia uglepromyshlennykh otkhodov: avtoref. dis. ... d-ra ekon. nauk* [Methodology of ecological-economic substantiation of coal industrial wastes use. Dr. econ. sci. abstract of diss.]. Moscow, MSMU Publ., 2008. 40 p.
19. Semiachkov A. I., Balashenko V. V., Kosolapov O. V. *Ekologo-ekonomicheskaia otsenka tekhnogenno-mineral'nykh obrazovanii* [Ecological-economic estimation of technogenic mineral formations]. Ekaterinburg, IE UB RAS Publ., 2009. 196 p.
20. Valiev V. N., Kosolapov O. V. [Estimation of ecological-economic efficiency of mining enterprises wastes use]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2013, no. 8, pp. 42–45. (In Russ.)

УДК 622.012

АДМИНИСТРАТИВНАЯ ОТВЕТСТВЕННОСТЬ ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ: СОСТАВЫ, УСЛОВИЯ ПРИВЛЕЧЕНИЯ

ТАРАНЕНКО Н. А.

В статье рассматриваются нормативно-правовая база и меры административно-правового регулирования общественных отношений в области использования и охраны недр, институт административной ответственности предприятий-недропользователей и их руководителей за нарушения требований специальных федеральных и областных законов о недрах. Юридические лица рассматриваются как коллективные субъекты административного права, что является новеллой в административном законодательстве современной России. На основе этого выявляются особенности привлечения к ответственности и меры наказания предприятий – юридических лиц. К таким особенностям относятся наказания: административный штраф, конфискация орудия совершения или предмета административного правонарушения, а также административное приостановление деятельности предприятия до 90 суток, что следует из природы данного субъекта ответственности. Обсуждается применение наказаний к руководителям организаций как к должностным лицам. Утверждается позиция о том, что далеко не все руководители организаций являются должностными лицами. Дается анализ составов правонарушений и сведений о делах об административных правонарушениях горного законодательства в Уральском федеральном округе, рассмотренных Управлением Росприроднадзора.

Ключевые слова: ***административная ответственность; законодательство о недрах; горные правоотношения; нормативные правовые акты в сфере отношений недропользования; административное приостановление деятельности предприятия; новелла законодательства; недродобыча.***

В современных условиях возрастает роль института административной ответственности, ориентированного на обеспечение законности и правопорядка в сфере административно-правового регулирования общественных отношений в области использования и охраны недр. Изучение данного вопроса связано с анализом проблем соотношения федерального и регионального законодательств по вопросам недропользования и административной ответственности за его нарушение. Это обусловливает необходимость комплексного анализа вопроса об административной ответственности за нарушение законодательства о недрах.

Основанием для наступления административной ответственности является совершение административного правонарушения при виновном поведении. Административным правонарушением признается противоправное, виновное действие (бездействие) физического или юридического лица, за которое Кодексом Российской Федерации об административных правонарушениях (КоАП РФ) [1] или законами субъектов Российской Федерации об административных правонарушениях установлена административная ответственность.

Административную ответственность горного предприятия можно рассматривать в следующих сферах: финансовой и налоговой, предпринимательской, экологической, природоресурсной и промышленной безопасности, а также в сфере недропользования – каждая из них требует специального исследования.

Тараненко Николай Александрович – старший преподаватель кафедры антикризисного управления и оценочной деятельности. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: Antanta07@List.ru

Объект административного правонарушения в сфере недропользования – охраняемые законом общественные отношения по использованию и охране недр, на которые направлено административное правонарушение.

В КоАП РФ содержится девять составов правонарушений в семи статьях, которые непосредственно относятся к недропользованию (табл. 1).

Проведем краткий анализ видов правонарушения, требующих дополнительных пояснений, выявим их состав, санкции и условия привлечения юридических лиц – горных предприятий.

В соответствии со ст. 7.3, ч. 2 КоАП РФ, если пользователь недр нарушил существенные условия лицензии, к нему наряду с применением мер административной ответственности может быть применена такая принудительная мера, как прекращение права пользования недрами (ст. 20 Закона РФ «О недрах») [2]. Пользование недрами без разрешения (лицензии) следует расценивать как самовольное. Самовольное пользование недрами прекращается без возмещения затрат, произведенных за время незаконного пользования.

Под пользованием недрами с нарушением условий, предусмотренных разрешением (лицензией), понимается: изменение целевого назначения работ, связанных с пользованием недрами; невыполнение недропользователем установленного в лицензии срока, в течение которого он (недропользователь) должен был приступить к пользованию недрами в предусмотренных объемах; невыполнение условий реализации, установленных законодательством, стандартами (нормами, правилами) по охране недр и окружающей природной среды, безопасному ведению работ.

Особенность нормативного закрепления юридических составов административных правонарушений за нарушение законодательства о недрах заключается в том, что одна часть названных составов административных правонарушений характерна только для отношений в области использования и охраны недр (ст. 7.2–7.5, 7.10, 8.9–8.11, 8.17–8.19 КоАП РФ), другая часть носит общеотраслевой либо межотраслевой характер (ст. 8.1, 8.4–8.7, 8.13, 8.21, 9.1, 19.4–19.6 КоАП РФ), а потому они нашли свое закрепление в нескольких главах КоАП РФ.

Согласно ст. 7.4 КоАП РФ, застройка площадей залегания полезных ископаемых без разрешения считается таковой в следующих случаях: строительство (реконструкция) объектов на площадях залегания полезных ископаемых начато или ведется вообще без получения официального разрешения компетентных органов; разрешение имеется, но оно получено с нарушением установленного порядка его приобретения; застройка ведется с нарушением оговоренных условий; застройка ведется по разрешению, которое не переоформлено в случаях, когда такое переоформление является обязательным. Соблюдение правил собственно застройки площадей залегания полезных ископаемых при отсутствии разрешения на застройку не устраняет незаконности самой застройки. Нарушения, выразившиеся в необеспечении требований к сохранности зданий и сооружений при пользовании недрами, могут быть совершены как умышленно, так и по неосторожности.

В соответствии со ст. 8.7, ч. 1 КоАП РФ, несвоевременное выполнение обязанностей состоит в совершении действий по приведению временно занимаемых земель в пригодное состояние, но после истечения срока, на который они были предоставлены договором аренды, если этот срок не был продлен в установленном порядке. Земли должны быть приведены в порядок по завершении изыскательских работ, в том числе проводимых путем почвенных, агрохимических, геоботанических, геоморфологических, геологических, химических и иных необходимых обследований.

Ст. 23 Закона Российской Федерации «О недрах» в число основных требований по рациональному использованию и охране недр включает обеспечение наи-

Таблица 1

Основные составы правонарушений юридическими лицами законодательства о недрах

Статья КоАП РФ	Состав правонарушения	Санкции, р.
7.3, ч. 1	Пользование недрами без лицензии на пользование недрами	800 000–1 000 000
7.3, ч. 2	Пользование недрами с нарушением условий, предусмотренных лицензией на пользование недрами, и(или) требований утвержденного в установленном порядке технического проекта	300 000–500 000
7.4	Застройка площадей залегания полезных ископаемых, в том числе размещение в местах их залегания подземных сооружений без разрешения, необеспечение сохранности зданий, сооружений, а также особо охраняемых территорий и объектов окружающей среды при пользовании недрами	100 000–200 000
7.10	Самовольная уступка права пользования землей, недрами, лесным участком или водным объектом, равно как и самовольная мена земельного участка	10 000–20 000
8.7, ч. 1	Невыполнение или несвоевременное выполнение обязанностей по рекультивации земель при разработке месторож-. дений полезных ископаемых (включая общераспространенные полезные ископаемые), осуществлении строительных, мелиоративных, изыскательских и иных работ	400 000–700 000
8.9	Нарушение требований по охране недр и гидроминеральных ресурсов, которое может вызвать загрязнение недр и гидроминеральных ресурсов либо привести месторождение полезных ископаемых и гидроминеральных ресурсов в состояние, непригодное для разработки	300 000–500 000
8.10, ч. 1	Выборочная (внепроектная) отработка месторождений полезных ископаемых, приводящая к необоснованным потерям запасов полезных ископаемых, разубоживание полезных ископаемых, равно как и иное нерациональное использование недр, ведущее к сверхнормативным потерям при добыче полезных ископаемых или при переработке минерального сырья	800 000–1 000 000
8.10, ч. 2	Невыполнение требований по проведению маркшейдерских работ, проведению дегазации при добыче (переработке) угля (горючих сланцев), приведению ликвидируемых или консервируемых горных выработок и буровых скважин в состояние, обеспечивающее безопасность населения и окружающей среды, либо требований по сохранности месторождений полезных ископаемых, горных выработок и буровых скважин на время их консервации	800 000–1 000 000
8.11	Нарушение правил и требований проведения работ по геологическому изучению недр, могущее привести или приведшее к недостоверной оценке разведанных запасов полезных ископаемых либо условий для строительства и эксплуатации предприятий по добыче полезных ископаемых, а также подземных сооружений, не связанных с добычей полезных ископаемых, равно как и утрата геологической документации, дубликатов проб полезных ископаемых и керна, которые необходимы при дальнейшем геологическом изучении недр и разработке месторождений	300 000–500 000

более полного извлечения из недр запасов полезных ископаемых, охрану месторождений полезных ископаемых от затопления, обводнения, пожаров и других факторов, снижающих качество полезных ископаемых и промышленную ценность месторождений или осложняющих их разработку. Потери при добыче полезных ископаемых подразделяются на нормативные и сверхнормативные. К нормативным относятся потери, технологически связанные с принятой схемой и технологией разработки месторождения. Сверхнормативные потери полезных ископаемых определяются как разность между фактическими и нормативными потерями. Объем фактических потерь определяется маркшейдерской, геологической и технологическими службами предприятий не менее одного раза в год. При отсутствии утвержденных в установленном порядке нормативов потерь все фактические потери полезных ископаемых относятся к сверхнормативным до утверждения нормативов потерь.

По истечении срока действия лицензии или при досрочном прекращении пользования недрами предприятия по добыче полезных ископаемых подлежат ликвидации или консервации. При полной или частичной ликвидации или консервации предприятия либо подземного сооружения горные выработки и буровые скважины должны быть приведены в состояние, обеспечивающее безопасность жизни и здоровья населения, охрану окружающей природной среды, зданий и сооружений, а при консервации – также сохранность месторождений, горных выработок и буровых скважин на все время консервации (ст. 26 Закона РФ «О недрах»).

Согласно ст. 8.11 КоАП РФ, требования по геологическому изучению по каждому участку недр закрепляются в лицензии на право пользования недрами в зависимости от особенностей участка. Основные правила и требования к геологическому изучению недр закреплены в Законе Российской Федерации «О недрах», а также следуют из Положения о государственном контроле за геологическим изучением, рациональным использованием и охраной недр, утвержденного постановлением Правительства Российской Федерации от 12 мая 2005 г. № 293 [3].

Помимо указанных составов, КоАП РФ предусматривает также правонарушения, связанные с недропользованием, объектами которых являются следующие действия: несоблюдение экологических требований при планировании, технико-экономическом обосновании проектов, проектировании, размещении, строительстве, реконструкции, вводе в эксплуатацию, эксплуатации предприятий, сооружений или иных объектов (ст. 8.1 КоАП РФ); несоблюдение экологических и санитарно-эпидемиологических требований при обращении с отходами производства и потребления или иными опасными веществами (ст. 8.2 КоАП РФ); невыполнение требований законодательства об обязательности проведения государственной экологической экспертизы; финансирование или реализация проектов, программ и иной документации, подлежащих государственной экологической экспертизе и не получивших положительного заключения государственной экологической экспертизы (п. 1 ст. 8.4 КоАП РФ); осуществление деятельности, не соответствующей документации, которая получила положительное заключение государственной экологической экспертизы (п. 2 ст. 8.4 КоАП РФ); сокрытие, умышленное искажение или несвоевременное сообщение полной и достоверной информации о состоянии окружающей природной среды и природных ресурсов, об источниках загрязнения окружающей среды и природных ресурсов или иного вредного воздействия на окружающую среду и природные ресурсы, о радиационной обстановке, равно как и искажение сведений о состоянии земель, водных объектов и других объектов окружающей среды лицами, обязанными сообщать такую информацию (ст. 8.5 КоАП РФ); нарушение порядка предоставления гражданам, юридическим лицам земельных участков, лесов в водо-

охранных зонах и режима их использования (ст. 8.12 КоАП РФ); нарушение правил охраны водных объектов (ст. 8.13, ч. 1 и ч. 2 КоАП РФ); незаконная добыча песка, гравия, глины и иных общераспространенных полезных ископаемых, торфа, сапропеля на водных объектах, осуществление молевого сплава древесины либо нарушение установленного порядка очистки водных объектов от затонувшей древесины и наносов (ст. 8.13, ч. 3 КоАП РФ); нарушение правил водопользования (ст. 8.14 КоАП РФ); нарушение правил захоронения отходов и других материалов во внутренних морских водах, в территориальном море, на континентальном шельфе и(или) в исключительной экономической зоне Российской Федерации (ст. 8.19 КоАП РФ); незаконная передача минеральных и(или) живых ресурсов на континентальном шельфе и(или) в исключительной экономической зоне Российской Федерации (ст. 8.20 КоАП РФ); нарушение требований промышленной безопасности или условий лицензий на осуществление видов деятельности в области промышленной безопасности опасных производственных объектов (ст. 9.1 КоАП РФ); выполнение инженерных изысканий, подготовка проектной документации, строительство, реконструкция, капитальный ремонт объектов капитального строительства без свидетельства о допуске к соответствующим видам работ или с нарушением минимально необходимых требований к выдаче свидетельств о допуске к соответствующим видам работ (ст. 9.5.1 КоАП РФ).

Таблица 2

Сведения о рассмотренных делах об административных правонарушениях о нарушениях законодательства о недрах в 2012–2014 гг.

Статья КоАП РФ		2012 г.	2013 г.	2014 г.
ст. 7.3 ч.1	Должностные лица	5 постановлений по 30 т. р. = 150 т. р.	1 постановление на 30 т. р. = 30 т. р.	2 постановления по 30 т. р. = 60 т. р.
	Юридические лица	–	–	–
ст. 7.3 ч.2	Должностные лица	17 постановлений 345 т. р.	12 постановлений 270 т. р.	7 постановлений 160 т. р.
	Юридические лица	7 постановлений по 300 т. р. = 2100 т. р.	4 постановления по 300 т. р. = 1200 т. р.	7 постановлений по 300 т. р. = 2100 т. р.

Дела об административных правонарушениях рассматриваются в пределах компетенции федеральными органами исполнительной власти, их учреждениями, структурными подразделениями и территориальными органами, а также иными государственными органами, уполномоченными исходя из задач и функций, возложенных на них федеральными законами либо нормативными правовыми актами Президента Российской Федерации или Правительства Российской Федерации.

В соответствии со ст. 23.22 КоАП РФ, органы, осуществляющие государственный геологический контроль (в настоящее время – Федеральная служба по надзору в сфере природопользования), рассматривают дела об административных правонарушениях, предусмотренных ч. 2 ст. 7.2 (об уничтожении и о повреждении наблюдательных режимных скважин на подземных водах, наблюдательных режимных створов на подземных водных объектах, водохозяйственных или водоохранных информационных знаков на подземных водных объектах, а также знаков, определяющих границы водоохранных зон подземных водных объектов), ст. 7.3, ст. 7.10 (в части самовольной уступки права пользования недрами), ст. 8.5 (в части сокрытия или искажения информации о состоянии недр), ст. 8.9, ч. 1 ст. 8.10, ст. 8.11, ч. 1 ст. 8.13 (о нарушениях водоохранного режима на водосборах подземных водных объектов), ч. 1 ст. 8.17, ст. 8.18, ст. 8.19, ст. 8.20 (в части незаконной передачи минеральных ресурсов) КоАП РФ.

Управлением Росприроднадзора по Уральскому федеральному округу, судя по аналитической записке *(Лобанов А. Э. Аналитическая записка за 2012–2014 годы начальника отдела геологического надзора и охраны недр, надзора за земельными ресурсами Департамента Росприроднадзора по Уральскому федеральному округу)*, за три предшествующих года производство по административным делам велось лишь по двум составам правонарушений (табл. 2) [4].

Такие данные говорят либо о законопослушности уральских горняков, либо о слабом контроле со стороны контролирующих органов за недропользованием.

В правовом регулировании отношений в области установления и применения административной ответственности за нарушение законодательства о недрах существует ряд объективных и субъективных сложностей, требующих повышенного внимания: значительное количество нормативных актов, регулирующих отношения в рассматриваемой сфере, множественность органов исполнительной власти, осуществляющих функции государственного управления в области использования и охраны недр, использование в процессе управления недрами принципа двух подходов (развитие регионального законодательства о недрах и административной ответственности, появление новых административных наказаний), все еще имеющиеся грубые нарушения государственной и технологической дисциплины. Так, в Законе Свердловской области «Об административных правонарушениях на территории Свердловской области» от 14 июня 2005 г. № 52-ОЗ [4] административным наказаниям за нарушения законодательства о недрах совершенно не уделено никакого внимания, хотя Урал является одним из первых горнодобывающих районов России и по многим вопросам недродобычи выступает законодателем. К ведению субъектов РФ можно отнести установление административной ответственности за нарушение норм законодательства субъекта РФ о порядке пользования недрами в целях разработки месторождений общераспространенных полезных ископаемых, участками недр местного значения, а также строительства подземных сооружений. Юридические составы этих деяний могли быть определены законом субъекта РФ об административных правонарушениях.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Кодекс Российской Федерации об административных правонарушениях от 30.12.2001. № 195-ФЗ. Доступ из справ.-прав. системы «КонсультантПлюс».

2. Закон Российской Федерации «О недрах» от 21.02.1992 № 2395-1. Доступ из справ.-прав. системы «КонсультантПлюс».

3. Положение о государственном надзоре за геологическим изучением, рациональным использованием и охраной недр, утв. постановлением Правительства Российской Федерации от 12 мая 2005 г. № 293. Доступ из справ.-прав. системы «КонсультантПлюс».

4. Закон Свердловской области «Об административных правонарушениях на территории Свердловской области» от 14 июня 2005 года № 52-ОЗ. Доступ из справ.-прав. системы «КонсультантПлюс».

Поступила в редакцию 25 мая 2016 года

ADMINISTRATIVE RESPONSIBILITY OF A MINING ENTERPRISE: ELEMENTS AND TERMS OF PROSECUTION

Taranenko N. A. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: Antanta07@List.ru

The article examines legislative and regulatory framework and measures of administrative legal regulation of social relations in the sphere of subsoil use and protection, the institute of administrative responsibility of enterprises-subsoil users and their managers for the violation of special federal and regional subsoil laws. Legal entities are considered as collective parties of administrative law, which is an innovation in administrative law of modern Russia. On the basis of this, some peculiarities of prosecution and measures of punishment for enterprises – legal entities are revealed. To the peculiarities in question refer: administrative fine, administrative violation instrument or subject confiscation, as well as administrative business interruption for up to 90 days, which results from the nature of the given liable party. Application

of punishment to managers of enterprises is discussed as to company officials. It has been affirmed that not all the managers are officials. The analysis of elements of offences is given, and records of administrative offences of mining law in the Ural Federal District, which have been reviewed by Federal Service for Supervision of Natural Resource Usage.

Key words: administrative responsibility; subsoil law; mining legal relations; regulatory legal acts in the sphere of subsoil use; administrative business interruption; legislative innovation; mineral production.

REFERENCES

1. Code of the Russian Federation on Administrative Offences of 30th December, 2001, no. 195-FZ. Access from “ConsultantPlus” legal reference system. (In Russ.)
2. Law of the Russian Federation “About the subsoil” of 21st February, 1992, no. 2395-1. Access from “ConsultantPlus” legal reference system. (In Russ.)
3. Regulation on the state oversight of the geological study efficient use and protection of subsoil, approved by the Regulation of the Government of the Russian Federation of 12th May, 2005, no. 293. Access from “ConsultantPlus” legal reference system. (In Russ.)
4. Law of Sverdlovsk region “About administrative offences at the territory of Sverdlovsk region” of 14th June, 2005, no. 52-OZ. Access from “ConsultantPlus” legal reference system. (In Russ.)

УДК 658.1

ОСНОВНЫЕ ПРОБЛЕМЫ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ФИНАНСОВОЙ УСТОЙЧИВОСТИ РОССИЙСКИХ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

ДОЛГИХ Ю. А.

В статье представлена современная структура российской железорудной и сталелитейной промышленности. Рассматриваются основные аспекты осуществления экспортных и внутренних поставок товарной железорудной продукции, особое внимание уделяется анализу ценового тренда на мировом и российском рынках железорудного сырья с описанием ключевых причинных факторов. Анализируется динамика объемов российского производства товарной железорудной продукции, стали и чугуна, при этом обосновывается циклический характер этой динамики. Выделены основные внутриотраслевые проблемы, а также наиболее существенные внешние угрозы обеспечения финансовой устойчивости российских железорудных предприятий. Структурно они представлены в виде SWOT-анализа, а их негативное влияние находит отражение в отрицательной динамике важнейших финансово-экономических показателей деятельности российских железорудных предприятий в период 2010–2015 гг. В контексте выявленных внутриотраслевых проблем и внешних угроз сформулированы основные тенденции развития российской железорудной промышленности на современном этапе и в среднесрочной перспективе.

Ключевые слова: ***финансовая устойчивость предприятия; железорудная промышленность; мировой рынок; цены на железорудное сырье; внутриотраслевые проблемы; угрозы внешней среды; кризис перепроизводства; тенденции развития.***

Россия находится на первом месте в мире по общим и подтвержденным запасам железной руды. Запасы известных месторождений составляют более 100 млрд т, ресурсы наиболее достоверной категории P_1 оцениваются в 95,3 млрд т [1]. Отличительными особенностями российской железорудной базы являются:

– в основном низкое качество руд, содержание железа большей части запасов варьируется в пределах 16–40 %; доля высококачественных, не требующих обогащения руд с содержанием железа более 58 % составляет всего 12,4 % от общих запасов российских руд;

– сложные горно-геологические условия разработки месторождений (значительная глубина залегания рудных тел, сложный минеральный состав и высокая прочность руд);

– неблагоприятное расположение железорудных месторождений и горно-добывающих предприятий относительно металлургических заводов-потребителей; 3/4 объемов товарных железных руд производится в европейской части России, тогда как 2/3 металлургических предприятий расположены на Урале и в Западной Сибири.

Имея внушительную минерально-сырьевую базу, Россия в настоящее время занимает пятое место в мире по производству товарной железорудной продукции и седьмое место – по объемам ее экспорта. Экспортные поставки составляют около четверти производимой в стране железорудной продукции (рис. 1) [1–4].

Долгих Юлия Александровна – старший преподаватель кафедры финансов, денежного обращения и кредита. 620002, г. Екатеринбург, ул. Мира, 19, Уральский федеральный университет. E-mail: rimdm@rambler.ru

В структуре российского выпуска товарной железорудной продукции традиционно наибольшую долю занимает выпуск железорудного концентрата (57 %), затем – железорудных окатышей (33 %), агломерата (5 %) и аглоруды (5 %).

Более 90 % объемов выпуска данных видов железорудной продукции обеспечивают восемь крупных вертикально интегрированных холдинговых компаний, представляющих основу современной российской черной металлургии и объединяющих в себе горнорудный и металлургический сегменты бизнеса (рис. 2). Большинство холдинговых компаний (шесть из восьми) являются экспортоориентированными в отношении железорудного сырья. Исключение составляют ОАО «ММК» и ООО УК «Промышленно-металлургический холдинг», железорудная продукция которых полностью потребляется внутри бизнес-структуры [5].

Российская железорудная промышленность характеризуется высокой степенью концентрации производства: около 70 % продукции производится пятью крупнейшими ГОКами страны (Лебединским, Михайловским, Стойленским, Качканарским, АО «Карельский окатыш»).

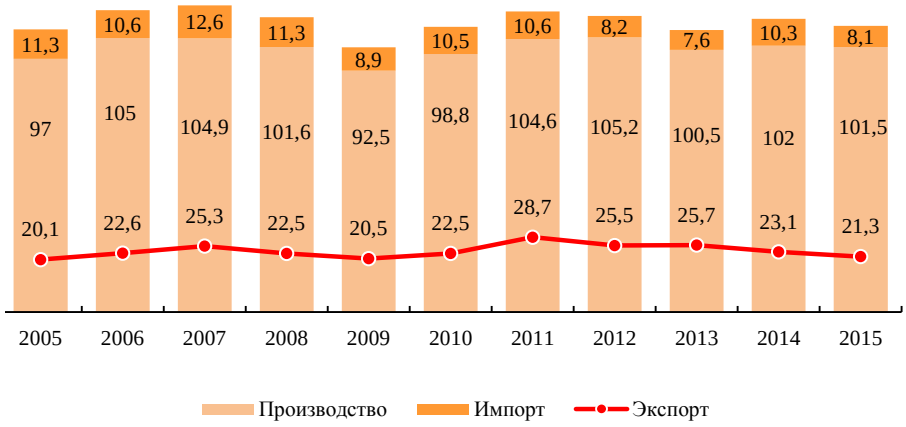

Рис. 1. Динамика российского производства товарных железных руд, их импорта и экспорта в 2005–2015 гг., млн т

Представленные на рис. 2 холдинговые компании обеспечивают около 92 % общероссийских объемов производства чугуна и готового металлопроката. Таким образом, бóльшая часть российских металлургических комбинатов полностью или частично обеспечена собственным железорудным сырьем благодаря тому, что в активы контролирующих их холдинговых компаний входят горнообогатительные комбинаты. В связи с этим основная часть железорудного сырья потребляется внутри холдинговых структур (более 3/4 общероссийских поставок на внутренний рынок) и не поставляется на свободный рынок.

АО «Михайловский ГОК» и АО «Лебединский ГОК» – единственные в России железорудные предприятия, реализующие бóльшую часть своей продукции на свободном рынке (их совокупная доля на российском свободном рынке превышает 80 %). Основными покупателями товарного железорудного сырья на российском свободном рынке являются Западно-Сибирский МК, ММК, Челябинский МК, ПАО «Тулачермет».

Экспортные поставки составляют 25 % от общего объема реализуемой железорудной продукции. Основными поставщиками российского железорудного сы-

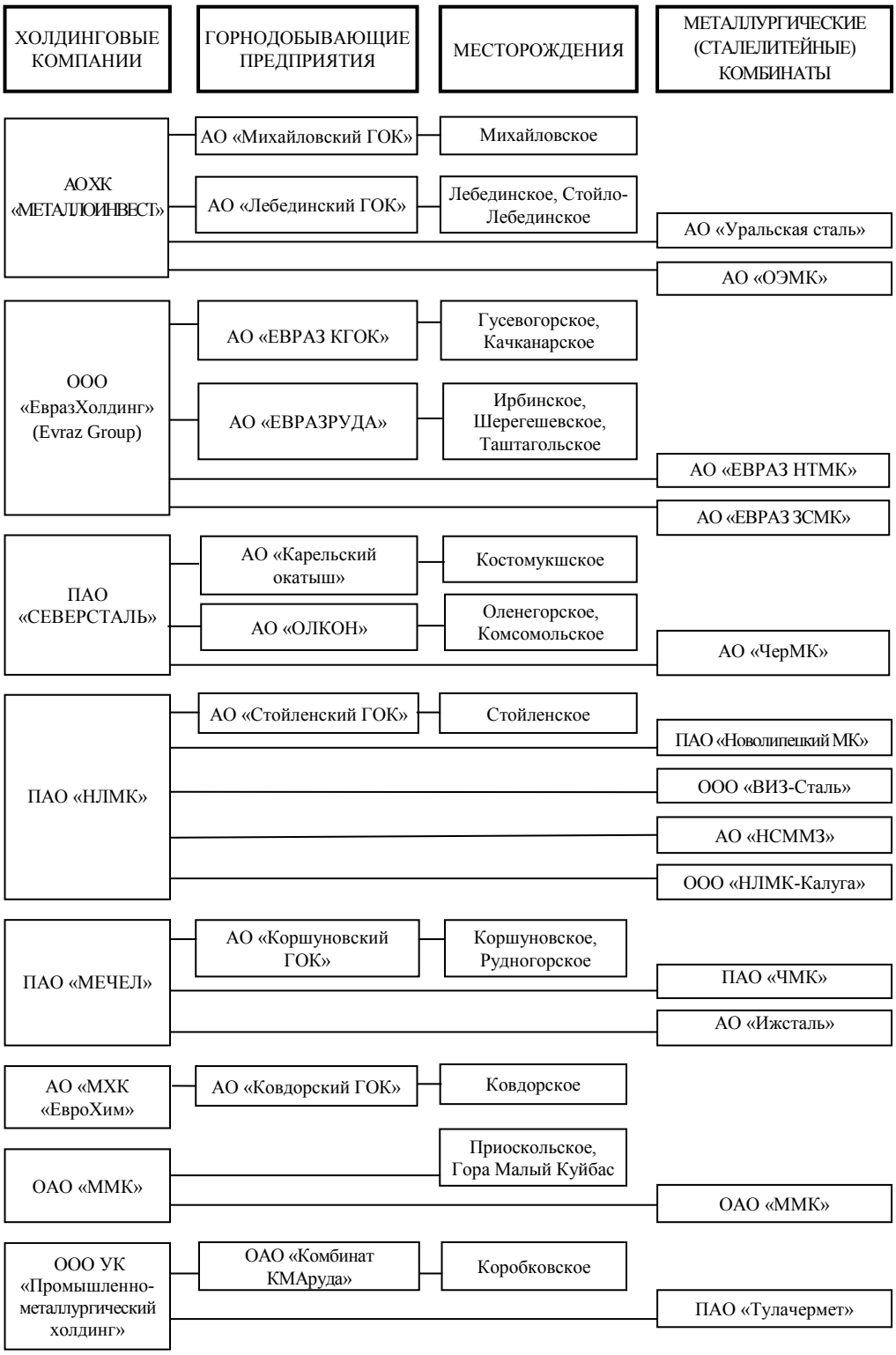

Рис. 2. Современная структура российской железорудной и сталелитейной промышленности

рья за рубеж являются АО «Михайловский ГОК», АО «Лебединский ГОК», АО «Карельский окатыш», АО «Стойленский ГОК». Ключевые направления экспорта – Китай (с преобладающей долей поставок 37 %), Украина (14 %), Словакия (12 %), Турция (8 %), Великобритания (5 %), Чехия (5 %), Япония (5 %) [2].

Несмотря на то что в 2014–2015 гг. значительную поддержку российским экспортерам железорудного сырья оказала существенная девальвация рубля, заметно сместив вниз порог рентабельности при продажах на внешние направления, объемы экспортных поставок на протяжении 2013–2015 гг. перманентно снижались ввиду профицита железорудного сырья на мировом рынке и острой конкуренции. В 2015 г. экспортные поставки из России железорудного концентрата, окатышей и аглоруды сократились суммарно на 16,4 % относительно 2014 г., в том числе экспорт железорудного концентрата снизился на 3,9 %; экспорт более дорогостоящих железорудных окатышей – на 27,5 %; экспорт менее востребованной на мировом рынке аглоруды – на 67 % [4, 6].

Из этого следует, что в современных условиях негативной конъюнктуры мирового рынка железорудного сырья для российских предприятий железорудной промышленности все более привлекательным направлением сбыта продукции становится внутренний рынок. На российском свободном рынке основной объем железорудного концентрата и окатышей отгружается по долгосрочным контрактам, в которых прописана формула ежемесячного изменения цены. В этой формуле используются два показателя – изменение индекса Platts (основного индикатора китайского спотового рынка железорудного сырья) и изменение валютного курса за предыдущий месяц. Поставки аглоруды и агломерата в связи с меньшей емкостью этих рыночных сегментов (по сравнению с сегментами концентрата и окатышей) осуществляются по ценам, устанавливаемым по итогам переговорного процесса.

Рис. 3. Динамика цен на основные виды торгуемого железорудного сырья на внутреннем российском рынке в 2014–2016 гг., р./т без НДС, FCA

Динамика цен на основные виды торгуемого железорудного сырья на внутреннем российском рынке в 2014–2016 гг. представлена на рис. 3 (FCA – Free Carrier, поставка свободного от вывозных пошлин товара перевозчику, которого назначает покупатель, в указанном месте, термин Инкотермс) [7].

В течение всего 2014 г. наблюдался устойчивый ценопонижательный тренд, в результате которого по итогам года цены на железорудный концентрат снизились на 24 %, на железорудные окатыши – на 26 %. Такое снижение цен было

обусловлено падением индекса Platts вследствие неблагоприятной конъюнктуры мирового рынка. Из-за перманентного наращивания объемов добычи мировыми производителями железной руды в условиях дефицита спроса котировки железорудного сырья на спотовом рынке Китая снизились в 2014 г. на 28 %, в 2015 г. – на 43 %. Кроме того, согласно прогнозным данным, на мировом рынке железорудного сырья в среднесрочной перспективе сохранится избыток предложения и новых стимулов для существенного роста цен не предвидится (рис. 4, CFR – Cost and Freight, доставка товара до порта назначения без выгрузки, термин Инкотермс) [4, 8].

На российском рынке в период с января по ноябрь 2015 г. цены на железорудное сырье в целом характеризовались положительной динамикой (особенно в сегменте железорудных окатышей, где рост цен за этот период составил 36 %) по причине того, что существенная девальвация рубля компенсировала негативную динамику индекса Platts. Далее, с ноября 2015 г. по январь 2016 г., вновь произошло снижение цен в среднем на 23 % вследствие укрепления национальной валюты и сокращения индекса Platts. С начала 2016 г. на российском рынке железорудного сырья в целом сохраняется восходящий тренд, чему способствует незначительное улучшение конъюнктуры мирового рынка (рост индекса Platts) и ослабление национальной валюты.

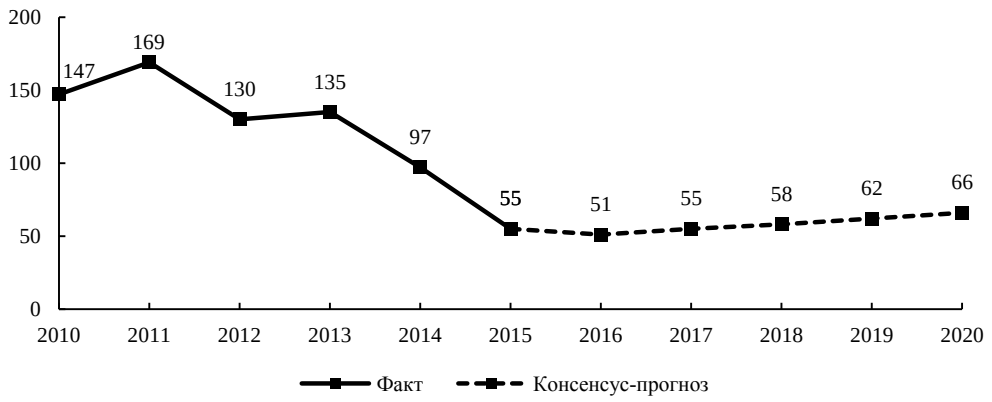

Рис. 4. Ретроспективная и прогнозная динамика цен на железную руду (Китайский спотовый рынок; цена на условиях CFR Китай, 62 % Fe, долл./т)

Кроме динамики цен важным индикатором, характеризующим российскую железорудную отрасль, является динамика производственных показателей. Объемы производства товарного железорудного сырья зависят от уровня внутреннего спроса со стороны предприятий российской сталелитейной промышленности, развитие которой носит циклический характер. Это подтверждают данные, представленные в табл. 1 [4, 6, 9].

Циклический характер динамики производства чугуна и стали, а следовательно, и товарного железорудного сырья, обусловлен тем, что спрос на продукцию черной металлургии подвержен влиянию глобальных циклов экономической активности в связи с тем, что в структуре потребления металлопроката из черных металлов основную долю занимают строительная отрасль (36 %) и трубная промышленность (23 %). Остальная часть приходится на производство метизов и металлоконструкций (12 %), машин и оборудования (9 %), бытовой техники (4 %), автомобилестроение (3 %) и прочие сферы потребления (13 %) [10].

Такая структура драйверов потребления черных металлов объясняет циклические колебания в объемах производства продукции российской черной металлургии: спад в период мирового финансового кризиса 2008–2009 гг., далее медленное восстановление и приближение к докризисным объемам в 2011–2012 гг., затем – снова спад объемов производства в 2013 г. (вследствие профицита предложения черных металлов).

Таблица 1

Объемы российского производства товарной железорудной продукции, стали и чугуна в 2007–2015 гг., млн т

Продукция	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015
Товарные железные руды: всего	104,9	101,6	92,5	98,8	104,6	105,2	100,5	102,0	101,5
железорудный концентрат товарный	58,9	57,6	51,8	53,9	58,4	58,9	57,2	59,5	58,2
железорудные окатыши товарные	31,4	29,9	27,1	30,5	31,1	31,7	32,1	32,5	33,1
агломерат	4,3	4,1	3,9	4,0	4,5	4,7	4,5	4,9	4,9
аглоруда	4,7	4,5	4,2	4,9	4,9	4,4	4,4	4,6	4,8
Сталь	72,4	68,7	59,4	66,8	68,1	70,4	68,9	70,5	69,4
Чугун	51,5	48,3	44,0	48,0	48,0	50,5	49,9	51,5	53,7

В 2014 г. сектор черной металлургии продемонстрировал на общем фоне стагнирующего ВВП относительно неплохие производственные результаты. Выпуск чугуна и стали увеличился по сравнению с 2013 г. в среднем на 2,8 %. Однако в 2015 г. объемы производства товарных железных руд и выплавки стали снизились соответственно на 0,5 и 1,6 %. Это произошло из-за значительного падения внутреннего спроса со стороны строительного сектора и ряда металлоемких отраслей промышленности. В 2015 г. объем потребления металлопроката из черных металлов на внутреннем российском рынке снизился на 9 % по сравнению с 2014 г., при этом на 12 % уменьшился спрос со стороны крупнейшего потребителя проката – строительной промышленности, и на 25 % – со стороны сектора автомобилестроения [11].

В 2015 г. российский строительный рынок продемонстрировал наибольший спад за последние 10 лет, что было вызвано завершением реализации ФЦП «Жилище» (2011–2015 гг.), недостатком инвестиций, сокращением ипотечного кредитования и реальных доходов населения. Сокращение объемов строительства вызывает снижение уровня спроса на сталь. Кроме этого, снижение покупательной способности на потребительском рынке также негативно отражается на внутреннем спросе на изделия из металлов (автомобили, бытовую технику, упаковку и пр.) [12].

Помимо сокращения внутреннего спроса, необходимо отметить еще один деструктивный фактор, ограничивающий потенциал роста объемов металлургической продукции, – это ограничение внешних рынков и введение защитных мер,

которые во многом закрывают зарубежные рынки для российских металлургических компаний (рынки США, Канады, стран Евросоюза) [11].

Среднесрочные перспективы развития российской черной металлургии являются неблагоприятными из-за отсутствия системных источников роста, санкционных ограничений и замедления темпов роста мировой и национальной экономики. В ближайшей среднесрочной перспективе можно ожидать небольшой рост

Таблица 2

Современное состояние российской железорудной промышленности

Сильные стороны:	**Возможности со стороны внешней среды:**
• обширная минерально-сырьевая база; • наличие крупных вертикально-интегрированных структур (холдингов), объединяющих горнорудный и металлургический сегменты бизнеса (приоритет сбыта железорудного сырья внутри бизнес-структуры); • доступ к финансовым ресурсам, генерируемым управляющими компаниями; • развитая инфраструктура большинства горно-обогатительных комбинатов, включающая объекты электроэнергетики и транспорта; • снижение издержек производства в валютном эквиваленте вследствие девальвации российского рубля.	• возможности роста спроса на металлопродукцию (а значит, и на железорудное сырье) вследствие повышения темпов развития российского оборонно-промышленного и топливно-энергетического комплексов, а также реализации федеральных инфраструктурных проектов (Чемпионат мира по футболу-2018; Универсиада в Красноярске-2019; строительство Керченского моста; модернизация БАМа и Транссиба и др.); • расширение применения энергоэффективных и экологически дружелюбных технологий в городском строительстве, что способствует росту использования стали как одного из основных конструкционных материалов.
Слабые стороны:	**Угрозы со стороны внешней среды:**
• низкое содержание железа (16–40 %) в большей части запасов железных руд; ухудшение качества добываемой железной руды в ходе отработки месторождений; • повышение трудоемкости и себестоимости добычи руды вследствие осложнения горно-геологических и горнотехнических условий по мере эксплуатации месторождений; • географическая разобщенность железорудных месторождений и металлургических комбинатов; • высокая степень износа основных производственных фондов; • высокая зависимость от импорта горного оборудования вследствие неразвитости собственного горного машиностроения; • низкий уровень производительности труда; • слабая степень внедрения новых ресурсо- и энергоэффективных технологий производства.	• рецессия мировой экономики, снижение спроса со стороны Китая – основного потребителя экспортируемого железорудного сырья; • снижение цен на железорудное сырье на мировом и российском рынках; • повышение рыночных требований к качеству выпускаемого железорудного сырья; • геополитическая нестабильность; • снижение платежеспособного спроса со стороны российских потребителей металлопродукции вследствие кризисной экономической ситуации; • высокие темпы инфляции, значительный рост цен и тарифов на услуги естественных монополий; • высокие ставки по кредитам; • высокая налоговая нагрузка, рост платы за недропользование и негативное воздействие на окружающую среду.

спроса на металлопродукцию вследствие реализации федеральных инфраструктурных проектов, в том числе в рамках подготовки Чемпионата мира по футболу–2018, Универсиады в Красноярске–2019, строительства Керченского моста, модернизации БАМа и Транссиба. Однако это точечные драйверы роста, действие которых ограничено сроками реализации проектов строительства. Если же

говорить о системных и долгосрочных источниках роста спроса на черные металлы, то они ограничиваются лишь спросом со стороны отечественных трубопрокатных и оборонных предприятий. Этих драйверов развития недостаточно, чтобы

Таблица 3

Динамика относительных финансово-экономических показателей деятельности российских железорудных предприятий в 2010–2015 гг.

Предприятие	2010	2011	2012	2013	2014	2015
Коэффициент текущей ликвидности (норматив > 2)						
АО «Михайловский ГОК»	6,6	5,9	9,1	2,2	1,6	11,4
АО «Лебединский ГОК»	0,6	0,5	0,4	0,9	1,3	0,2
АО «Стойленский ГОК»	4,9	11,1	15,4	14,6	2,8	4,1
АО «ЕВРАЗ КГОК»	5,3	1,9	4,2	2,3	4,2	2,5
АО «ЕВРАЗРУДА»	0,2	0,5	0,4	0,8	0,3	0,3
АО «Карельский окатыш»	6,4	1,5	1,5	1,6	1,0	1,1
АО «ОЛКОН»	1,5	0,6	5,1	10,1	2,4	2,9
АО «Ковдорский ГОК»	2,3	2,7	4,0	6,4	0,7	0,6
АО «Коршуновский ГОК»	6,8	7,8	9,6	5,8	6,0	9,9
ОАО «Комбинат КМАруда»	6,5	0,3	0,1	0,3	0,5	0,3
Коэффициент финансовой независимости (норматив > 0,5)						
АО «Михайловский ГОК»	0,8	0,8	0,7	0,7	0,5	0,7
АО «Лебединский ГОК»	0,2	0,2	0,2	0,3	0,3	0,3
АО «Стойленский ГОК»	0,9	0,9	0,9	0,9	0,7	0,8
АО «ЕВРАЗ КГОК»	0,9	0,9	0,9	0,8	0,9	0,9
АО «ЕВРАЗРУДА»	0,2	0,2	0,0	0,1	0,0002	0,1
АО «Карельский окатыш»	0,9	0,6	0,5	0,6	0,4	0,3
АО «ОЛКОН»	0,5	0,6	0,9	0,9	0,9	0,8
АО «Ковдорский ГОК»	0,8	0,8	0,9	0,9	0,4	0,2
АО «Коршуновский ГОК»	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9
ОАО «Комбинат КМАруда»	0,7	0,3	0,6	0,6	0,6	0,5
Коэффициент обеспеченности оборотного капитала собственными источниками финансирования (норматив ≥ 0,1)						
АО «Михайловский ГОК»	0,4	0,5	0,02	–0,4	–0,8	–0,02
АО «Лебединский ГОК»	–6,8	–5,4	–7,0	–8,3	–2,9	–11,5
АО «Стойленский ГОК»	0,8	0,9	0,9	0,9	0,6	0,5
АО «ЕВРАЗ КГОК»	0,8	0,3	0,6	0,5	0,7	0,5
АО «ЕВРАЗРУДА»	–3,4	–1,9	–5,1	–2,3	–3,9	–3,8
АО «Карельский окатыш»	0,8	0,3	0,3	0,4	–0,2	0,1
АО «ОЛКОН»	–0,01	–0,6	0,7	0,8	0,3	0,3
АО «Ковдорский ГОК»	0,4	0,5	0,6	0,7	–0,5	–0,7
АО «Коршуновский ГОК»	0,8	0,9	0,9	0,8	0,8	0,9
ОАО «Комбинат КМАруда»	0,5	–2,8	–7,7	–2,3	–1,2	–5,7
Рентабельность продаж, %						
АО «Михайловский ГОК»	47,5	54,3	45,3	45,4	35,2	33,2
АО «Лебединский ГОК»	58,9	65,0	56,8	51,9	44,6	42,5
АО «Стойленский ГОК»	65,0	71,0	62,1	61,3	56,4	45,6
АО «ЕВРАЗ КГОК»	51,4	59,2	38,1	33,6	27,4	29,3
АО «ЕВРАЗРУДА»	8,2	15,2	–14,1	–7,6	–18,6	–5,2
АО «Карельский окатыш»	44,8	44,7	30,3	28,0	26,9	20,7
АО «ОЛКОН»	37,0	43,3	27,7	14,5	0,8	–8,0
АО «Ковдорский ГОК»	41,4	52,6	42,1	42,5	33,6	48,6
АО «Коршуновский ГОК»	44,3	47,4	15,4	14,6	2,7	–21,1
ОАО «Комбинат КМАруда»	29,6	44,8	36,7	32,9	17,6	11,7

поддерживать устойчивый рост объемов производства в российской черной металлургии. Как следствие, металлургические компании вынуждены сегодня рассматривать возможности снижения производства и закрытия наименее эффективных мощностей, что оказывает негативное влияние на финансовую и экономическую устойчивость предприятий отечественной железорудной промышленности.

Учитывая влияние перечисленных тенденций, состояние, в котором находится современная российская железорудная промышленность, структурно представим в виде SWOT-анализа (табл. 2).

Как видно из табл. 2, современная российская железорудная промышленность находится в весьма неустойчивом состоянии, обусловленном, с одной стороны, наличием системных внутриотраслевых проблем, а с другой – негативным воздействием факторов внешней среды, представляющих серьезную угрозу функционированию российских железорудных предприятий. Доказательством является отрицательная динамика важнейших финансово-экономических показателей их деятельности (табл. 3).

В контексте выявленных внутриотраслевых проблем и внешних угроз обеспечению финансовой устойчивости российских железорудных предприятий автором сформулированы следующие основные тенденции развития российской железорудной промышленности на современном этапе и в среднесрочной перспективе:

– снижение объемов производства железорудной продукции вследствие сокращения спроса на мировом и российском рынке;

– оптимизация избыточных производственных мощностей;

– перевод вспомогательных и обслуживающих бизнес-процессов на аутсорсинг;

– отчуждение непрофильных активов (в том числе социального назначения) в результате их реализации или безвозмездной передачи в собственность муниципалитетов;

– рост импортозамещения (в отношении основных фондов, запчастей, материалов) вследствие нехватки финансовых ресурсов;

– расширение применения лизинговых схем при решении проблемы воспроизводства основных фондов;

– необходимость в повышении качества выпускаемой железорудной продукции, изменении товарного сортамента путем увеличения производства высокомаржинальной продукции с высокой добавленной стоимостью (сушеный концентрат, дообогащенный концентрат, железорудные окатыши, горячебрикетированное железо);

– снижение негативного воздействия на окружающую среду, внедрение систем менеджмента качества продукции, экологического менеджмента, сертифицированных в соответствии с международными стандартами ISO;

– необходимость в максимальном сокращении издержек производства, ресурсо- и энергосбережении, оптимизации численности персонала;

– ограничение количества реализуемых инвестиционных проектов; при необходимости прирост мощностей в железорудной промышленности будет осуществляться в основном за счет реконструкции и модернизации действующих объектов.

Эти тенденции свидетельствуют о наступлении «не лучших времен» для российской железорудной промышленности. Кризис глобального перепроизводства железорудного сырья, характерный для современных рынков (мирового и российского), является ключевым драйвером возникновения и развития серьезных проблем обеспечения финансовой устойчивости российских железорудных предприятий.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2013 году: Государственный доклад Минприроды России. М.: Минерал-Инфо, 2014. 117 с.

2. Таможенная статистика внешней торговли. Федеральная таможенная служба [Электронный ресурс]. URL: http://www.customs.ru/

3. Социально-экономическое положение России. 2015 год. Федеральная служба государственной статистики (Росстат) [Электронный ресурс]. URL: http://www.gks.ru/free_doc/doc_2015/social/osn-12-2015.pdf

4. Годовой отчет ОАО «Стойленский ГОК» по итогам работы за 2015 год [Электронный ресурс]. URL: http://www.sgok.ru/uploads/files/Otchet_2015.pdf

5. Долгих Ю. А., Слепухина Ю. Э. Рыночные риски функционирования экспортно ориентированных железорудных компаний России // Управление риском. № 3. 2016. С. 11–23.

6. Годовой отчет ОАО «Стойленский ГОК» по итогам работы за 2014 год [Электронный ресурс]. URL: http://www.sgok.ru/info/exposure/quarterly_report/

7. Информационные материалы портала «Металл Эксперт» [Электронный ресурс]. URL: http://metalexpert-group.com/

8. Годовой отчет АО «ХК «Металлоинвест» за 2015 год [Электронный ресурс]. URL: http://www.metalloinvest.com/investors/reports/

9. Производство основных видов продукции металлургического производства. Федеральная служба государственной статистики (Росстат) [Электронный ресурс]. URL: http://www.gks.ru/

10. Развитие российской металлургии в 2014 году. Отраслевой отчет «Национального Рейтингового Агентства» [Электронный ресурс]. URL: http://www.ra-national.ru/sites/default/files/other/metallurg_2014.pdf

11. Стенограмма вступительного слова председателя Правительства РФ Д. А. Медведева на совещании «О развитии производств высоких переделов в черной и цветной металлургии», Пермь, 30.03.2016 [Электронный ресурс]. URL: http://government.ru/news/22378/

12. Обзор рынка черной металлургии. Сентябрь 2015 г. Аналитический обзор [Электронный ресурс]. URL: http://www2.deloitte.com/

Поступила в редакцию 27 сентября 2016 года

MAIN PROBLEMS IN MAINTAINING FINANCIAL STABILITY OF IRON ORE INDUSTRY

Dolgikh Iu. A. – Ural Federal University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: rimdm@rambler.ru

The article introduces modern structure of Russian iron ore and steel industries. The article examines main aspects of performing export and domestic supply of commercial iron ore output; special attention is given to the analysis of price trend line in world and Russian markets of iron ore with the definition of key cause factors. The commercial iron ore output production level in Russia is analyzed, steel and cast iron, with that, cyclic character of the dynamics is proved. Main intra-industry problems are singled out, as well as most significant external hazards of maintaining financial stability of Russian iron ore enterprises. They are structurally represented as SWOT-analysis, and their negative impact is reflected in negative dynamics of crucial financial-economic indices of Russian iron ore enterprises activity in 2010–2015. In the context of intra-industry problems and external hazards, main tendencies of Russian iron ore industry are stated at modern stage and in the medium term.

Key words: financial stability of an enterprise; iron ore industry; world market; prices for iron ore raw material; intra-industry problems; external hazards; crisis of overproduction; development tendencies.

REFERENCES

1. Regarding the state and use of mineral raw resources of the Russian Federation in 2013. State report of RF Ministry of Natural Resources. Moscow, Mineral-Info Publ., 2014. p. 117. (In Russ.)

2. Foreign trade customs statistics. Available at: http://www.customs.ru/ (In Russ.)

3. Social-Economic state of Russia. 2015. Federal State Statistics Service (Rosstat). Available at: http://www.gks.ru/free_doc/doc_2015/social/osn-12-2015.pdf (In Russ.)

4. Annual report of OJSC Stoilensky GOK for 2015. Available at: http://www.sgok.ru/uploads/files/Otchet_2015.pdf (In Russ.)

5. Dolgikh Iu. A., Slepukhina Iu. E. [Market risks of export iron ore companies in Russia]. *Upravlenie riskom – Risk Management*, no. 3, 2016, pp. 11–23. (In Russ.)

6. Annual report of OJSC Stoilensky GOK for 2014. Available at: http://www.sgok.ru/info/exposure/quarterly_report/ (In Russ.)

7. Information of "Metal Expert" portal. Available at: http://metalexpert-group.com/ (In Russ.)

8. Annual report of Metalloinvest management Company LLC for 2015. Available at: http://www.metalloinvest.com/investors/reports/ (In Russ.)

9. Production of the main types of products metallurgical production (Rosstat). Available at: http://www.gks.ru/ (In Russ.)

10. Development of Russian metallurgy in 2014. Industry report of the National Rating Agency. Available at: http://www.ra-national.ru/sites/default/files/other/metallurg_2014.pdf (In Russ.)

11. Records of opening speech of the RF Prime Minister D. A. Medvedev at the meeting on the development of the manufacturing of products with higher added value in ferrous and non-ferrous metallurgy, Perm, 30th March 2016. Available at: http://government.ru/news/22378/ (In Russ.)

12. Review of ferrous metallurgy market. September 2015. Analytical review. Available at: http://www2.deloitte.com/ (In Russ.)

УДК 622.276.4(476)

АПРОБАЦИЯ МОДИФИЦИРОВАННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ЦИКЛИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА КАРБОНАТНЫХ КОЛЛЕКТОРАХ РЕЧИЦКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

МЕДВЕДЕВ К. Ю., ЖУК И. В.

Значимой и актуальной задачей нефтяных компаний является повышение полноты выработки запасов нефти. Внедрение современных методов увеличения нефтеотдачи требует привлечения дополнительных капитальных вложений, а их эффективность не всегда оправдывает ожидания. В данной работе рассмотрены результаты применения метода циклического воздействия на залежь нефти IV пачки задонского горизонта Речицкого месторождения. Технология проведения не требует дополнительных затрат на обустройство месторождения и закупку дополнительного оборудования, себестоимость добычи нефти не увеличивается. Комплексная программа работ включает: воздействие на призабойную зону пласта добывающих скважин с помощью регулирования частоты переменного тока электродвигателя электроцентробежного насоса; воздействие на удаленную зону пласта путем закачки потокоотклоняющих реагентов в нагнетательные скважины; периодическое изменение объемов закачки по нагнетательному фонду скважин. Выполненные работы доказывают эффективность метода, однако технология требует дальнейшего совершенствования.

Ключевые слова: ***карбонатный коллектор; фильтрация; неоднородность; циклическое воздействие; градиент давления; коэффициент охвата; нефтеотдача; методы увеличения нефтеотдачи.***

На сегодняшний день в Республике Беларусь основной объем геологических и извлекаемых запасов нефти приурочен к коллекторам карбонатного типа. Сложное строение емкостного пространства карбонатных пород и наличие систем трещин различных размеров и геометрии приводят к избирательной выработке запасов по объему залежи, а высокая расчлененность и неоднородность – к обводнению добывающих скважин по высокопроницаемым каналам фильтрации и формированию зон, не затронутых дренированием. Сложные геолого-физические характеристики продуктивных пластов привели в процессе разработки к проявлению таких негативных факторов, как неравномерность фронта вытеснения в условиях смешанного типа пустотного пространства пород-коллекторов, преждевременное опережающее обводнение добывающих скважин, сложная структура и пространственное распределение остаточной нефтенасыщенности, большая доля остаточных извлекаемых запасов нефти при высокой обводненности продукции добывающего фонда скважин [1–4].

Карбонатный коллектор представляет собой порово-кавернозные блоки (матрицы), разделенные системами трещин. В процессе разработки в стационарных

Медведев Кирилл Юрьевич – геолог по разработке нефтяных и газовых месторождений 2 категории. 246003, Республика Беларусь, г. Гомель, ул. Книжная, 15б, РУП «Производственное объединение «Белоруснефть» БелНИПИнефть. E-mail: K.Medvedev@beloil.by

Жук Илья Викторович – ведущий геолог по разработке нефтяных и газовых месторождений. 246003, Республика Беларусь, г. Гомель, ул. Книжная, 15б, РУП «Производственное объединение «Белоруснефть» БелНИПИнефть. E-mail: I.Zhuk@beloil.by

режимах заводнения фильтрация флюида происходит преимущественно по трещинам, при этом блоковая матрица вырабатывается в меньшей степени [5, 6]. Для вытеснения нефти из блоков в системы трещин и вовлечения в активную разработку матричной части коллектора на залежи нефти IV пачки задонского горизонта Речицкого месторождения был опробован метод циклического воздействия.

Краткое описание объекта воздействия. Залежь нефти IV пачки задонского горизонта является пластовой, сводовой. В южной и западной частях залежь литологически экранирована, с севера и востока ограничена контуром водонефтяного контакта (ВНК) (рис. 1). Литологический тип коллектора – карбонатный. Тип пустотного пространства – порово-каверново-трещинный. Нефтенасыщенная толщина изменяется от 0 до 29,4 м. Значения коэффициента открытой пористости варьируют от 4,4 до 12,7 %. Начальное пластовое давление – 26,5 МПа, текущее давление на момент проведения циклического воздействия – 16,7 МПа. Давление насыщения – 5,9 МПа, газосодержание нефти – 44,6 м^3/т. Нефть малосернистая, высокопарафинистая, высокосмолистая.

Залежь IV пачки задонского горизонта Речицкого месторождения находится на четвертой стадии разработки. Разработка залежи ведется с поддержанием пластового давления методом приконтурного заводнения. Действующий фонд добывающих скважин – 20 ед. (11 ед. оснащены установками штанговых глубинных насосов (УШГН), 9 – установками электрических центробежных насосов (УЭЦН)), нагнетательных – 5 ед. Текущая обводненность – 82,7 %, текущий коэффициент извлечения нефти (КИН) составляет 0,390 при проектном 0,420. Работы по циклическому воздействию велись в течение одного года.

Технология проведения работ. В основу технологии заложен комплекс мероприятий по работе с системой *пласт–насосное оборудование–скважина*. Весь комплекс работ подразделен на этапы по месяцам.

Первый этап (январь–март) – с помощью изменения частоты тока, подаваемого на электродвигатели насосного оборудования, для каждой добывающей скважины подбирался оптимальный режим, при котором скважина работала с наибольшим дебитом нефти стабильно. На этом этапе достигалось наиболее полное вовлечение в разработку пласта в области радиуса дренирования.

Второй этап (апрель–июнь) – увеличение текущей месячной компенсации отбора закачкой со 100 до 105 %.

Третий этап (июль–сентябрь) – закачка в нагнетательные скважины потокоотклоняющих реагентов. Цель данного этапа – изменение направления фильтрационных потоков и вовлечение в процесс дренирования невыработанных удаленных зон.

Четвертый этап (октябрь–декабрь) – снижение текущей месячной компенсации отбора закачкой до 95 %.

С января следующего года работы по циклическому воздействию прекращаются, текущая компенсация устанавливается на уровне 100 %, залежь разрабатывается в стационарном режиме.

На рис. 2 и 3 приведена динамика основных показателей разработки залежи IV пачки задонского горизонта Речицкого месторождения за период проведения циклического воздействия – с учетом геолого-технических мероприятий (ГТМ).

Как видно из рис. 3, минимальная обводненность приходится на начало года, когда проводился первый этап программы по циклическому воздействию. С марта начался рост обводненности, что связано с резким увеличением отборов жидкости (рис. 2). Так, в январе обводненность по залежи составила 81,5 % при добыче жидкости 30,5 тыс. т/мес., а в марте – 82,9 % при добыче жидкости 33,1 тыс. т/мес. При проведении второго и третьего этапов продолжался рост об-

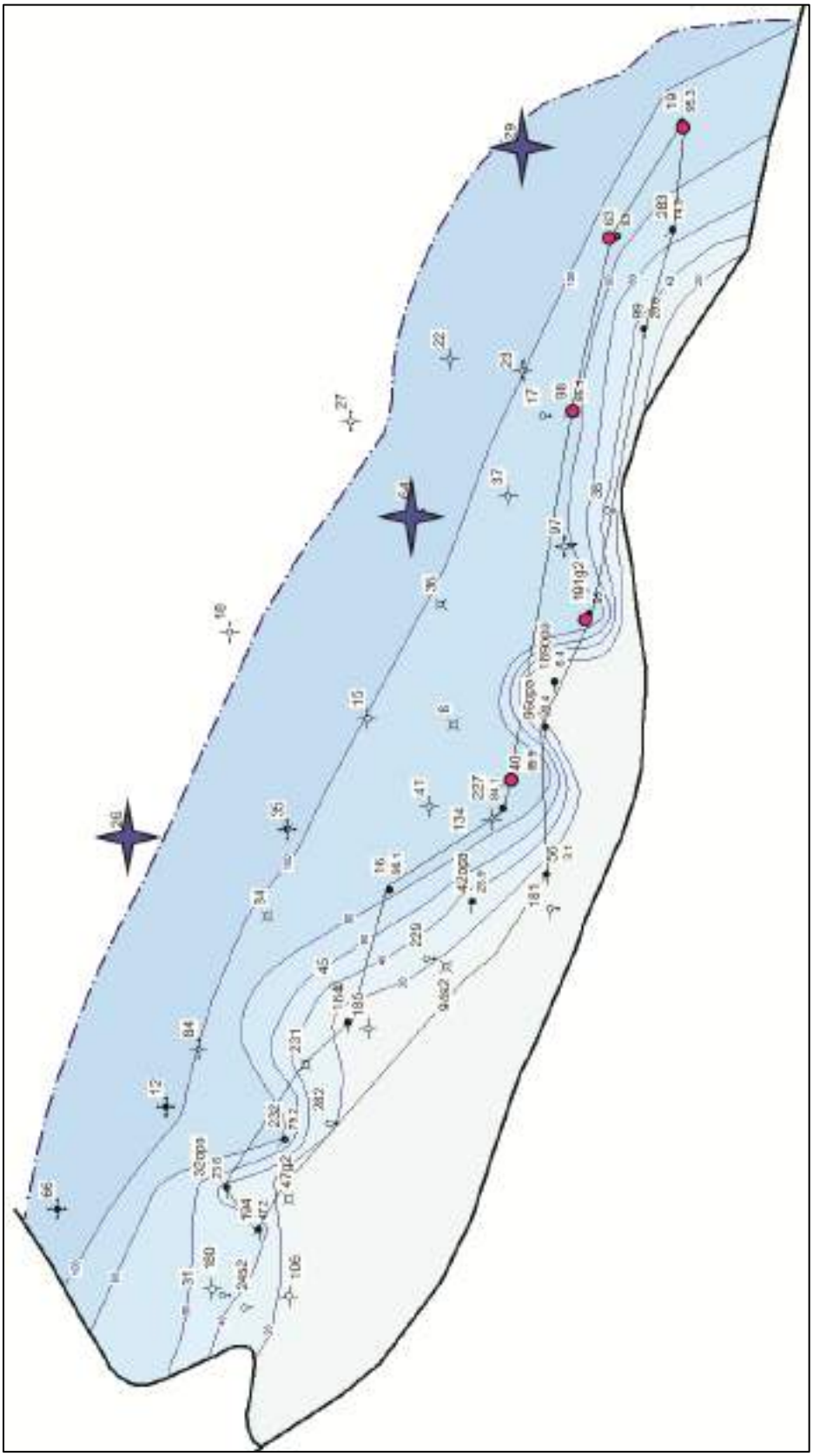

Рис. 1. Речицкое месторождение. Залежь нефти IV пачки задонского горизонта

водненности по залежи до 84–85 % при отборе жидкости 31–32 тыс. т/мес. При этом текущая компенсация находилась в пределах 104–107 %. После проведения четвертого этапа и снижения текущей компенсации до 91,2–94,8 % наблюдается снижение обводненности по залежи до 80,6 % при увеличении отборов жидкости до 32,6 тыс. т/мес.

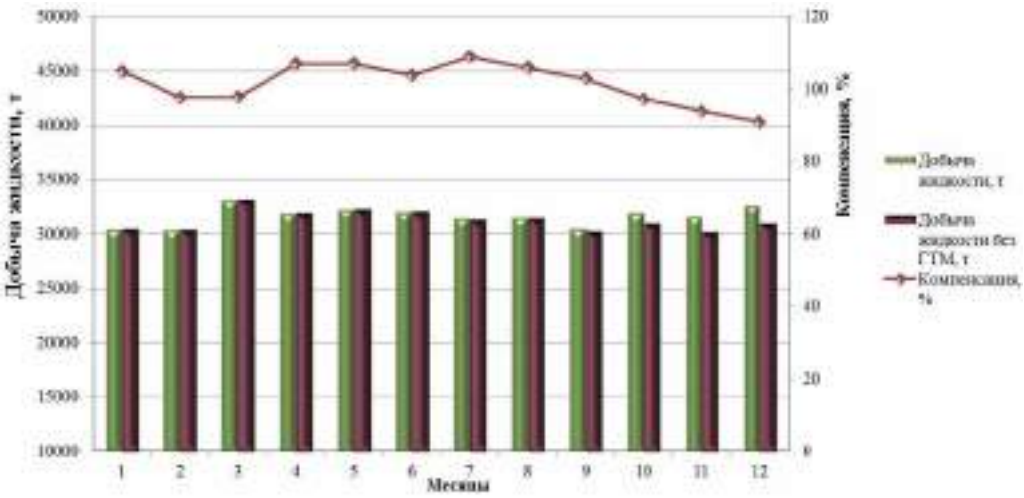

Рис. 2. Динамика добычи жидкости и компенсации по залежи IV пачки задонского горизонта Речицкого месторождения

На снижение обводненности и увеличение отборов жидкости повлиял ввод в сентябре–ноябре добывающих скважин 189, 181, 229 с безводной продукцией. Без учета данных скважин обводненность по залежи продолжала расти и концу года достигла 85 % при снижении отборов жидкости до 30–31 тыс. т/мес. (рис. 3).

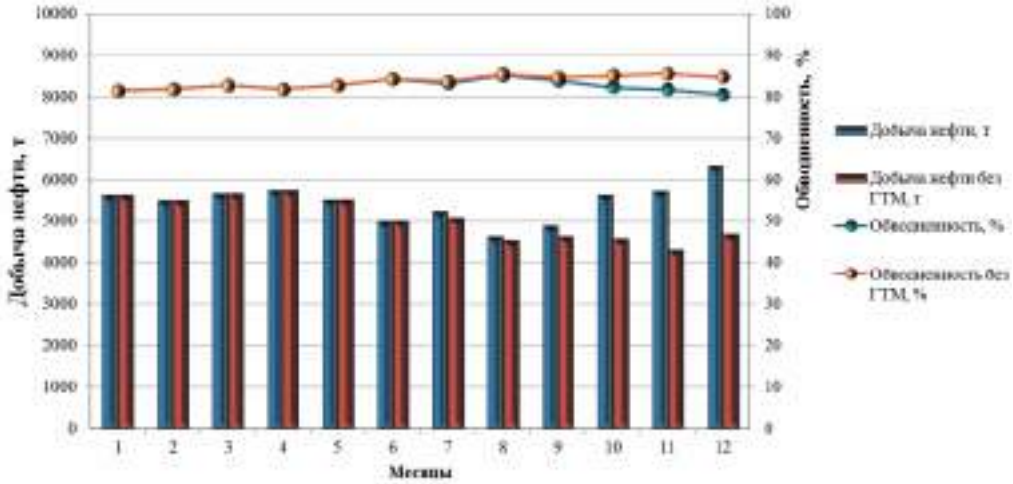

Рис. 3. Динамика добычи нефти и обводненности по залежи IV пачки задонского горизонта Речицкого месторождения

В начале следующего после проведения работ года по переходящему фонду (без учета ГТМ) обводненность снизилась до 82,3 %, отбор жидкости – до 29,4 тыс. т/мес., что соответствует уровню до начала работ по циклическому воздействию.

Оценка эффективности. Анализируя результаты выполненных работ, необходимо отметить, что увеличение отборов жидкости спровоцировало рост обводненности по добывающему фонду, особенно на центральном участке залежи (скважина 40 – увеличение обводненности с 84 до 90 %, скважина 227 – с 77 до 84 %).

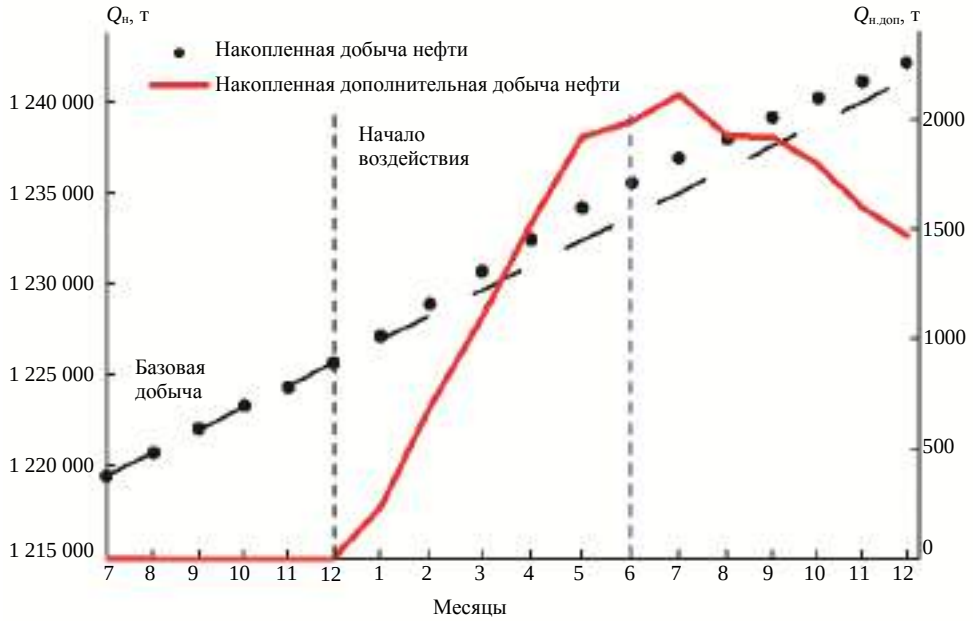

Рис. 4. Эффективность работ по циклическому воздействию на залежи IV пачки задонского горизонта Речицкого месторождения, рассчитанная по характеристикам вытеснения (метод Камбарова):
$Q_н$ – добыча нефти; $Q_{н.доп}$ – дополнительная добыча нефти

Снижение текущей компенсации до 91,2 % (четвертый этап) отразилось на энергетическом состоянии залежи. Пластовое давление на начало года составляло 16,7 МПа, а на конец – 15,5 МПа, в результате чего по всему добывающему фонду скважин наблюдалось снижение динамических уровней. Стабилизация отмечалась только при проведении завершающего этапа с поддержанием текущей компенсации на уровне 100 %.

Технологическая эффективность работ, выраженная в виде дополнительной добычи нефти, оценивалась по характеристикам вытеснения методом Камбарова (рис. 4) [7]. На основании выполненных расчетов величина дополнительной добычи нефти за период проведения работ ≈ 4000 т. Основной эффект получен от работ первого этапа (подбор оптимального режима работы скважин) – 71 %.

Итак, выполненные работы по циклическому воздействию на залежь нефти IV пачки задонского горизонта Речицкого месторождения указывают на эффективность данного метода, однако технология работ (длительность полуциклов, объемы нагнетания, объемы отборов, значения текущей компенсации на каждом полуцикле) требует дальнейшего совершенствования. Основной проблемой является рост обводненности продукции, спровоцированный последовательным увеличением отборов жидкости и компенсации отборов закачкой. Технологический эффект от проведенных работ ≈ 4000 т дополнительно добытой нефти. Наибольший вклад внесли работы первого этапа (подбор оптимального режима работы скважин).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Демяненко Н. А., Пысенков В. Г., Пирожков В. В., Агеенко Е. В., Лымарь И. В., Тищенко Н. В. Технико-экономическая эффективность мероприятий по регулированию охвата пластов заводнением на нефтяных залежах месторождений РУП «ПО «Белоруснефть» // Проблемы освоения ресурсов нефти и газа Беларуси и пути их решения: матер. науч.-практ. конф. Гомель: Белоруснефть, 2003. С. 365–375.
2. Демяненко Н. А. Перспективы развития методов воздействия на пласт // Проблемы освоения ресурсов нефти и газа Беларуси и пути их решения: матер. науч.-практ. конф. Гомель: Белоруснефть, 2003. С. 472–479.
3. Карташ Н. К. Новые данные о выработке запасов семилукской залежи Речицкого месторождения // Поиски и освоение нефтяных ресурсов Республики Беларусь: сб. науч. тр. Вып. 7. Гомель: БелНИПИнефть, 2010. С. 35–43.
4. Салажев В. М. Обобщение опыта и результатов геолого-промыслового анализа разработки залежей нефти в карбонатных отложениях месторождений Беларуси и России. Минск: Зорны Верасок, 2013. 480 с.
5. Гавура В. Е. Геология и разработка нефтяных и газовых месторождений. М.: ВНИИОЭНГ, 1995. 496 с.
6. Иванова М. М., Чоловский И. П., Брагин Ю. И. Нефтегазопромысловая геология. М.: Недра-Бизнесцентр, 2000. 414 с.
7. Газизов А. А. Увеличение нефтеотдачи неоднородных пластов на поздней стадии разработки. М.: Недра-Бизнесцентр, 2002. 639 с.

Поступила в редакцию 27 октября 2016 года

REPEATED EXPOSURE MODIFIED TECHNOLOGY APPROBATION ON CALCAREOUS COLLECTORS OF RECHITSKY DEPOSIT

Medvedev K. Iu., Zhuk I. V. – Republican Unitary Enterprise “Production Association “Belorusneft” BelNIPIneft, Gomel, the Republic of Belarus. E-mail: K.Medvedev@beloil.by

Oil reserves mining completeness increase is significant and up-to-date problem of oil companies. Introduction of modern methods of oil recovery ratio increase requires attraction of additional capital investments, and their efficiency doesn’t always answer expectations. The given work examines the results of repeated exposure technology application at oil field of the 4th member of Rechitsky deposit Zadonsk level. The technology doesn’t require additional expenses for field facilities and additional equipment purchase, and oil production cost doesn’t increase. Comprehensive work program includes: influence on borehole zone of recovery well bed with the help of electric-centrifugal pump electric motor alternating current frequency adjustment; influence on remote bed zone by pumping stream deflecting reagents in injection wells; cyclic change in injected amount over the injection well stock. Works performed prove the efficiency of the technique, but the technology requires further development.

Key words: calcareous reservoir; filtration; inhomogeneity; cyclic influence; barometric gradient; coverage ratio; oil recovery ratio; oil recovery ratio increase techniques.

REFERENCES

1. Demianenko N. A., Pysenkov V. G., Pirozhkov V. V., Ageenko E. V., Lymar' I. V., Tishchenko N. V. [Technical-economic efficiency of activities over the regulation of beds coverage by flooding at oil fields of Republican Unitary Enterprise “Production Association “Belorusneft” deposits]. *Problemy osvoeniia resursov nefti i gaza Belarusi i puti ikh resheniia: mater. nauch.-prakt. konf.* [Proc. Sci.-to-Pract. Conf. “Problems of Belarus oil and gas resources exploitation and the ways of their solution”]. Gomel, Belorusneft Publ., 2003, pp. 365–375. (In Russ.)
2. Demianenko N. A. [Future development of technologies of influence on a bed]. *Problemy osvoeniia resursov nefti i gaza Belarusi i puti ikh resheniia: mater. nauch.-prakt. konf.* [Proc. Sci.-to-Pract. Conf. “Problems of Belarus oil and gas resources exploitation and the ways of their solution”]. Gomel, Belorusneft Publ., 2003, pp. 472–479. (In Russ.)
3. Kartash N. K. [New data on recovery of reserves of semiluksk pool of Rechitsky deposit]. *Poiski i osvoenie neftianykh resursov Respubliki Belarus': sb. nauch. tr.* [Collection of studies “Prospecting and exploitation of Belarus oil resources”]. Issue 7. Gomel, BelNIPIneft Publ., 2010, pp. 35–43. (In Russ.)
4. Salazhev V. M. *Obobshchenie opyta i rezul'tatov geologo-promyslovogo analiza razrabotki zalezhei nefti v karbonatnykh otlozheniiakh mestorozhdenii Belarusi i Rossii* [Summarizing practice and results of geological-field analysis of oil fields development in calcareous sediments of Russian and Belarusian deposits]. Minsk, Zorny Verasok Publ., 2013. 480 p.
5. Gavura V. E. *Geologiia i razrabotka neftianykh i gazovykh mestorozhdenii* [Oil and gas fields geology and exploitation]. Moscow, VNIIOENG Publ., 1995. 496 p.
6. Ivanova M. M., Cholovskii I. P., Bragin Iu. I. *Neftegazopromyslovaia geologiia* [Oil and gas field geology]. Moscow, Nedra-Biznestsentr Publ., 2000. 414 p.
7. Gazizov A. A. *Uvelichenie nefteotdachi neodnorodnykh plastov na pozdnei stadii razrabotki* [Beds oil recovery ratio increase at the advanced stage of development]. Moscow, Nedra-Biznestsentr Publ., 2002. 639 p.

УДК 624.016

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ КОНСТРУКЦИЙ АНКЕРНОЙ КРЕПИ КОТЛОВАНОВ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ

ВИКУЛОВ В. М., КОРНИЛКОВ М. В., ЗОТЕЕВ О. В.

Обосновывается и доказывается, что для совершенствования анкерного крепления котлованов необходимо применять восходящий способ установки анкеров в тех случаях, когда использование грунтовых «нисходящих» анкеров может быть ограничено наличием скальных трещиноватых массивов, карстовых или плывунных пород (грунтов), а также на участках, насыщенных подземными инженерными коммуникациями. Существенным достоинством конструкции предлагаемой крепи несущей стены котлована является определенность, наглядность и простота ее статической работы, обеспеченная постоянным визуальным контролем состояния узлов крепления и зацепления каждого анкера, тогда как применение грунтовых анкеров создает некоторую неопределенность их статической работы, связанную с отсутствием данных о геологическом строении и свойствах грунтов в зоне замковой части анкера и со скрытым характером работ по его устройству. Анкеры предлагаемой конструкции предполагается изготавливать из композитного материала – стекловолокна или углеродного волокна – так называемые ленточные фиберглассовые анкеры. Это позволит легко транспортировать анкеры в виде бухт, а на площадке разрезать их на отрезки любой длины. Однако такая конструкция требует проверки расчетом условия равновесия опоры узла крепления верхнего конца анкерной тяги, расположенной на поверхности грунта. В данной статье приводятся методика расчета опорного откоса и проверка устойчивости опоры на сдвиг.

Ключевые слова: ***анкерная крепь; восходящий способ установки анкеров; состояние узлов крепления; несущая способность; фиберглассовый анкер; эффективность монтажа.***

Современное городское строительство постоянно требует интенсивного освоения подземного пространства. В Екатеринбурге, как и в других крупных городах, свободные от застройки территории, как правило, отсутствуют, в связи с чем возникает необходимость роста этажности городской застройки и освоения подземного пространства. В таком случае применение открытого способа строительства городских подземных сооружений требует устройства котлованов с вертикальными стенами. Для крепления стен котлованов могут быть использованы разные методы: «стена в грунте», шпунтовое ограждение, свайная стенка из разреженного или сплошного ряда свай, в том числе из буросекущихся свай. Однако с увеличением глубины горизонтальная нагрузка на стену котлована растет так быстро, что никакой разумной толщины стены не хватает для восприятия изгибающих усилий.

Викулов Владимир Михайлович – старший преподаватель кафедры шахтного строительства. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: zmk_osad@mail.ru

Корнилков Михаил Викторович – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой шахтного строительства, главный редактор «Изв. вузов. Горный журнал». 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: shs.dep@ursmu.ru

Зотеев Олег Вадимович – доктор технических наук, профессор, ведущий научный сотрудник. 620219, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: zoteev.o@mail.ru

Расчет показывает, что при глубине котлована 5–6 м требуется стена в грунте толщиной 600 мм или соответствующие буросекущиеся сваи. При глубине котлована 7–9 м даже «стена в грунте» толщиной 1000–1200 мм не всегда является достаточно устойчивой и надежной. Один из наиболее надежных способов крепления котлованов – распорное крепление, к его основным элементам относятся расстрелы, раскосы и продольные пояса [1, 2].

Главные достоинства этого типа крепления – простота конструкции, легкость монтажа-демонтажа, возможность повторного использования. Однако повышенный расход металла, сильное загромождение пространства котлована и высокие затраты труда ограничивают возможность применения распорного крепления, особенно в котлованах значительной ширины. Строительство современных многополосных автотранспортных тоннелей, станций метрополитена, больших подземных пересадочных узлов, подземных паркингов требует вскрытия достаточно широких котлованов (более 30 м). Устройство ограждающих конструкций при разработке широких и сравнительно неглубоких котлованов возможно осуществлять, в частности, с применением подкосных систем, состоящих из одного или нескольких ярусов подкосов [1]. В таких случаях производят разработку ядра котлована до уровня проектных отметок без вскрытия ограждающих стен за счет устройства несущих грунтовых берм. Конструкции подкосов выполняют из стальных прокатных элементов, например из одного двутавра или двух швеллеров, соединенных сваркой. Подкосы с одной стороны упираются в продольные пояса, а с другой – в специально созданную опору либо в опорную плиту, устроенную в качестве части основной конструкции. По окончании полной установки подкосов приступают к разработке берм [2].

Альтернативным способом усиления ограждающих конструкций, применяемым при сооружении широких котлованов, является анкерное крепление. Отсутствие главного недостатка распорного крепления – сильного загромождения свободного пространства котлована, весьма существенного для производства работ, и меньшая металлоемкость безусловно заслуживают внимания. Однако способ обладает существенными недостатками: более сложная конструкция, высокая стоимость и невозможность повторного использования.

Наибольшее распространение в городском подземном строительстве получили грунтовые анкеры, закрепляемые непосредственно в скважине нагнетаемым под давлением цементно-песчаным раствором. Зона заделки располагается за пределами возможной призмы обрушения грунта. Однако существуют определенные ограничения и недостатки работы анкерных устройств для крепления стен котлованов:

– невозможность применения в скальных трещиноватых массивах, в карстовых или плывунных породах;

– анкерное крепление не всегда можно применять вблизи городской застройки, а также на участках, насыщенных подземными инженерными коммуникациями;

– некоторая неопределенность их статической работы, связанная главным образом с отсутствием данных о геологическом строении и свойствах грунтов в зоне замковой части анкера и скрытым характером работ по его устройству;

– необходимость выполнения инженерно-геологических изысканий вне границ площадки строительства, что во многих случаях затруднено;

– устройство анкеров под существующими фундаментами в отдельных случаях может вызвать их дополнительные деформации.

Таким образом, каждому из методов присуща определенная сфера применения:

– для неглубоких траншей и узких котлованов наиболее эффективно использовать горизонтальные распорные системы;

– для глубоких (более 7–8 м) котлованов большой площади наиболее эффективно применение анкерного ограждения стен;

– при большой площади котлована возможно совмещение с анкерным креплением системы подкосов в один ярус при использовании в качестве упора частей фундаментной плиты.

Одновременно возникает ряд вопросов по показателям работоспособности и надежности системы *ограждение котлована–анкер–грунт*. Дополнительные исследования для обеспечения прочности и устойчивости конструкции крепления котлованов, оценки несущей способности анкеров становятся крайне актуальными для повышения безопасности ведения горно-строительных работ по возведению подземных сооружений открытым способом. В настоящее время возрастает необходимость применения извлекаемых анкеров, демонтируемых после возведения каркаса подземной части здания, однако в России опыт применения таких конструкций пока мало известен.

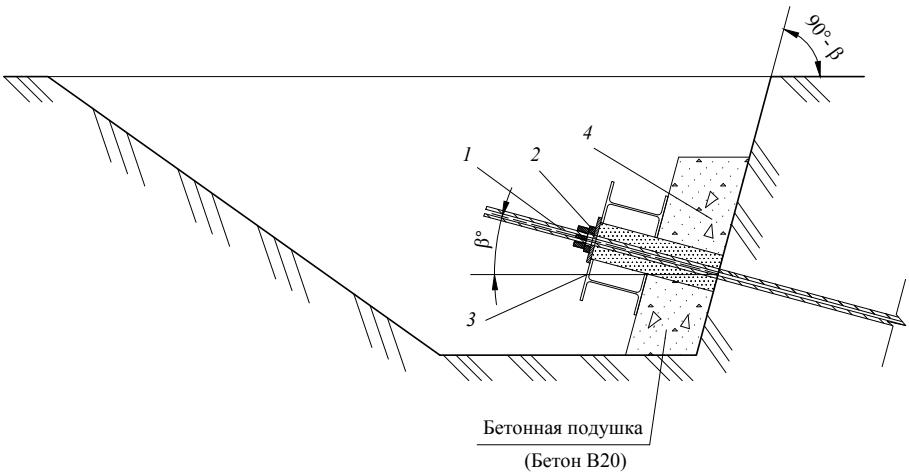

Рис. 1. Конструктивная схема опорного узла крепления восходящего анкера:
1 – тяга анкера; *2* – анкерная клиновая обойма; *3* – опорный пояс; *4* – опорная бетонная плита

Для повышения безопасности строительства подземных сооружений и обеспечения минимума осадок и деформаций окружающих зданий в условиях плотной городской застройки предлагается использовать нетрадиционный конструктивно-технологический метод, основанный на заанкеривании ограждения котлована наклонно-восходящими анкерами-оттяжками, помещенными в продольные траншеи и закрепленными на специальных опорах. Для этого за пределами призмы обрушения грунта с поверхности земли пробуриваются наклонные скважины диаметром 100–120 мм, в которые помещают анкеры, состоящие из фиберглассовых тяг в количестве 1–3 шт. Концы тяг, выходящие в траншеи, заделываются в анкерную клиновую обойму, опирающуюся на бетонную плиту (подушку), которая, в свою очередь, опирается на плоскость откоса траншеи (рис. 1), после чего тяги натягиваются домкратами и закрепляются на продольных поясах ограждающей конструкции.

Натяжение анкера до расчетной нагрузки выполняется с помощью клинового устройства, аналогичного устройству для натяжения тросовых (вантовых) анкеров. В последнее время в мировой практике наряду с традиционными металлическими анкерами начинают успешно применять новые типы анкеров, изготовленных из композиционных материалов, таких как углеродное волокно и стекловолокно (фиберглассовые анкеры) [3].

Ленточные анкеры прямоугольного сечения выпускаются отрезками длиной 100 м и легко сматываются в бухты диаметром 1,5–2,0 м. В этом случае тяги анкеров могут быть изготовлены практически любой длины, без муфтовых или сварочных соединений, что значительно повышает эффективность монтажа в стесненных условиях городских строительных площадок [3]. Фиберглассовые тяги изготавливаются из однонаправленных стеклянных волокон, связанных полимерной матрицей. Благодаря чрезвычайно высокой удельной прочности волокон фиберглассовые анкеры обладают высокой прочностью на разрыв: предел прочности на разрыв $\sigma_р$ = 1096 МПа; модуль Юнга E = 51,2 ГПа; предел прочности на сдвиг τ = 31,8 МПа.

Стоит отметить, что фиберглассовые анкеры намного превышают прочность стальной арматуры. Например, анкер с поперечным сечением 40 × 5 мм выдерживает растягивающую нагрузку не менее 200 кН.

Основным преимуществом фиберглассовых анкеров является небольшой вес, обусловленный низкой плотностью материала, составляющей 1,9 г/см^3. Вследствие этого существенно облегчается монтаж анкерной тяги, перенос анкера по строительной площадке и его установка в скважину.

Предлагаемое анкерное крепление обладает значительными достоинствами:

– материалоемкость строительства снижается за счет устранения стальных анкеров, распорок (расстрелов);

– применение фиберглассового анкера в восходящем положении исключает опасность для участков, насыщенных подземными инженерными коммуникациями;

– в этом случае нет необходимости выполнения инженерно-геологических изысканий вне границ площадки строительства (рис. 2);

– предлагаемая система ограждения котлована способна устойчиво работать в скальных массивах любой категории трещиноватости, а также в условиях карстовых и плывунных пород; наклонно-восходящую анкерную конструкцию безусловно можно совмещать с другими видами крепи котлована, например с подкосной системой, что значительно повышает технологичность возведения основной конструкции анкерной крепи (см. рис. 2).

Проектирование подземных сооружений в котлованах связано с выполнением ряда специфических расчетов:

– анализ общей устойчивости грунтового массива, включающего ограждающую конструкцию, который необходим для проверки достаточности глубины заделки стены в основание, а также надежности способов крепления ограждающей конструкции;

– расчеты устойчивости склонов, примыкающих к сооружению, откосов, бортов котлованов;

– прогноз изменений гидрогеологического режима площадки строительства; необходимость такого расчета связана с тем, что при строительстве подземных и заглубленных сооружений может частично или полностью перекрываться фильтрация подземных вод [4].

Выполнение комплекса специфических расчетов предлагаемой анкерной конструкции предполагает обязательную проверку устойчивости опорного откоса верхнего узла крепления анкера, так как необходимо предотвратить деформацию сдвига основания опорной плиты и выдавливание грунта на поверхность (см. рис. 1).

Осуществим исследование устойчивости грунтового откоса анкерной траншеи как основания, несущего опорную плиту анкера, *методом круглоцилиндрических*

поверхностей скольжения. В проектной практике широко распространен расчет устойчивости откосов по круглоцилиндрическим поверхностям скольжения. За основу расчета принят метод *алгебраического сложения сил* Г. Л. Фисенко [5].

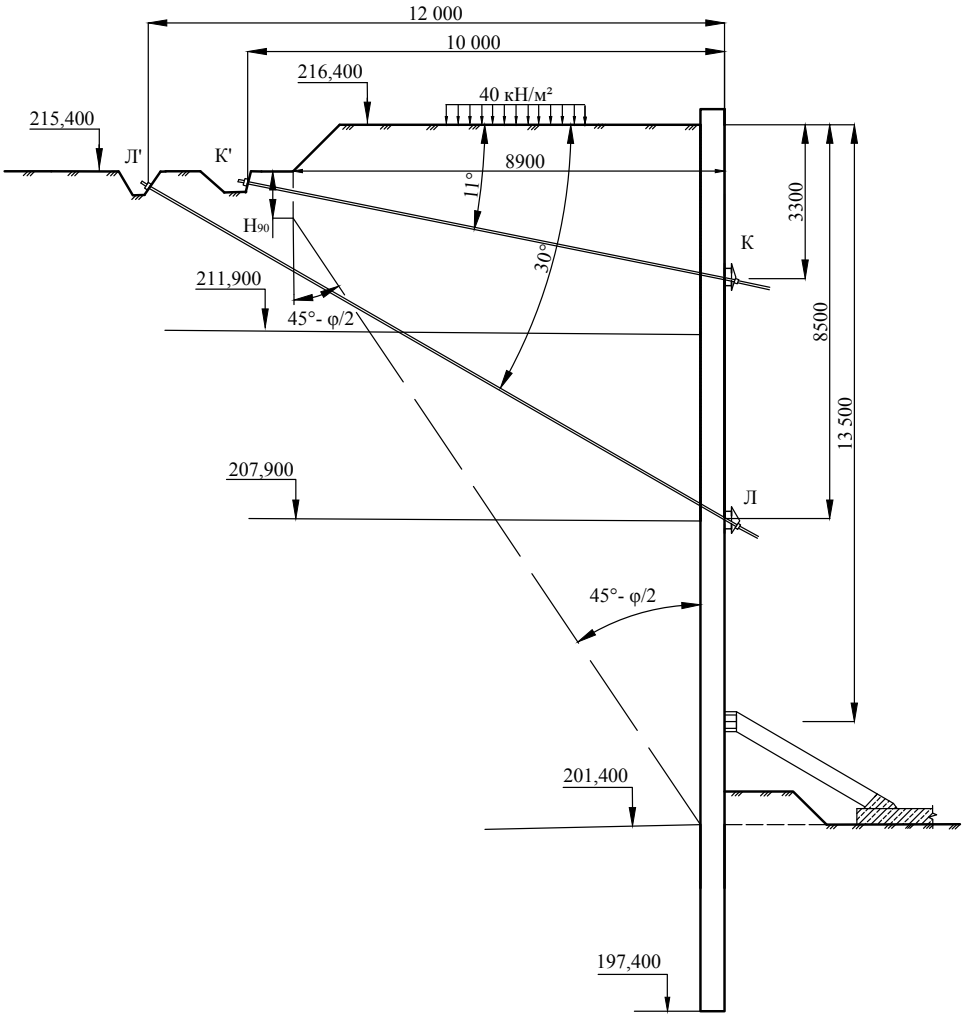

Рис. 2. Расчетная схема наклонно-восходящей анкерной крепи котлована с характерными абсолютными отметками для г. Екатеринбурга

Форма и расположение поверхности скольжения в неослабленном массиве, прилегающем к откосу, определяются основными положениями теории предельного равновесия сыпучей среды, включающей также и предельное равновесие связной среды с трением и сцеплением [4]. Элементарные площадки скольжения в массиве однородного откоса возникают с глубины вертикального отрыва H_{90}:

$$H_{90} = \frac{\sigma_0}{\gamma} = \frac{2C}{n\gamma}\operatorname{ctg}\left(45° - \frac{\varphi}{2}\right), \qquad (1)$$

где σ_0 – приближенная величина нормального напряжения в середине соответствующих участков наиболее напряженной поверхности; γ – удельный вес поро-

ды (грунта); C – сцепление породы (грунта); n – нормативный коэффициент запаса устойчивости бортов и откосов; φ – угол внутреннего трения.

Коэффициент запаса устойчивости n определяется следующим образом [4]:

$$n = n_1\, n_2\, n_3\, n_4,$$

где n_1 – коэффициент погрешности исходных характеристик прочности образцов грунтов, полученных при инженерно-геологических изысканиях, n_1 = 1,07; n_2 – коэффициент наибольшего снижения сопротивления сдвигу глинистых грунтов вследствие их набухания и ползучести, n_2 = 1,3; n_3 – коэффициент погрешности методов расчетов, динамических нагрузок, n_3 = 1,2; n_4 – коэффициент степени ущерба для народного хозяйства в случае аварии сооружения, n_4 = 1,2.

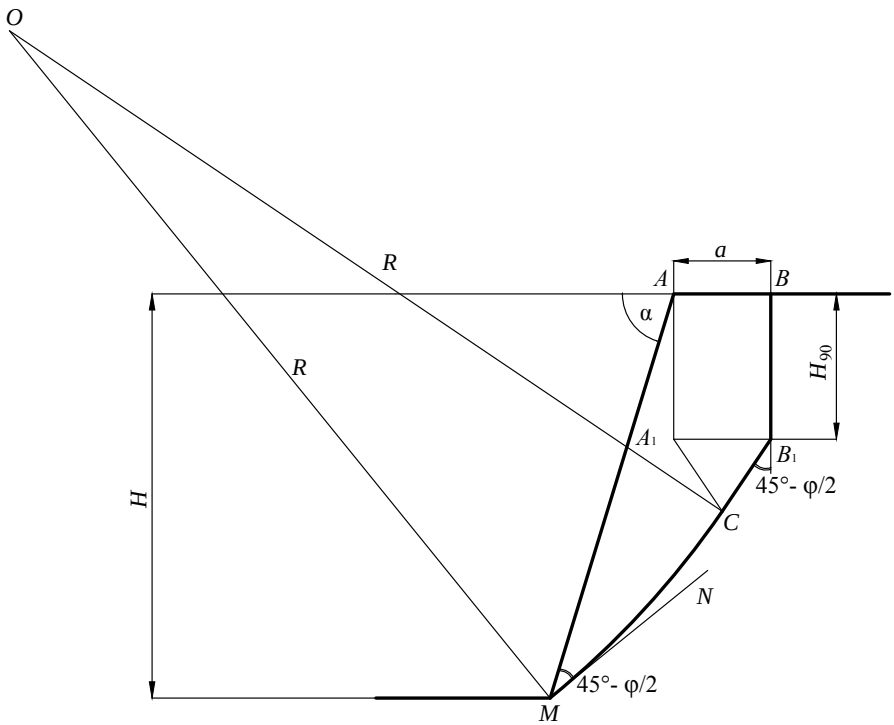

Рис. 3. Построение поверхности скольжения в массиве грунта, ограниченного откосом анкерной траншеи

Ширина призмы обрушения для наиболее напряженной поверхности может быть определена по формуле:

$$AB = a = \frac{2H\left[1 - \mathrm{ctg}\alpha\ \mathrm{tg}\left(\left(\alpha+\varphi\right)/2\right)\right] - 2H_{90}}{\mathrm{ctg}\left(45^\circ - \varphi/2\right) + \mathrm{tg}\left(\left(\alpha+\varphi\right)/2\right)}, \qquad (2)$$

где H – высота откоса; α – угол откоса.

Поверхность скольжения в однородном массиве, ограниченном откосом, на чертеже строится следующим образом (рис. 3):

– определяется глубина вертикального отрыва по формуле (1);

– определяется величина ширины призмы обрушения по (2);

– от верхней бровки A откоса, представленного на чертеже, откладывается ширина призмы обрушения $a = AB$;

– из точек A и B вертикально откладывается величина H_{90}, вычисленная по формуле (1), а из точек A_1 и B_1 проходят линии под углом 45° – φ/2 к вертикали; из полученной при пересечении этих линий точки C восстанавливается перпендикуляр к направлению линии B_1C до взаимного пересечения в точке O с перпендикуляром, восстановленным из точки M к направлению линии MN, составляющей с откосом угол δ = 45° – φ/2;

– радиусом $R = OC = OM$ проводится дуга окружности MC с центром в точке O, в результате получаем линию BB_1CM, которая и является поверхностью скольжения на сечении откоса.

Положение анкера относительно откоса и поверхности скольжения представлено на рис. 4.

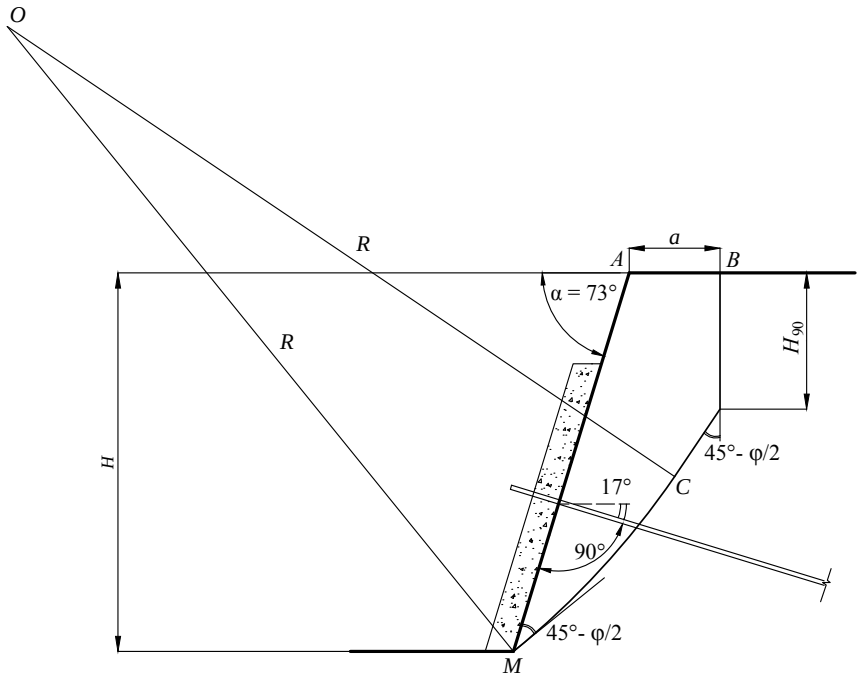

Рис. 4. Схема положения анкера и опорной плиты относительно плоскости откоса

Коэффициент запаса устойчивости откоса по построенной поверхности скольжения устанавливается в следующем порядке:

– призма скольжения разбивается на ряд отсеков; для однородных откосов в интервале от нижней бровки до верхней ширина отсеков a_i принимается равной;

– определяются физико-технические характеристики для каждого отсека;

– определяются углы δ_i основания каждого отсека (между горизонталью и линией, соединяющей точки пересечения вертикальных границ отсеков с поверхностью скольжения);

– находятся вес каждого i-го отсека P_i, действующие на него нормальные N_i и касательные силы T_i, а также выдавливающая сила T_k – касательная составляющая продольной силы натяжения анкера P_k:

$$P_i = a_i\, h_i\, \gamma_i; \quad N_i = P_i \cos\delta_i; \quad T_i = P_i \sin\delta_i; \quad T_k = P_k \sin\beta,$$

где h_i – высота отсека грунта; γ – удельный вес грунта;

– вычисляются удерживающие силы трения и удерживающие силы сцепления в каждом отсеке, а также нормальная составляющая N_k продольной силы натяжения анкера P_k = 32,3 т в соответствии с приведенной расчетной схемой откоса рис. 5:

$$N_{Ti} = \mathrm{tg}\varphi_i N_i; \quad N_{Ci} = a_i c_i / \cos\delta_i; \quad N_k = P_k \cos\beta,$$

где β = 21°;

– вычисляется коэффициент запаса устойчивости от действия сдвигающих и выдавливающих сил по соотношению:

$$K_{\text{уст}} = \frac{\sum N_{Ti} + \sum N_{Ci} + N_k}{T_k - \sum T_i} = 1{,}5 \div 2.$$

Рассмотрим следующий пример. Высота откоса H = 2,5 м, грунт основания откоса – суглинок твердопластичный, удельный вес грунта γ_{II} = 26,9 кН/м^3, удельное сцепление и угол внутреннего трения суглинка c_{II} = 17 кПа; φ_{II} = 22°, угол наклона грунтового откоса α = 73°, сила натяжения анкерной тяги P_k = 32 т.

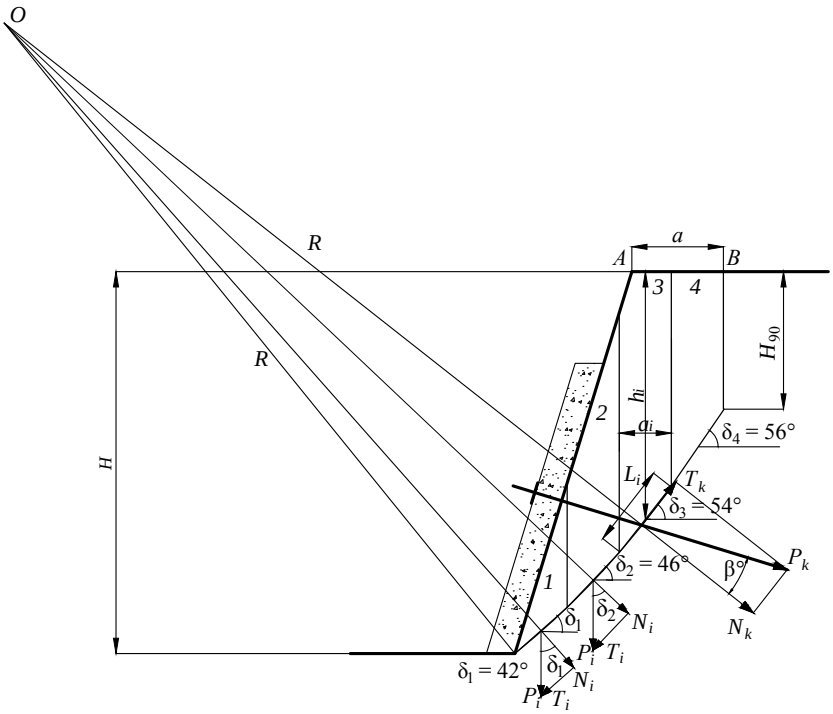

Рис. 5. Расчетная схема для определения устойчивости откоса, нагруженного системой сил; разделение призмы скольжения на отсеки: L_i – длина кривой скольжения в i-м отрезке

1. Глубина вертикального отрыва массива грунта, ограниченного откосом по формуле (1): H_{90} = 0,9 м (см. рис. 3);

2. Величина ширины призмы обрушения по формуле (2): $a = AB$ = 0,6 м (см. рис. 3);

3. Величина коэффициента запаса устойчивости откоса, учитывающая величину выдавливающей силы и сумму всех удерживающих сил, $K_{\text{уст}}$ = 4,06.

Следовательно, устойчивость откоса как основания опорного узла восходящей анкерной тяги обеспечена.

Таким образом, влияние на деформацию откоса выдавливающей силы, являющейся касательной составляющей продольной силы натяжения анкера, оказывается незначительным при выполнении условия расположения оси тяги восходящего анкера по нормали по отношению к плоскости откоса, что обеспечивает безопасность проведения строительных работ и повышает эффективность предлагаемой конструкции восходящей анкерной крепи.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Маковский Л. В., Сула Н. А. Строительство автодорожных и городских тоннелей: учеб. пособие. М.: РИОР; Инфра-М, 2014. 397 с.
2. Маковский Л. В., Сула Н. А. Расчет крепи котлованов при строительстве подземных сооружений: учеб. пособие. М.: МАДИ, 2011. 88 с.
3. Малинин А. Г., Малинин Д. А. Применение фиберглассовых анкеров в подземном строительстве // Метро и тоннели. 2009. № 3. С. 24–27.
4. Пьянков С. А., Азизов З. К. Механика грунтов: учеб. пособие. Ульяновск: Изд-во УлГТУ, 2011. 103 с.
5. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров / сост. Г. Л. Фисенко, В. Т. Сапожников, А. М. Мочалов и др. Л.: Изд-во ВНИМИ, 1972. 165 с.

Поступила в редакцию 29 августа 2016 года

FOUNDATION PIT ANCHOR SUPPORT DESIGN EFFICIENCY IMPROVEMENT UNDER THE CONSTRUCTION OF SUBSOIL CONSTRUCTIONS

Vikulov V. M., Kornilkov M. V. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: zmk_osad@mail.ru
Zoteev O. V. – The Institute of Mining of the Ural Branch of RAS, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: zoteev.o@mail.ru

The article proves and substantiates, that in order to develop foundation pit anchor support it is necessary to apply ascending anchor installation method in instances in which the use of ground “descending” anchors can be limited by the presence of hard rock jointed massifs, karst rock and floating rock (grounds), as well as in the sections which are full of subsoil engineering services. Significant advantage of the suggested foundation pit supporting wall support construction is distinctness, clearness and simplicity of its structural behavior, which is provided by constant visual control over the state of attachment and gripping points, whereas the use of ground anchors creates some uncertainty of their structural behavior, connected to the absence of data about geological construction and properties of grounds anchor hinge part; and also connected to concealed nature of works on its arrangement. Anchors of the suggested construction are supposed to be manufactured from composite material – fiberglass and carbon fiber – so called banded fiberglass anchors. It will help to easily transport anchors in shape of coils, and to cut them in pieces of any length at sight. However this construction requires verification by anchor bar upper end attachment point support balance condition calculation, which is situated on the surface of the ground. The given article introduces the methods of calculating supporting slope and verification of the support shift strength.

Key words: anchor support; ascending anchor installation method; state of attachment points; supporting strength of fiberglass anchor; installation efficiency.

REFERENCES

1. Makovskii L. V., Sula N. A. *Stroitel'stvo avtodorozhnykh i gorodskikh tonnelei: ucheb. posobie* [School book “Construction of road tunnels and street underpasses”]. Moscow, RIOR; Infra-M Publ., 2014. 397 p.
2. Makovskii L. V., Sula N. A. *Raschet krepi kotlovanov pri stroitel'stve podzemnykh sooruzhenii: ucheb. posobie* [School book “Calculation of foundation pit support under the construction of subsoil constructions”]. Moscow, MADI Publ., 2011. 88 p.
3. Malinin A. G., Malinin D. A. [The use of fiberglass anchors in subsoil construction]. *Metro i tonneli – Subway and Tunnels*, 2009, no. 3, pp. 24–27. (In Russ.)
4. P'iankov S. A., Azizov Z. K. *Mekhanika gruntov: ucheb. posobie* [School book “Ground mechanics”]. Ul'ianovsk, UlSTU Publ., 2011. 103 p.
5. *Metodicheskie ukazaniia po opredeleniiu uglov naklona bortov, otkosov ustupov i otvalov stroiashchikhsia i ekspluatiruemykh kar'erov. Sost. G. L. Fisenko, V. T. Sapozhnikov, A. M. Mochalov i dr.* [Methodical guidelines on the determination of slopes, bench slopes, and dumps inclination angles of open pits under construction and open pits under exploitation. Edited by G. L. Fisenko, V. T. Sapozhnikov, A. M. Mochalov and others]. Leningrad, VNIMI Publ., 1972. 165 p.

УДК 624.12+622.83

ОЦЕНКА ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ВЕРХНЕЙ ГРАНИЦЫ ПРИМЕНИМОСТИ ЗАКОНА КУЛОНА ДЛЯ АНАЛИЗА УСЛОВИЙ ИСПЫТАНИЙ ГОРНЫХ ПОРОД НА СРЕЗ СО СЖАТИЕМ

ТАГИЛЬЦЕВ С. Н.

При лабораторных испытаниях образцов скальных горных пород часто выявляется нелинейная связь касательных и нормальных напряжений. Эти факты однозначно указывают на существование верхней границы применимости закона Кулона. Теоретический анализ геометрических показателей положения верхнего предела закона Кулона с использованием безразмерных характеристик напряжений позволяет выявить причины отклонений результатов испытаний на срез со сжатием от линейной зависимости. Практически для всех разновидностей скальных горных пород фактические точки испытаний, выполненных с углом среза 45°, соответствуют паспорту прочности за верхним пределом применимости линейного закона Кулона. Таким образом, методика проведения и интерпретации испытаний горных пород на срез со сжатием требует существенной модернизации.

Ключевые слова: ***закон Кулона; деформационный критерий предельно напряженного состояния; верхняя граница применимости закона Кулона; безразмерные характеристики напряжений; испытания горных пород на срез со сжатием.***

При исследованиях, посвященных прочности материалов, закон Кулона применяется для описания процесса разрушения как критерий предельного (перед разрушением) состояния материалов. Многочисленные работы подтвердили, что в тех случаях, когда разрушение происходит по определенной поверхности (локальному шву), линейный закон Кулона достоверно описывает процесс разрушения [1–3].

С другой стороны, при лабораторных испытаниях образцов скальных горных пород очень часто выявляется нелинейная связь касательных и нормальных напряжений. Паспорт прочности горных пород обычно строится в форме нелинейного графика. Эти факты однозначно указывают на существование верхней границы применимости закона Кулона. Если напряжения превышают эту границу, связь касательных и нормальных напряжений приобретает нелинейный характер.

Помимо использования фактических данных, сохраняется актуальность разработки теоретических методов построения и анализа паспорта прочности горных пород. Следует учитывать теоретические положения при выполнении и интерпретации лабораторных испытаний образцов горных пород. Необходимо устранить противоречия в результатах определения механических характеристик горных пород, получаемых при использовании разных методов. Например, мно-

Тагильцев Сергей Николаевич – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой гидрогеологии, инженерной геологии и геоэкологии. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: tagiltsev@k66.ru

гие специалисты считают [2–4], что испытания на срез при сжатии (косой срез) обычно приводят к занижению значений угла внутреннего трения, а испытания на одноосное сжатие и разрыв – к завышению этого показателя. Уточнение показателей, описывающих положение верхнего предела (ВП) применимости закона Кулона на паспорте прочности, поможет значительно повысить точность результатов при испытании образцов горных пород на срез при сжатии.

Современная запись закона Кулона обычно выглядит следующим образом:

$$\tau_{пр} = C + \sigma_н \mathrm{tg}\varphi, \tag{1}$$

где $\tau_{пр}$ – предельное касательное напряжение; C – сцепление (сопротивление сдвигу, не зависящее от нормального напряжения); $\sigma_н$ – нормальное напряжение на площадке сдвига; φ – угол внутреннего трения.

Касательное и нормальное напряжения на площадке сдвига являются результатом воздействия на тело (материал) трех главных нормальных напряжений – максимального σ_1, промежуточного σ_2 и минимального σ_3. При переходе от главных нормальных напряжений к касательным и нормальным напряжениям на площадке разрушения (сдвига) возникают определенные расчетные сложности. Упростить процесс расчетов, повысить наглядность критерия и углубить понимание физической сущности закона Кулона удалось немецкому исследователю Мору [1–3].

Мор математически обосновал, что линейную зависимость Кулона можно рассматривать как касательную линию к окружностям, построенным по значениям главных нормальных напряжений (минимального и максимального). Значения касательных и нормальных напряжений на площадке разрушения определяются по точке касания. Следует отметить, что при строгом подходе решение Мора можно использовать только при соблюдении условий плоской задачи.

Решения Мора позволяют представлять закон Кулона, используя главные нормальные напряжения [2]:

$$\sigma_1 = R_{сж} + \sigma_3 \mathrm{tg}^2\left(45° + \varphi/2\right) = R_{сж} + \sigma_3 / \mathrm{tg}^2\left(45° - \varphi/2\right), \tag{2}$$

где $R_{сж}$ – предел прочности на одноосное сжатие.

Признается с некоторыми оговорками [3, 5], что угол внутреннего трения в условиях плоской деформации связан с коэффициентом бокового отпора λ следующей зависимостью:

$$\lambda = \mathrm{tg}^2\left(45° - \varphi/2\right). \tag{3}$$

С учетом зависимости (3) уравнение (2) можно представить в виде:

$$\sigma_1 = R_{сж} + \sigma_3/\lambda. \tag{4}$$

Использование кругов Мора в качестве критерия прочности показало, что во многих случаях касательная – огибающая кругов, построенных по предельным значениям главных напряжений – существенно отличается от прямой линии [1, 2, 6]. Данное явление наблюдается при довольно большом относительно одноосного сжатия увеличении значений главных нормальных напряжений. Переход от линейной зависимости к нелинейной для скальных горных пород объясняется переходом от чисто хрупкой деформации к постепенному развитию пластической деформации [2, 7].

Признание фактов существенного нарушения линейности привело к использованию в качестве критерия прочности криволинейной огибающей кругов Мора. Многие авторы стали использовать разные названия закона Кулона (критерий Мора, закон Мора, критерий Мора–Кулона и т. д.). Для огибающей предельных кругов Мора нередко применяется название «паспорт прочности» горной породы.

В связи с тем, что критерий прочности обычно рассматривается в качестве эмпирической зависимости (как криволинейная огибающая кругов Мора), при построении паспортов прочности игнорируются теоретические ограничения, которые накладываются законами Амонтона (закон трения) и Кулона [8, 9]. Следует полагать, что отказ от теоретических ограничений является главной причиной, приводящей к отклонениям от линейного закона (закона Кулона) на начальных участках паспорта прочности (при относительно небольших напряжениях) [9].

С учетом теоретических ограничений разработан деформационный критерий предельно напряженного состояния (ДК ПНС) горных пород [8]. Этот критерий не следует рассматривать как новую закономерность. Необходимо понимать, что деформационный критерий является формой представления закона Кулона в условиях строгого решения плоской задачи с учетом обобщенного закона Гука [9].

Построение паспорта прочности осуществляется по значениям эффективных главных нормальных напряжений, которые отражают значения относительной деформации по осям главных нормальных напряжений. Деформационный критерий ПНС отличается от традиционного критерия (2), (4) по ряду характеристик. Основная зависимость ДК ПНС имеет вид:

$$\sigma_1 = R_c + \sigma_3' / \lambda, \tag{5}$$

где R_c – предел прочности на сжатие; σ_3' – минимальное (эффективное, пропорциональное деформации) нормальное главное напряжение.

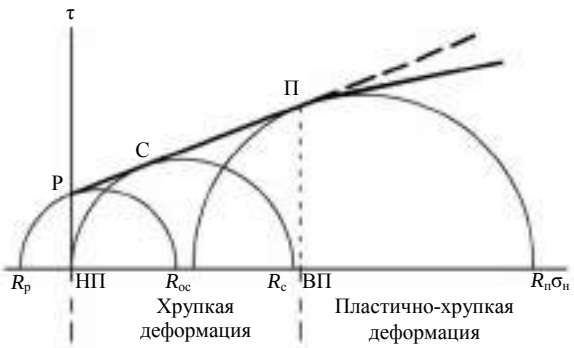

Рис. 1. Границы применимости линейного критерия предельно напряженного состояния:
НП – нижний предел, характерная точка Р; ВП – верхний предел, характерная точка П

Зависимость (5) является уравнением линейной огибающей для кругов напряжений, образованных по величинам σ_3' и σ_1 (рис. 1).

Величина σ_3' определяется выражением [8, 9]:

$$\sigma_3' = \sigma_3 + R_р,$$

где $R_р$ – предел прочности на разрыв.

Физический смысл параметра $R_с$ определяется условием:

$$\sigma_1 = R_с \quad \text{при} \quad \sigma_3' = 0.$$

Величина $R_с$ представляет собой предел прочности на сжатие при поперечной деформации, равной нолю (рис. 1). Количественное значение этой характеристики является близким к значениям, которые получаются при испытаниях на одноосное сжатие образцов в форме правильного куба.

Линейный участок паспорта прочности, описываемый ДК ПНС, ограничивается пределами применимости [10]. Верхний предел (ВП) соответствует границе развития хрупкой деформации (рис. 1). В качестве расчетного параметра, определяющего ВП, применяется величина $R_п$. Аналитическая зависимость, связывающая параметры $R_с$ и $R_п$, выведена в работе [10]:

$$R_с / R_п = 1 - \lambda,$$

или

$$R_п / R_с = \frac{1}{1-\lambda}. \tag{6}$$

В работе [11] подтверждена и обоснована правильность выражения (3) для параметра λ в условиях использования ДК ПНС.

Применение критерия (5) для построения паспортов прочности по результатам лабораторных испытаний образцов горных пород показало [12–14], что в этих случаях начальный участок паспорта прочности наиболее соответствует понятию «линейный критерий». Точки испытаний на одноосное сжатие и косой срез ложатся на прямую линию, при этом значения получаемых параметров хорошо согласуются между собой через расчетные зависимости. Конкретные значения величин (в первую очередь – значения φ) более соответствуют представлениям о свойствах определенных литологических разностей горных пород. Опыт применения деформационного критерия позволяет использовать в качестве синонима наименование «линейный критерий предельно напряженного состояния (ЛК ПНС)».

Линейная зависимость касательных и нормальных напряжений на площадке разрушения (закон Кулона) реализуется в относительно небольшом диапазоне главных нормальных напряжений.

Значения предельного соотношения $R_п / R_с$

φ, град…….....	20	25	30	35	40	45
λ…….....	0,49	0,41	0,33	0,27	0,22	0,17
$R_п/R_с$…….....	1,96	1,68	1,50	1,37	1,28	1,21

Результаты расчетов свидетельствуют, что верхний предел применимости линейного закона Кулона зависит от свойств породы. Среднее значение соотношения $R_п/R_с$ для скальных горных пород составляет 1,3–1,5, а для более пластичных материалов возрастает. Эти результаты хорошо согласуются с экспериментальными данными [13] и подтверждаются результатами изучения структуры зоны хрупкой деформации земной коры [12–14].

При превышении определенных критических значений главных нормальных напряжений $R_п$ паспорт прочности приобретает нелинейный вид. По сравнению

с линейным участком, для которого характерно постоянство угла наклона, криволинейному участку свойственно снижение значений угла наклона касательной по мере увеличения главных нормальных напряжений (рис. 1). Таким образом, паспорт прочности состоит из прямолинейного и нелинейного участков. Граница между этими участками является верхним пределом применимости закона Кулона (ВП).

Для достоверного обоснования обобщенных выводов, пригодных для относительно широкого диапазона геомеханических показателей скальных горных пород, основные характеристики удобно представлять в безразмерном виде. С учетом выражения (6) напряжения в безразмерном виде удобно представлять в виде отношения определенного показателя и величины $R_с$. Величина относительного главного максимального нормального напряжения в безразмерном виде определяется выражением

$$\bar{\sigma}_1 = \sigma_1 / R_с .$$

Соответственно, зависимость (5) в безразмерной форме будет иметь вид:

$$\bar{\sigma}_1 = 1 + \bar{\sigma}_3 / \lambda . \tag{7}$$

Совместное решение выражений (6) и (7) позволяет получить безразмерную зависимость для определения величины главного нормального минимального напряжения $\bar{R}_м$ для круга напряжений, описывающих ВП ЛК ПНС:

$$\bar{R}_м = \frac{\lambda^2}{1-\lambda}. \tag{8}$$

Касательные и нормальные напряжения в соответствии с паспортом прочности связаны зависимостью:

$$\tau = \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2} \cos\varphi. \tag{9}$$

Для точки П выражение (9) будет иметь вид:

$$\tau_п = \frac{R_п - R_м}{2} \cos\varphi.$$

С учетом (6) и (8) эта зависимость в безразмерном виде будет выглядеть как

$$\bar{\tau}_п = \frac{1+\lambda}{2} \cos\varphi.$$

Показатель предела прочности на разрыв $R_р$ связан с величиной $R_с$ выражением [8]:

$$R_р = -\lambda R_с / 2. \tag{10}$$

В безразмерном виде зависимость (10) можно представить как:

$$\bar{R}_р = -\lambda / 2.$$

Величина сцепления С связана с пределом прочности на разрыв [11]:

$$-R_{\text{р}}/\text{C} = \text{tg}\left(45° - \varphi/2\right) = \sqrt{\lambda}.$$

Соответственно, в безразмерном виде величина $\overline{\text{C}}$ определится выражением $\overline{\text{C}} = \sqrt{\lambda}/2$.

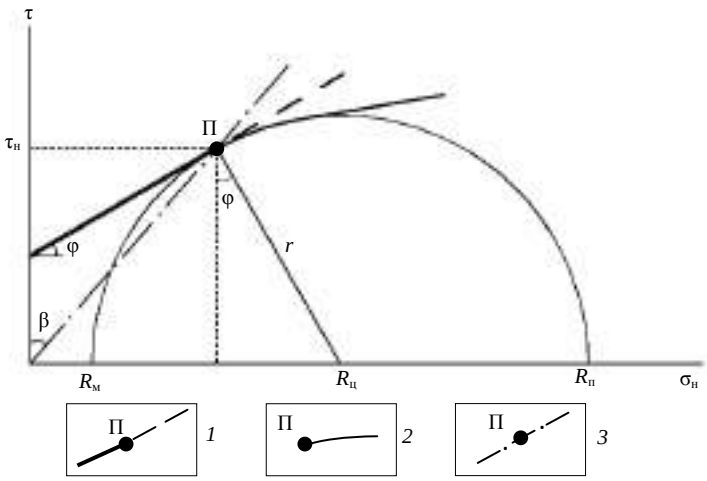

Рис. 2. Угол скола на границе применимости закона Кулона:
1 – линейный участок (до точки П); *2* – нелинейный участок;
3 – траектория косого среза в точке П

При графических построениях удобно использовать величины, характеризующие размер и положение круга напряжений в точке П. Радиус круга напряжений в безразмерном виде определится выражением:

$$\overline{r} = \frac{\overline{R}_{\text{п}} - \overline{R}_{\text{м}}}{2},$$

а координата центра круга напряжений:

$$\overline{R}_{\text{ц}} = \frac{\overline{R}_{\text{п}} + \overline{R}_{\text{м}}}{2}.$$

Из основной зависимости закона Кулона (1) следует:

$$\sigma_{\text{н}} = \frac{\tau - \text{C}}{\text{tg}\,\varphi}; \qquad \overline{\sigma}_{\text{нп}} = \frac{\overline{\tau} - \overline{\text{C}}}{\text{tg}\,\varphi}.$$

Важным методом определения геомеханических характеристик горных пород является срез со сжатием (косой срез). Угол среза, который задается в матрицах, отсчитывается на паспорте прочности от оси ординат τ. Для оценки положения траектории среза относительно точки П необходимо рассчитать значение угла β (рис. 2). Угол β показывает максимальный угол скалывания, при котором точки испытаний на косой срез попадут на линейный участок паспорта прочности. Отношение величин $\overline{\sigma}_{\text{нп}}$ и $\overline{\tau}_{\text{п}}$ позволяет получить значение $\text{tg}\,\beta = \overline{\sigma}_{\text{нп}}/\overline{\tau}_{\text{п}}$.

Для скальных горных пород характерен диапазон значений угла внутреннего трения от 30° до 40° . Значение угла внутреннего трения около 30° характерно для пород типа известняков. Угол внутреннего трения около 40° встречается у изверженных пород кислого состава. Для φ = 30°, 35°, 40° рассчитаны основные геометрические характеристики паспорта прочности в безразмерном виде (таблица). Для оценки геометрической формы паспорта прочности также рассчитаны геометрические показатели для φ = 25°–28°.

Для φ = 30° предельный угол β составляет 40,9°; для φ = 35° угол β снижается до 35,3°; а для φ = 40° предельный угол скалывания составляет 30,8° (таблица, рис. 3).

Основные геометрические и безразмерные характеристики верхней границы применимости закона Кулона

Показатель	φ, град.						
	25	26	27	28	30	35	40
λ	0,406	0,391	0,376	0,361	0,333	0,271	0,217
$1-\lambda$	0,594	0, 610	0,624	0,639	0,667	0,729	0,783
λ^2	0,165	0,152	0,141	0,130	0,111	0,073	0,471
$\sqrt{\lambda}$	0,637	0,625	0,613	0,601	0,577	0,521	0,466
cos φ	0,906	0,899	0,891	0,883	0,866	0,819	0,766
$\overline{C}$	0,319	0,313	0,307	0,300	0,289	0,260	0,233
$\overline{R}_п$	1,68	1,64	1,60	1,56	1,50	1,37	1,28
$\overline{R}_м$	0,278	0,251	0,227	0,204	0,166	0,100	0,06
$\overline{r}$	0,703	0,696	0,688	0,681	0,667	0,636	0,609
$\overline{R}_ц$	0,981	0,947	0,915	0,884	0,833	0,736	0,669
tg φ	0,466	0,488	0,510	0,532	0,577	0,700	0,839
$\overline{\tau}_п$	0,637	0,628	0,601	0,601	0,577	0,520	0,466
$\overline{\sigma}_{нп}$	0,683	0,646	0,576	0,565	0,500	0,372	0,278
tg β	1,070	1,030	0,959	0,940	0,867	0,714	0,596
β, град.	47,0	45,8	43,8	43,2	40,9	35,5	30,8

В настоящее время испытания на срез со сжатием производятся при углах среза 25°, 35°, 45°. Результаты расчетов показывают (таблица), что фактические точки испытаний, выполненных с углом среза 45°, ложатся на паспорт прочности за верхним пределом применимости линейного закона Кулона. Следует отметить, что данный вывод справедлив для всех разновидностей горных пород, имеющих угол внутреннего трения больше 26° (таблица).

Угол скалывания 35° приводит к правильным результатам при испытаниях пород с углом внутреннего трения меньше 35°. Следовательно, для горных пород

с углом φ меньше 35° на линейный участок паспорта прочности ложатся точки испытаний, выполненных с углами среза 25° и 35°. Для горных пород с углом внутреннего трения больше 35° на линейный участок паспорта прочности ложатся только точки, полученные при испытаниях в стандартных матрицах с углом скалывания 25°.

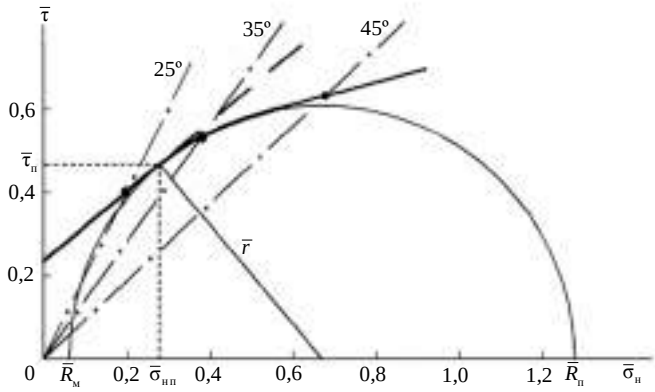

Рис. 3. Траектории сколов на паспорте прочности при φ = 40°

Если рассматривать угол внутреннего трения как важную характеристику конкретного образца горной породы, то следует считать, что метод испытаний на срез со сжатием требует определенной модернизации. Изменения могут коснуться методики испытаний, в которой следует предварительно учитывать вид горной породы. При интерпретации данных испытаний необходимо предусматривать различный подход к обработке линейного и нелинейного участков паспорта прочности.

Таким образом, теоретический анализ геометрических показателей положения верхнего предела закона Кулона с использованием безразмерных характеристик напряжений позволяет выявить причины отклонений результатов испытаний на срез со сжатием от линейной зависимости. Практически для всех разновидностей скальных горных пород фактические точки испытаний, выполненных с углом среза 45°, ложатся на нелинейный участок паспорта прочности за верхним пределом применимости линейного закона Кулона. Методика проведения и интерпретации испытаний горных пород на срез со сжатием требует существенной модернизации.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Баклашов И. В., Картозия Б. А. Механические процессы в породных массивах: учеб. для вузов. М.: Недра, 1986. 272 с.

2. Гудман Р. Механика скальных пород. М.: Стройиздат, 1987. 232 с.

3. Латышев О. Г., Казак О. О. Физика горных пород. Екатеринбург: УГГУ, 2013. 277 с.

4. Khachay O. A., Khachay A. Yu. Construction of dynamical model for evolution of rock massive state as a response on a changing of stress-deformed state // Geophysical Research Abstracts. Vol. 12. EGU2010-2662.

5. Машанов А. Ж., Машанов А. А. Основы геомеханики скально-трещиноватых пород. Алма-Ата: Наука, 1985. 200 с.

6. Латышев О. Г., Франц В. В., Корнилков М. В., Соколов В. В. Определение геометрических характеристик трещин для построения паспорта прочности горных пород // Изв. вузов. Горный журнал. 2016. № 1. С. 58–65.

7. Николаевский В. Н. Механика пористых и трещиноватых сред. М.: Недра, 1984. 232 с.

8. Тагильцев С. Н. Деформационный критерий предельно напряженного состояния скальных массивов // Изв. вузов. Горный журнал. № 1. 2004. С. 3–8.

9. Тагильцев С. Н. Трение, деформация и сила тяжести как базовые понятия геомеханики // Изв. вузов. Горный журнал. 2014. № 6. С. 85–93.

10. Тагильцев С. Н. Границы применимости линейного критерия предельно напряженного состояния горных пород // Изв. вузов. Горный журнал. 2015. № 3. С. 24–30.
11. Тагильцев С. Н. Обоснование взаимосвязи между углом внутреннего трения и показателями деформации горных пород // Изв. вузов. Горный журнал. 2015. № 7. С. 56–60.
12. Тагильцев С. Н., Лукьянов А. Е. Гидрогеологическое расслоение скального массива в условиях современного напряженного состояния // Литосфера. 2010. № 2. С. 122–129.
13. Тагильцев С. Н. Анализ поля напряжений в скальных массивах Краснотурьинского рудного района // Геомеханика в горном деле: докл. Всерос. науч.-техн. конф. с межд. уч. (Екатеринбург, 1–3 окт. 2013 г.). Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2014. С. 110–119.
14. Тагильцев С. Н. Закономерности распределения тектонических напряжений в верхней части геологического разреза горноскладчатых регионов // Геомеханика в горном деле: докл. Всерос. науч.-техн. конф. с межд. уч. (Екатеринбург, 1–3 окт. 2013 г.). Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2014. С. 12–17.

Поступила в редакцию 29 августа 2016 года

GEOMETRY CHARACTERISTICS ESTIMATION OF COULOMB'S LAW HIGHER BOUD OF APPLICABILITY TO ANALYSE THE CONDITIONS OF ROCK TESTING ON SHEAR WITH CONSTRICTION

Tagil'tsev S. N. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: tagiltsev@k66.ru

During laboratory hard rock samples testing nonlinear connection of shearing stress and normal stresses is frequently observed. These facts directly indicate the presence of a higher bound of Coulomb's law applicability. Theoretical analysis of geometry indices of Coulomb's law higher bound state with the use of dimensionless characteristics of stresses allows detecting the reasons for testing on shear with constriction results deviations from linear dependence. Almost for all the types of hard rock, actual testing points fulfilled with 45° shear angle, correspond to the certificate of rock strength beyond the higher bound of Coulomb's law applicability. Thus, the technique of realization and interpretation of rock testing on shear with constriction requires significant modernization.

Key words: Coulomb's law; limiting stress state deformational criterion; higher bound of Coulomb's law applicability; dimensionless characteristics of stresses; rock testing on shear with constriction.

REFERENCES

1. Baklashov I. V., Kartoziia B. A. *Mekhanicheskie protsessy v porodnykh massivakh: uchebnik dlia vuzov* [Manual for institutions of higher education "Mechanical processes at rock mass"]. Moscow, Nedra Publ., 1986, 272 p.
2. Gudman R. *Mekhanika skal'nykh porod* [Hard rock mechanics]. Moscow, Stroiizdat Publ., 1987, 232 p.
3. Latyshev O. G., Kazak O. O. *Fizika gornykh porod* [Rock physics]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2013, 277 p.
4. Khachay O. A., Khachay A. Yu. Construction of dynamical model for evolution of rock massive state as a response on a changing of stress-deformed state. *Geophysical Research Abstracts*, Vol. 12. EGU2010-2662.
5. Mashanov A. Zh., Mashanov A. A. *Osnovy geomekhaniki skal'no-treshchinovatykh porod* [Fundamentals of hard fissured rock geomechanics]. Alma-Ata, Nauka Publ., 1985, 200 p.
6. Latyshev O. G., Frants V. V., Kornilkov M. V., Sokolov V. V. [The determination of fissure geometry to build up a certificate of rock strength]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2016, no. 1, pp. 58–65. (In Russ.)
7. Nikolaevskii V. N. *Mekhanika poristykh i treshchinovatykh sred* [Mechanics of porous and fissured media]. Moscow, Nedra Publ., 1984. 232 p.
8. Tagil'tsev S. N. [Hard rock limiting stress state deformational criterion]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2004, no. 1, pp. 3–8. (In Russ.)
9. Tagil'tsev S. N. [Friction, deformation and gravity as basic concepts of geomechanics]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2014, no. 6, pp. 85–93. (In Russ.)
10. Tagil'tsev S. N. [Applicability bounds of linear criterion of stress strained state of rocks]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2015, no. 3, pp. 24–30. (In Russ.)
11. Tagil'tsev S. N. [The substantiation of interrelation between the angle of internal friction and the indicators of rock deformation]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2015, no. 7, pp. 56–60. (In Russ.)
12. Tagil'tsev S. N., Luk'ianov A. E. [Hydrogeological stratification of a rock massif in conditions of present-day stresses state]. *Litosfera – Lithosphere*, 2010, no. 2, pp. 122–129. (In Russ.)
13. Tagil'tsev S. N. [Stress field analysis in hard rock massifs of Krasnoturinsk ore region]. *Geomekhanika v gornom dele: dokl. Vseros. nauch.-tekhn. konf. s mezhd. uch. 1–3 oktiabria 2013 g.* [Report of All-Russ. Sci. and Techn. Conf. with particip. of foreign scientists "Geomechanics in mining" (1st–3rd October 2013)]. Ekaterinburg, IM UB RAS Publ., 2014, pp. 110–119. (In Russ.)
14. Tagil'tsev S. N. [Tectonic stresses distribution regularities in the higher part of geological cross section of mountain-orogenic structures]. *Geomekhanika v gornom dele: dokl. Vseros. nauch.-tekhn. konf. s mezhd. uch. 4–5 iiunia 2014 g.* [Report of All-Russ. Sci. and Techn. Conf. with particip. of foreign scientists "Geomechanics in mining" (4th–5th June 2014)]. Ekaterinburg, IM UB RAS Publ., 2014, pp. 12–17. (In Russ.)

УДК 622.278

ПРОГНОЗ ДЕФОРМАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ТРЕЩИНОВАТОГО ПОРОДНОГО МАССИВА

ЛАТЫШЕВ О. Г., ПРИЩЕПА Д. В.

Прогноз устойчивости горных пород в выработке и расчет прочных размеров крепи опирается на информацию о деформационных характеристиках породного массива. Измеренные на образцах упругие свойства пород (модуль упругости, коэффициент Пуассона) не соответствуют деформации трещиноватых массивов. Для адекватного описания напряженно-деформированного состояния таких массивов необходим учет геометрических характеристик системы трещин, которые выражаются соотношением модуля трещиноватости, ширины зияния трещин и площади контактов их берегов. В работе обсуждается методика оценки относительной площади контактов берегов трещин на базе статистического моделирования их траекторий. Рассматриваются трещины отрыва и трещины сдвига. Установлено, что по мере деформации трещин происходят разрушение соприкасающихся выступов их шероховатости и дилатансия за счет подъема по линии извилистости. В результате траектории трещин выполаживаются, что сопровождается закономерным снижением величины их фрактальной размерности. В результате статистического моделирования природных трещин разной конфигурации установлена надежная зависимость относительной площади контактов берегов трещины от их фрактальной размерности. Это позволяет оценивать модуль деформации породного массива, имеющего развитую систему трещин. Полученные данные служат основой моделирования напряженно-деформированного состояния массива методом конечных элементов и прогноза устойчивости горных пород в подземных выработках.

Ключевые слова: ***породный массив; трещины; моделирование напряженно-деформированного состояния; фрактальные характеристики; площадь контактов.***

Эффективным средством изучения напряженно-деформированного состояния (НДС) породных массивов является его моделирование методом конечных элементов (МКЭ). Существующие компьютерные модели базируются на линейно-упругом представлении среды, что не соответствует реальным породным массивам, которые, как правило, имеют развитую систему трещиноватости. В связи с этим для задания начальных условий модели МКЭ требуется оценить деформационные характеристики массива с учетом его трещиноватости.

При построении модели трещиноватого массива можно выделить два магистральных направления. Первое рассматривает трещины как геометрически правильные полости или разрезы, берега которых не соприкасаются между собой. Второе направление учитывает контакты между берегами трещины и рассматривает трещину с окружающей зоной влияния как особый слой массива, имеющий свои характерные свойства.

Одним из представителей первого направления является Дж. Б. Уолш [1]. Решая плоскую задачу нагружения массива с трещинами в виде эллипса, взаимно не влияющими друг на друга, им получено выражение для эффективного модуля такого трещиноватого массива:

$$\frac{1}{E_{\text{эф}}} = \frac{1}{E}\left(1 + \frac{4\pi c^2}{3\upsilon}\right),$$

Латышев Олег Георгиевич – доктор технических наук, профессор кафедры шахтного строительства. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: gtf.shs@ursmu.ru

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

где E – модуль упругости ненарушенной горной породы; c – средняя длина трещин; υ – средний объем породы, приходящийся на одну трещину (можно представить как объем зоны влияния трещины). Однако эта и другие формулы, основанные на данном подходе, в силу принятых допущений дают результаты, далекие от реальности. Более перспективным является второй подход, учитывающий реальную геометрию трещин.

Одни из первых исследований в этой области принадлежат Б. Д. Зеленскому, который рассматривает трещину как тонкий слой породы с особыми свойствами [2]. При нагружении на контактирующих поверхностях берегов трещины возникает концентрация напряжений, происходят смятие и разрушение контактов, а в результате – подвижки блоков массива, ограниченных данными трещинами. Распространяя исследования, выполненные для металлов, на горные породы, Б. Д. Зеленский получил уравнения модуля деформации трещиноватого массива. Расчеты, выполненные по данным уравнениям, дают противоречивые результаты, и потому, не приводя их формулы, следует отметить, что автор впервые ввел ряд важных характеристик реальных трещин. В частности, функцию увеличения площади опорных поверхностей как степенной зависимости относительного сближения берегов трещины (показатель степени изменяется от 1 до 3). Однако в расчете принимается допущение о геометрически правильной форме выступов, которая описывается радиусом их закругления. Это не соответствует профилю реальных трещин, что приводит к неадекватности получаемых результатов.

Многочисленные литературные данные и исследования авторов показывают нелинейный характер деформирования трещиноватых пород и массивов. Это обусловлено смыканием трещин под нагрузкой. Для количественного описания такого процесса К. В. Руппенейтом [3] предложена модель деформирования горных пород с серией параллельных трещин. Общая деформация модели: $\Delta l = \Delta h + \Delta\delta$, где h – суммарное расстояние между трещинами, δ – суммарная ширина их зияния. Если обозначить общий модуль деформации такой модели E и модуль упругости слагающей ее горной породы E_0, то в соответствии с законом Гука: $\Delta l = \sigma\, l/E$ и $\Delta h = \sigma\, h/E_0$. Отсюда следует, что деформация трещины определится выражением $\Delta\delta = \sigma\, \delta/\xi\, E$, здесь ξ – относительная суммарная площадь поверхности контактов берегов трещин. Тогда общее уравнение деформации запишется в виде:

$$\frac{\sigma\, l}{E} = \frac{\sigma\, h}{E_0} + \frac{\sigma\, \delta}{\xi\, E_0}.$$

Учитывая, что раскрытие трещин пренебрежимо мало по сравнению с расстоянием между ними, можно принять $h = l$ и преобразовать предыдущее выражение к виду:

$$\varepsilon = \frac{\sigma}{E} = \frac{\sigma}{E_0}\left(1 + \frac{\delta}{\xi\, h}\right). \qquad (1)$$

Отсюда

$$E = \frac{E_0}{1+\eta},$$

где η – некоторая сводная характеристика геометрии трещин, $\eta = \delta/\xi h$.

При выводе данных формул не учитывалось следующее важное обстоятельство. Контактирующие выступы берегов трещины можно рассматривать как

опорные целики. Тогда по мере нагружения породы высота целиков будет непрерывно снижаться, а площадь контактов ξ – возрастать. Поперечное расширение этих целиков будет определяться величиной коэффициента Пуассона горных пород. В работе [3] показано, что при высокой концентрации напряжений на выступах трещин коэффициент Пуассона для всех пород стремится к пределу $\nu = 0{,}5$. Тогда, если считать деформирование выступов упругим и обозначить начальные значения параметров δ_0 и ξ_0, уравнение (1) можно преобразовать к виду:

$$\varepsilon = \frac{\sigma}{E_0}\left(1 + \frac{\delta_0}{h}\frac{E_0}{\xi_0 E_0 + \sigma}\right).$$

Текущий модуль деформации

$$E(\sigma) = E_0\left(1 + \frac{\delta_0}{h}\ \frac{E_0}{\xi_0 E_0 + \sigma}\right)^{-1}.$$

Последние формулы функционально связывают напряжения и деформации трещиноватых пород (аналогично закону Гука для упругого деформирования) через параметры E_0, h, δ_0, ξ_0. Модуль упругости горных пород E_0 может быть определен лабораторными испытаниями образцов. Неопределенными остаются величины h, δ_0 и ξ_0. Используя феноменологический подход, их величину можно оценить методом подбора параметров так, чтобы опытные и расчетные графики деформации максимально соответствовали друг другу. Однако такой подход требует проведения натурных испытаний, что на стадии проектирования процессов горного производства невозможно. Поэтому наиболее эффективным средством изучения данного вопроса может служить статистическое (имитационное) моделирование. Базой такой модели является разработанная авторами компьютерная процедура генерации поверхности трещин на основе фрактального броуновского движения [4].

В механике сплошных сред обычно разделяют трещины отрыва и трещины сдвига. В реальном породном массиве действуют оба фактора. Если трещина образована путем отрыва, то ее берега будут зеркальными отражениями. При последующем сдвиге на некоторую величину Δ выступы рельефа будут разрушаться, образующиеся продукты разрушения заполнят промежутки и при дальнейшем сдвиге переизмельчатся, образуя заполнитель трещины. Для больших по площади контактов разрушение выступов при данной нагрузке σ может не произойти. Тогда при сдвиге будет наблюдаться подъем по этой поверхности (извилистости) с увеличением ширины зияния трещины δ. В ходе этих процессов геометрия трещин будет непрерывно меняться.

В соответствии с этим в модели рассмотрены две ситуации – формирование контактов при сдвиге трещин отрыва и сближение берегов трещины с разной геометрией (трещины сдвига). В каждом случае назначался шаг сдвига Δ и по определенному анализом траекторий трещины углу извилистости α_B вычислялась величина дилатансии V [5]. Соответствующим образом вычислялись новые координаты трещины и производилось их графическое построение. Пересекающиеся участки траекторий ΔL_i принимались за площадь контактов. Относительная площадь контактов определялась как $\xi = \Sigma\Delta L_i/L$, где L – длина трещины. В свою очередь, величина $\Sigma\Delta L_i$ оценивалась произведением числа контактов (пикселей) на площадку среза среднего зуба шероховатости.

В качестве примера на рис. 1 показана модель трещины отрыва в образце гранита, вероятностные траектории берегов которой определены путем статистиче-

ского усреднения 50 сечений образца. Шаг сближения принят равным точности измерения координат трещины Δ = 0,62 мм. Соответствующая ему дилатансия составляет $V = \Delta \operatorname{tg} \alpha_B = 0{,}16$ мм. Здесь маркерами показаны области контакта (наложения берегов трещины) после первого шага сдвига. Относительная площадь контактов при этом составила $\xi = 2{,}4 \cdot 10^{-4}$. Та же процедура проделана с различными трещинами сдвига.

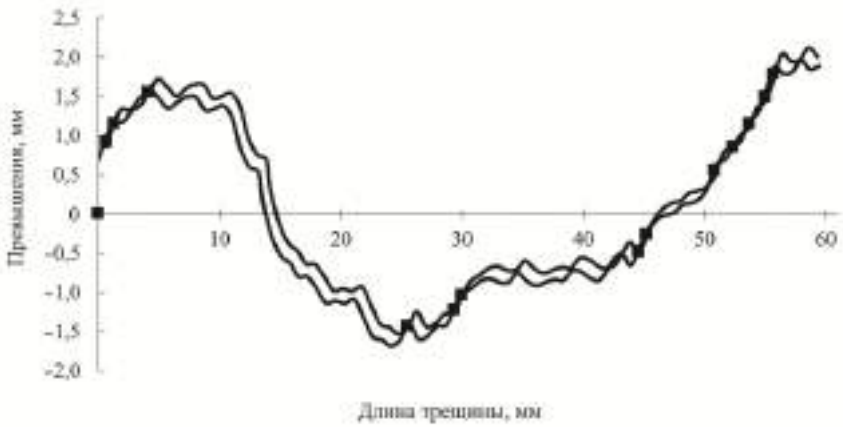

Рис. 1. Контакты берегов трещины отрыва при сдвижении породы

Анализ результатов моделирования и рассмотрение общего механизма деформации трещин позволил установить следующее. При сближении берегов трещины происходит разрушение зубьев ее шероховатости и, как следствие, выполаживание траекторий. Ранее авторами установлено [6], что степень шероховатости трещин достаточно точно оценивается их фрактальной размерностью d_f. Тогда процесс деформации трещин при сдвиге будет сопровождаться изменением фрактальной размерности их берегов. Реализация описанных моделей развития трещин и анализ результатов показывают, что по мере сближения берегов трещин их фрактальная размерность нелинейно снижается. На рис. 2 представлены результаты пошагового сближения берегов одной из трещин модели. Здесь линиями с маркерами показана фрактальная размерность верхнего и нижнего берегов трещины, красным цветом – ее средней линии. Изначально достаточно большая разница в геометрии берегов, выраженная в их фрактальной размерности, по мере сближения и выполаживания поверхностей уменьшается, и в финальной стадии геометрия берегов практически совпадает.

Сопоставление фрактальной размерности берегов различных трещин с относительной площадью их соприкосновения показало следующее. Между относительным снижением разности фрактальных размерностей берегов трещин $\Delta d_f = (|d_{f1} - d_{f2}|/d_{f0})100$ % и их относительной площадью контактов ξ наблюдается устойчивая связь. Здесь $|d_{f1} - d_{f2}|$ – абсолютная разность фрактальной размерности первого и второго берега трещины; d_{f0} – фрактальная размерность ее средней линии.

Корреляционный анализ показал, что с достоверностью аппроксимации $R^2 = 0{,}88$ эта связь может быть описана уравнением:

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

Уравнение экспоненты отражает соответствие полученных данных механизму деформации трещин. При совпадении размерностей берегов трещин $|d_{f1} - d_{f2}| = 0$

и ξ в пределе стремится к $1{,}2 \cdot 10^{-3}$, что по порядку величин соответствует относительной площади соприкосновения гладких поверхностей.

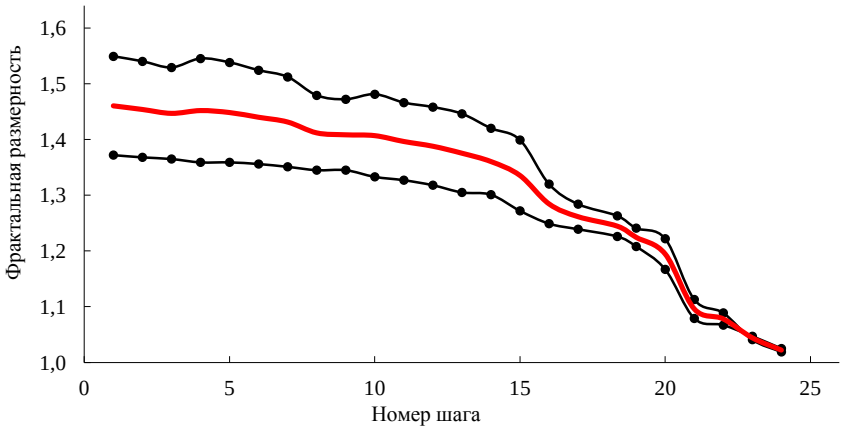

Рис. 2. Изменение фрактальной размерности берегов трещины по мере их сближения

Таким образом, результаты моделирования трещиноватого массива позволяют определять площадь контактов берегов трещин путем фрактального анализа их геометрии. Полученные данные создают основу для оценки деформационных характеристик породного массива с учетом его трещинной структуры. Так, при известных значениях среднего расстояния между трещинами реального массива h и ширины их зияния δ определяется характеристика геометрии трещин $\eta = \delta/\xi h$ и вычисляется модуль деформации породного массива (2). Эти данные могут служить основой моделирования НДС трещиноватого массива методом конечных элементов.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Гудман Р. Механика скальных пород: пер. с англ. М.: Стройиздат, 1987. 232 с.
2. Роза С. А., Зеленский Б. Д. Исследование механических свойств скальных оснований гидротехнических сооружений. М.: Энергия, 1967. 392 с.
3. Руппенейт К. В. Деформируемость массивов трещиноватых горных пород. М.: Недра, 1975. 223 с.
4. Латышев О. Г., Прищепа Д. В., Франц В. В. Статистическое моделирование природных трещин // Изв. вузов. Горный журнал. 2016. № 5. С. 38–45.
5. Латышев О. Г., Прищепа Д. В. Исследование дилатансии при сдвиге горных пород по трещине // Изв. вузов. Горный журнал. 2016. № 4. С. 55–59.
6. Латышев О. Г., Франц В. В., Прищепа Д. В. Фрактальная размерность трещины как мера ее шероховатости // Изв. вузов. Горный журнал. 2015. № 8. С. 55–60.

Поступила в редакцию 11 октября 2016 года

THE FORECAST OF DEFORMATIONAL CHARACTERISTICS OF JOINTED ROCK MASSIF

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

The forecast of rock stability in the working and the calculation of strength values of the support are based on the information about rock massif deformational characteristics. Elastic properties of rocks measured at samples (elastic modulus, Poisson's ratio) don't correspond to the deformation of jointed massifs. In order to properly describe stressed strained state of such massifs the calculation of geometrical characteristics of fissures system is required; they are expressed by the relation of fissuring module, fissures heave width and their edges contacting area. The present work discusses the technique of estimating relative contact area of fissures edges on the basis of statistic modeling of their trajectory. Raptures and shear cracks are examined. It is stated that with deformation of fissures, contacting roughness ledges are breaking together with dilatancy due to the raise along the line of sinuosity. As the result the trajectories of

fissures smooth out, which is accompanied by regular decline of their fractal dimension value. As the result of statistic modeling of natural fissures of various configurations, firm relation of relative area of fissure edges contacts and their fractal dimension is defined. It allows estimating rock massif deformation module, which possesses developed system of fissures. Data obtained serve the basis for modeling stressed strained state of massif by means of finite elements method and forecast of rock stability in underground workings.

Key words: rock massif; fissures; stresses strained state modeling; fractal characteristics; contacting area.

REFERENCES

1. Gudman R. *Mekhanika skal'nykh porod* [Hard rock mechanics]. Moscow, Stroiizdat Publ., 1987, 232 p.
2. Roza S. A., Zelenskii B. D. *Issledovanie mekhanicheskikh svoistv skal'nykh osnovanii gidrotekhnicheskikh sooruzhenii* [Waterworks hard rock foundations mechanical properties investigations]. Moscow, Energiia Publ., 1967. 392 p.
3. Ruppeneit K. V. *Deformiruemost' massivov treshchinovatykh gornykh porod* [Deformability of fissured rock massifs]. Moscow, Nedra Publ., 1975. 223 p.
4. Latyshev O. G., Prishchepa D. V., Frants V. V. [Statistical modeling of natural fissures]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2016, no. 5, pp. 38–45. (In Russ.)
5. Latyshev O. G., Prishchepa D. V. [Dilatancy examination at shift of rocks along the fissure]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2016, no. 4, pp. 55–59. (In Russ.)
6. Latyshev O. G., Frants V. V., Prishchepa D. V. [Fractal dimension of a fissure as a measure of its roughness]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journa*l, 2015, no. 8, pp. 55–60. (In Russ.)

УДК 621.926.2:622.271.012.3

ОПТИМИЗАЦИЯ КОМПЛЕКСА СРЕДСТВ МЕХАНИЗАЦИИ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

САИТОВ В. И.

Рассмотрена проблема оптимизации структуры комплекса средств механизации основных технологических процессов горных предприятий. Предложено рассматривать весь комплекс как подсистему большой технической системы – горного предприятия – на основе теории множеств с использованием основных принципов системного анализа. Возможные варианты структуры средств механизации представлены в виде неорграфов с разной степенью детализации. В основе выбора оптимальных решений лежит метод анализа иерархий, разработанный Т. Саати. Метод альтернативных иерархий предполагает использование иерархических структур, которые представляют собой математический инструмент для качественного моделирования сложных проблем. Вершиной иерархии является главная цель, элементы нижнего уровня представляют множество вариантов достижения цели (альтернатив). На примере выбора дробилок для карьерных дробильных установок показано, что такой подход позволит существенно снизить затраты времени и ресурсов по сравнению с оптимизацией на основе графа всего комплекса машин горного предприятия.

Ключевые слова: ***системный анализ; системотехника; дробилка; модель структуры; теория множеств; неорграф; метод анализа иерархий; органоструктура.***

Горнодобывающие предприятия (ГП) по основным характеристикам, структуре и особенностям относятся к большим техническим системам (БТС) [1]. Основные особенности БТС заключаются в следующем: человек участвует в ней в качестве как объекта управления, так и управляющего; БТС структурно состоит из большого числа элементов; БТС характеризуются большой длительностью совершающихся в ней переходных процессов, которые иногда могут достигать нескольких лет.

Высокая динамичность современного общества, непрерывно меняющаяся среда (общество, конкуренты), постоянное усложнение горнотехнических условий и ограниченные ресурсы способствуют быстрой смене требований и внешних условий, что обуславливает необходимость постоянного воздействия системы управления на ГП с целью повышения его эффективности на всех этапах жизненного цикла. Если учесть длительный срок эксплуатации большинства ГП и сложность их структуры, то обозначенная проблема представляется достаточно сложной и для ее успешного решения необходимо использование методов системного анализа и системотехники.

Разнообразие технологий и технических средств в горном производстве определяет всю сложность проблемы оптимального выбора основного оборудования в процессе проектирования, эксплуатации и модернизации ГП.

Саитов Виль Ирхужеевич – доктор технических наук, профессор кафедры горных машин и комплексов. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: tit.ural@mail.ru

Практика проектирования и эксплуатации сложных систем показывает, что внутренняя структура в наибольшей степени определяет эффективность той или иной системы, весь ее жизненный цикл [2].

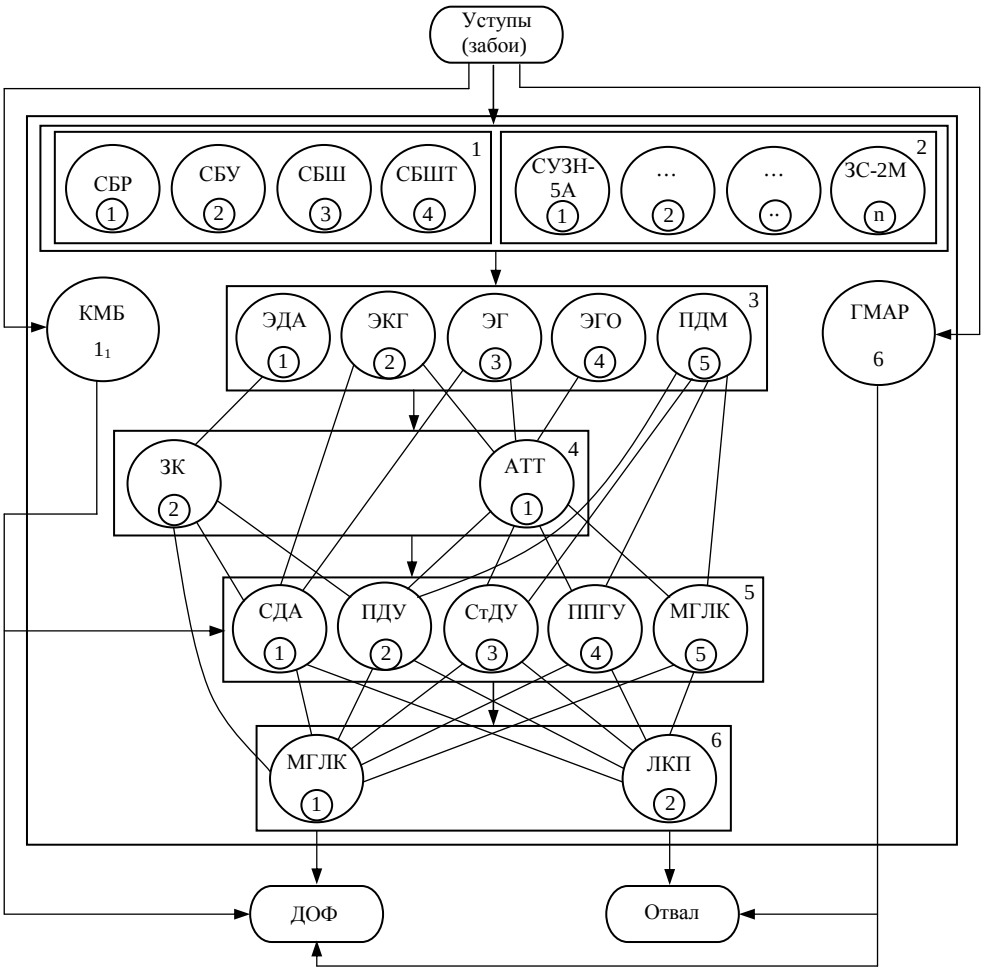

Рис. 1. Органоструктура системы КСМ-ЦПТ

В соответствии с теорией множеств, комплекс средств механизации (КСМ) будем рассматривать как подсистему большой технической системы – системы ГП, которая, в свою очередь, рассматривается как множество разнородных элементов E. На первом уровне иерархии структуру ГП можно выразить формулой

$$A \bigcup E,$$

где A – система ГП как множество, объединяющее множество E.

В свою очередь,

$$E \bigcup O_p,$$

где $O_p = \{Od_i, Tp_i, TS_i, Umg_i\}$ – множество операндов, технологических принципов, технических систем, множество элементов окружающей среды соответственно.

Подмножество TS_i можно представить в виде графа, который отражает все возможные реализации КСМ [3]. На рис. 1 обозначено: СБР, СБУ, СБШ, СБШТ – бурильные станки вращательного, ударного, шарошечного и шарошечно-термического бурения соответственно; СУЗН-5А, ..., ЗС-2М – типы зарядных забоечных машин; КМБ – фрезерные и стреловые комбайны; ЭДА – экскавационно-дробильные агрегаты; ЭКГ – экскаватор типа прямая механическая лопата, ЭГ, ЭГО – гидравлические экскаваторы типа прямая и обратная лопата; ПДМ – погрузочно-доставочные машины; ГМАР – горные машины с активными рабочими органами; ЗК – забойный конвейер; АТТ – внутрикарьерный транспорт; СДА, ПДУ, СтДУ – самоходные дробильные агрегаты, передвижные и стационарные карьерные дробильные установки соответственно; ППГУ – передвижные стационарные грохотильно-перегрузочные установки; МГЛК – магистральные ленточные конвейеры; ЛКП – ленточные конвейерные подъемники.

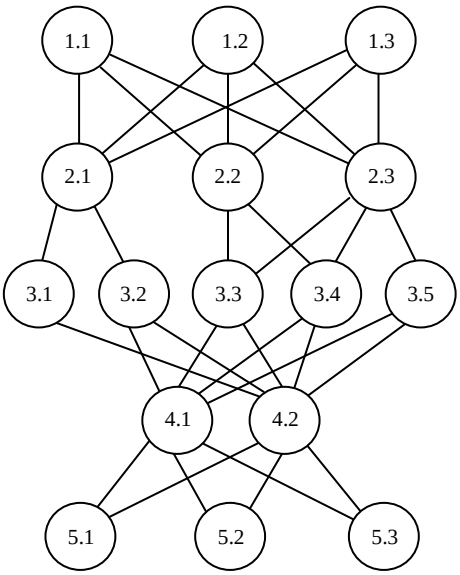

Рис. 2. Структура КДУ

Органоструктура системы КСМ представляет собой неорграф с мечеными вершинами, ребра отображают отношения смежности или возможности сопряжения между отдельными элементами системы. Однако в представленном виде этот граф не может быть использован для решения задачи оптимизации, поскольку каждая вершина графа должна быть представлена конкретными типами TS_i (например, экскаваторы типа ЭКГ или дробилки ККД), эффективность которых можно оценить по тому или иному критерию.

Такой граф представлен на рис. 2, который отображает внутреннюю структуру карьерных дробильных установок (КДУ) при циклично-поточной технологии (ЦПТ) ведения горных работ [4]: 1.1, …, 1.3 – пневматические, гидравлические и электромагнитные устройства для дробления негабаритов соответственно; 2.1, …, 2.3 – приемно-подающие устройства (приемный бункер, приемный бункер-питатель, приемный бункер грохот-питатель); 3.1, …, 3.5 – дробилки крупного дробления (ККД – дробилки дисковые крупного дробления, КДД, КВКД, ЩДП, ДР, ДМ); 4.1, 4.2 – разгрузочные устройства (приемный конвейер–разгрузочная консоль); 5.1, …, 5.3 – механизмы перемещения (гусеничный, шагающий, пневмоколесный).

В отличие от упомянутых работ модель представлена в виде неорграфа с мечеными вершинами, при этом ребра графа отображают отношения смежности между вершинами, т. е. возможность сопряжения отдельных устройств друг с другом. Предпочтение такому виду графа отдано потому, что использование неорграфов позволяет представлять их в матричном виде.

В качестве примера рассмотрим задачу оптимального выбора типа дробилки для КДУ. Для этого используем предложенный Т. Саати метод альтернативных иерархий (МАИ) [5], который в настоящее время широко используется как математический инструмент системного подхода к сложным проблемам принятия решений.

Метод анализа иерархий содержит процедуру синтеза приоритетов, вычисляемых на основе субъективных суждений экспертов. В качестве основы для рабо-

ты экспертов лучше всего использовать фундаментальную шкалу ценностей, также разработанную Т. Саати [6, 7]. Число суждений может измеряться десятками или даже сотнями, их эффективная обработка достигается за счет использования специализированного программного обеспечения (ПО) [8].

Иерархические структуры, используемые в МАИ, представляют собой инструмент для качественного моделирования сложных проблем. Вершиной иерархии является главная цель; элементы нижнего уровня представляют множество вариантов достижения цели (альтернатив); элементы промежуточных уровней соответствуют критериям или факторам, которые связывают цель с альтернативами.

Порядок применения МАИ:

1. Построение качественной модели проблемы в виде иерархии, включающей цель, альтернативные варианты достижения цели и критерии для оценки качества альтернатив;

2. Определение приоритетов всех элементов иерархии с использованием метода парных сравнений;

3. Синтез глобальных приоритетов альтернатив путем линейной свертки приоритетов элементов на иерархии;

4. Проверка суждений на согласованность;

5. Принятие решения на основе полученных результатов.

После построения иерархии участники процесса используют МАИ для определения приоритетов всех узлов структуры. Осуществляются тестирование ПО и адаптация математических моделей к условиям конкретного ГП. Информация для расстановки приоритетов собирается со всех участников и математически обрабатывается. Приводится информация, на простом примере поясняющая процесс вычисления приоритетов дробилок крупного дробления: ККД, КДД, КВКД, ЩДП.

Приоритеты – это числа, которые связаны с узлами иерархии. Они представляют собой относительный вес элементов в каждой группе. Подобно вероятностям, приоритеты – безразмерные величины, которые могут принимать значения от нуля до единицы. Чем больше величина приоритета, тем более значимым является соответствующий ему элемент. Сумма приоритетов элементов, подчиненных одному элементу вышележащего уровня иерархии, равна единице. Приоритет цели по определению равен 1.0.

МАИ является общей теорией измерения. Она применяется для вывода шкал отношений как из дискретных, так и из непрерывных парных сравнений в многоуровневых иерархических структурах.

При выборе критериев использовалась система оценок качества *TS*, которая принята в работах [9, 10].

Для иллюстрации метода принято решение ограничиться четырьмя критериями (факторами):

1. Производительность дробилки Q, т/ч – функциональный критерий;

2. Удельная энергоемкость рабочего процесса E/m, т. е. расход энергии в КВт · ч, приходящийся на единицу переработанного материала, – экономический критерий;

3. Цена изделия, р.;

4. Эксплуатационные затраты, р./т, т. е. затраты в эксплуатации, приходящиеся на единицу произведенного продукта.

На взгляд автора, такие показатели прежде всего могут быть приняты во внимание при приобретении того или иного типа оборудования. С позиции изготовителя оборудования, эти критерии будут существенно отличаться от критериев, принятых в рассматриваемом примере [10].

На рис. 3 представлены результаты анализа методом МАИ. В качестве альтернатив были приняты разнотипные дробилки, которые производятся в настоящее время. Нумерация критериев соответствует порядку их перечисления.

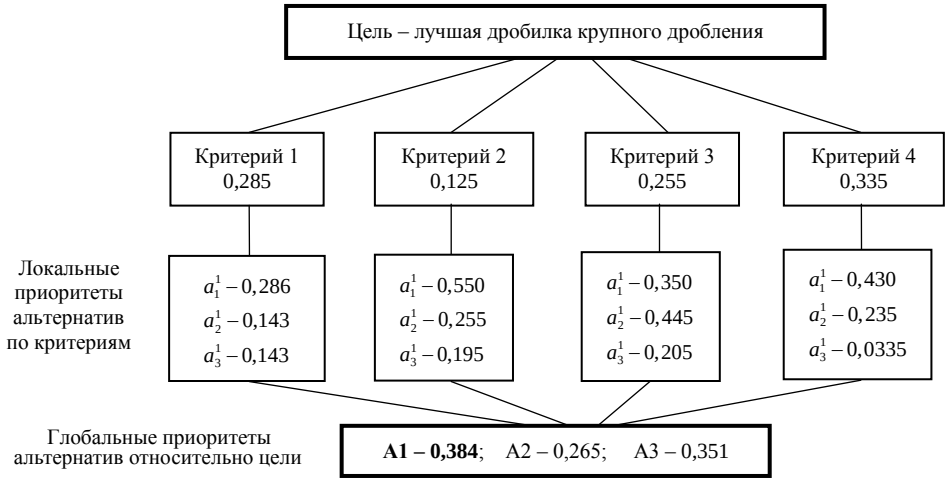

Рис. 3. Решение задачи поиска глобальных приоритетов

Таким образом, из трех типов дробилок предпочтение следует отдать альтернативе А1, которая имеет наибольший приоритет, равный 0,384.

Применяя приведенный прием расстановки приоритетов, можно выбрать для каких-либо конкретных условий оптимальный состав подсистем, входящих в КСМ ГП, приведенный на рис. 1. И затем оптимизировать весь комплекс с учетом отношений между узлами графа. Такой подход позволит существенно снизить затраты времени и ресурсов по сравнению с оптимизацией на основе графа всего комплекса машин, поскольку с учетом предложений машин на рынке граф получится чрезмерно большим.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Саркисян С. А., Ахундов В. М., Минаев Э. С. Большие технические системы. М.: Наука, 1977. 350 с.

2. Курейчик В. М. Математическое обеспечение конструкторского и технологического проектирования с применением САПР: учебник для вузов. М.: Радио и связь. 1990. 352 с.

3. Саитов В. И., Чупров В. И. Проблема выбора технических решений в процессе оптимизации комплекса средств механизации для открытых горных работ // Известия УГГУ. Сер. «Горное дело». 2005. Вып. 21. С. 151–155.

4. Саитов В. И. Анализ структуры дробильных установок для циклично-поточной технологии // Изв. вузов. Горный журнал. 1987. № 12. С. 66–69.

5. Саати Т. Л. Принятие решений при зависимостях и обратных связях. Аналитические сети: пер. с англ. / ред. А. В. Андрейчиков, О. Н. Андрейчикова. М.: ЛИБРОКОМ, 2009. 360 с.

6. Saaty T. L. Fundamentals of decision making and priority theory. RWS Publications, 4922 Ellswort Ave., Pittsburg, PA, 1994.

7. Saaty T. L., Hu G. Ranking by eigenvector versus other methods in the analytic hierarchy process // Ahhl. Math. Letters. 1998. Vol. 11. № 4. P. 121–125.

8. Абакаров А. Ш., Сушков Ю. А. Программная система поддержки принятия рациональных решений «MPRIORITY 1.0» // Исследовано в России. 2005. С. 2130–2146.

9. Половинкин А. И. Основы инженерного творчества: учеб. пособие для студентов втузов. М.: Машиностроение, 1988. 368 с.

10. Саитов В. И. , Иванов И. Ю. Оценка предпочтений критериев качества технических систем // ГИАБ. 2006. № 1. С. 293–295.

Поступила в редакцию 12 сентября 2016 года

MINING ENTERPRISES SYSTEM OF MECHANISATION OPTIMIZATION

Saitov V. I. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: gmf.tm@m.ursmu.ru

The article examines the problem of mining enterprises main engineering processes system of mechanization structure optimization. It is suggested to consider the whole complex as a subsystem of a large technical system – a mining enterprise – on the basis of the theory of sets with the use of the main principles of system analysis. Possible variants of means of mechanization structure are represented in the shape of neorgraphs with various level of specification. At the heart of the choice of optimal decisions there is the method of hierarchies analysis, worked out by T. Saaty. The method of alternative hierarchies intends the use of hierarchical structures, which represent a mathematical instrument for qualitative modeling of complex problems. At the top of the hierarchy is the main goal; the elements of the lower level are the set of variants of achieving the goal (alternatives). By the example of the choice of crushers for open pit crushing installations it is shown that this approach allows significantly reducing time and resources as compared to the optimization of the whole complex of machines at the mining enterprise on the basis of graph.

Key words: system analysis; systems engineering; crusher; structure model; theory of sets; neorgraphs; hierarchies analysis method.

REFERENCES

1. Sarkisian S. A., Akhundov V. M., Minaev E. S. *Bol'shie tekhnicheskie sistemy* [Large engineering systems]. Moscow, Nauka Publ., 1977. 350 p.
2. Kureichik V. M. *Matematicheskoe obespechenie konstruktorskogo i tekhnologicheskogo proektirovaniia s primeneniem SAPR: uchebnik dlia vuzov* [School book for the institutions of higher education "Mathematical maintenance of engineering and technological design with the use of SAPR"]. Moscow, Radio i sviaz' Publ., 1990. 352 p.
3. Saitov V. I., Chuprov V. I. [The problem of choosing engineering decisions in the process of the means of mechanization complex optimization for opencast mining]. *Izvestiia Ural'skogo gornogo universiteta. Ser. "Gornoe delo" – News of the Ural State Mining University. Ser. "Mining"*, 2005, issue 21, pp. 151–155. (In Russ.)
4. Saitov V. I. [Crushing installations structure analysis for cyclic line technology]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 1987, no. 12, pp. 66–69. (In Russ.)
5. Saati T. L. *Priniatie reshenii pri zavisimostiakh i obratnykh sviaziakh. Analiticheskie seti. Nauch. red. A. V. Andreichikov, O. N. Andreichikova* [Decision making with dependence and feedback. Analytic Network. Edited by A. V. Andreichikov, O. N. Andreichikova]. Moscow, LIBROKOM Publ., 2009. 360 p.
6. Saaty T. L. Fundamentals of decision making and priority theory. Pittsburg, PA, RWS Publ., 1994.
7. Saaty T. L., Hu G. Ranking by eigenvector versus other methods in the analytic hierarchy process. *Ahhl. Math. Letters*, 1998, vol. 11, no. 4, pp. 121–125.
8. Abakarov A. Sh., Sushkov Iu. A. [Software support system for rational decision making "MPRIORITY 1.0"]. *Issledovano v Rossii – It Is Investigated in Russia*, 2005, pp. 2130–2146. (In Russ.)
9. Polovinkin A. I. *Osnovy inzhenernogo tvorchestva: ucheb. posobie dlia studentov vtuzov* [Student training manual for technical colleges "Fundamentals of engineering art"]. Moscow, Mashinostroenie Publ., 1988. 368 p.
10. Saitov V. I., Ivanov I. Iu. [Engineering systems quality standards preference judgement]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2006, no. 1, no. 293–295. (In Russ.)

УДК 622.273.622.742

ВЫБОР ОБОРУДОВАНИЯ И ОЦЕНКА СХЕМ МОБИЛЬНЫХ КАРЬЕРНЫХ КОМПЛЕКСОВ ПРИ ОТРАБОТКЕ ЗАКАРСТОВАННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

ЮДИН А. В., ШЕСТАКОВ В. С.

На отечественных карьерах не освоена в достаточной степени технология очистки полезного ископаемого от глинистых включений при отработке карбонатного сырья. В карьерах для этой цели применяются стационарные и мобильные установки. Существуют два способа разделения горной массы: с использованием вибрационных процессов и с использованием машин на основе вращающихся рабочих элементов. На этих способах базируются проекты и разработки мобильных комплексов очистки сырья от глины. В мировой практике промышленностью осваиваются как стационарные, так и мобильные комплексы. Большинство грохотильных агрегатов создано на основе вибропроцессов. Проекты отечественных агрегатов не освоены промышленностью. Зарубежные компании разрабатывают агрегаты с валковыми и барабанными грохотами, которые находят практическое применение. Приведена краткая характеристика мобильных комплексов для разделения заглиненной горной массы в карьерах. Отмечены область применения, основные достоинства и недостатки мобильных комплексов. Даны сравнительные показатели комплексов.

Ключевые слова: ***мобильный карьерный комплекс; очистка известняка; глина; мобильные установки; вибрационный грохот; валковый грохот; барабанный грохот; гусеничное ходовое оборудование.***

Закарстованность месторождений карбонатных пород значительно усложняет добычу и обусловливает увеличение потерь полезных ископаемых. Практика освоения Чаньвинского месторождения известняков (Пермский край) выявила, что в продуктивной толще имеются многочисленные тела глин, карсты и заглинизированные зоны интенсивной трещиноватости. Закарстованность месторождения оказалась значительно выше по сравнению с результатами детальной разведки.

После взрыва известняки частично перемешиваются с глиной и не могут быть использованы в качестве карбонатного сырья. Заглиненные известняки переводятся в разряд вскрыши и вывозятся в отвал. В результате потери карбонатного сырья в среднем составили около 40 % по сравнению с проектными 7,7 %. В отечественной практике не накоплен достаточный опыт и не отработаны эффективные технологии по разделению заглиненной взорванной горной массы (ГМ) непосредственно в карьерах.

Специалистами Уральского государственного горного университета и Чаньвинского карьера (ОАО «Березниковский содовый завод») разработана новая технология отработки закарстованных месторождений, которая применялась на нем в 2001–2013 гг. и показала положительные результаты [1]. Отличие новой технологии заключается в том, что операции по разделению (очистке) известняка и глинистых включений выделены из процессов дробильно-сортировочных комплексов (ДСК) и выполняются на специальном стационарном комплексе в карьере.

Юдин Аркадий Васильевич – доктор технических наук, профессор кафедры горных машин и комплексов. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: gpt2004@mail.ru

Шестаков Виктор Степанович – кандидат технических наук, профессор кафедры горных машин и комплексов. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: shestakov.v.s@mail.ru

Технология очистки осуществляется на основе вибропроцессов способом сухого двухстадийного разделения взорванной ГМ на фракции, содержащие кондиционный известняк, и фракции с глинистыми включениями. Комплекс очистки известняка (КОИ) включает установки первичной и вторичной очистки известняка.

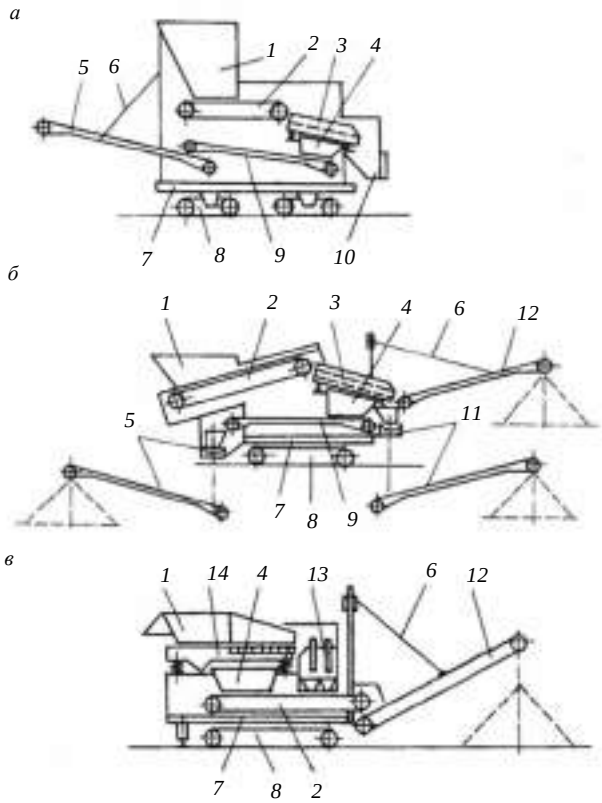

Рис. 1. Схемы цепи аппаратов самоходных грохотильных агрегатов с вибрационными грохотами:
а – применяемый на карьере «Южный Эгнью» (США); *б* – SandvikQE-440; *в* – СВГУ-1Д;
1 – бункер; *2* – пластинчатый питатель; *3* – вибрационный одно-, двухдечный грохот; *4* – бункер подгрохотного продукта; *5* – конвейер подгрохотного продукта (поворотный, боковой); *6* – подвеска конвейера; *7* – платформа агрегата; *8*– гусеничное ходовое оборудование; *9* – передаточный конвейер; *10* – затворный люк; *11* – боковой конвейер средних фракций; *12* – поворотный конвейер крупных фракций; *13* – камера дробления негабарита; *14* – вибрационный питатель-грохот с совмещенными технологическими функциями

Анализ отечественного и зарубежного оборудования для КОИ в карьерах показал, что на современном этапе наиболее эффективные результаты при сухом способе очистки известняка от глинистых включений достигаются при применении в качестве основных исполнительных органов средств вибрационной техники и средств разделения ГМ при помощи машин, рабочие органы которых образованы различными телами вращения. Упомянутые средства используются при комплектовании как стационарных, так и мобильных КОИ. В данной статье кратко описаны схемы отечественных и зарубежных мобильных КОИ и результаты сравнения их характеристик.

Мобильные комплексы в карбонатных карьерах структурно формируются по двум схемам: содержащие только агрегат первичной очистки (АПО) или самоходный грохотильный агрегат (СГА) и содержащие АПО и агрегат вторичной очистки (АВО). В обоих случаях загрузка АПО осуществляется экскаватором (погрузчиком), фракции (продукты разделения ГМ) размещаются в конусных штабелях на уровне стоянки агрегатов и вывозятся на ДСК и в отвал средствами автотранспорта.

Достоинствами применения мобильных КОИ являются: отсутствие инвестиционных вложений на строительство площадок для маневров автосамосвалов, подпорных стенок, опорных фундаментов и других сооружений; некоторое снижение объемов транспортирования ГМ автосамосвалами; кратчайшие сроки

ввода в эксплуатацию; наличие автономного источника электроэнергии. Недостатки: ограниченная вместимость приемного бункера АПО и конусных штабелей фракций после очистки ГМ, что исходно определяет жесткую зависимость работы звеньев всей системы; необходимость вывода всего КОИ на безопасное расстояние при производстве БВР и связанная с этим потеря времени рабочей смены; более жесткие требования при планировке рабочей площадки; более низкий коэффициент использования оборудования; сложная организация работы погрузочно-транспортного оборудования; практическая невозможность организациии работы КОИ при наличии нескольких рабочих горизонтов; сложность конструкции и обслуживания мобильного оборудования (приводов гусеничного шасси, гидросистем приводов конвейеров, питателей, грохотов) и др.

Мобильное оборудование для разделения заглиненной ГМ в основном производится зарубежными компаниями (Terex, Sandvik, Metso Minerals, HAZEMAG, August Müller, NIROX и др.). Среди отечественных производителей можно отметить «Дробмаш» и ЗАО «Автокомпозит» – совместные предприятия с зарубежными фирмами.

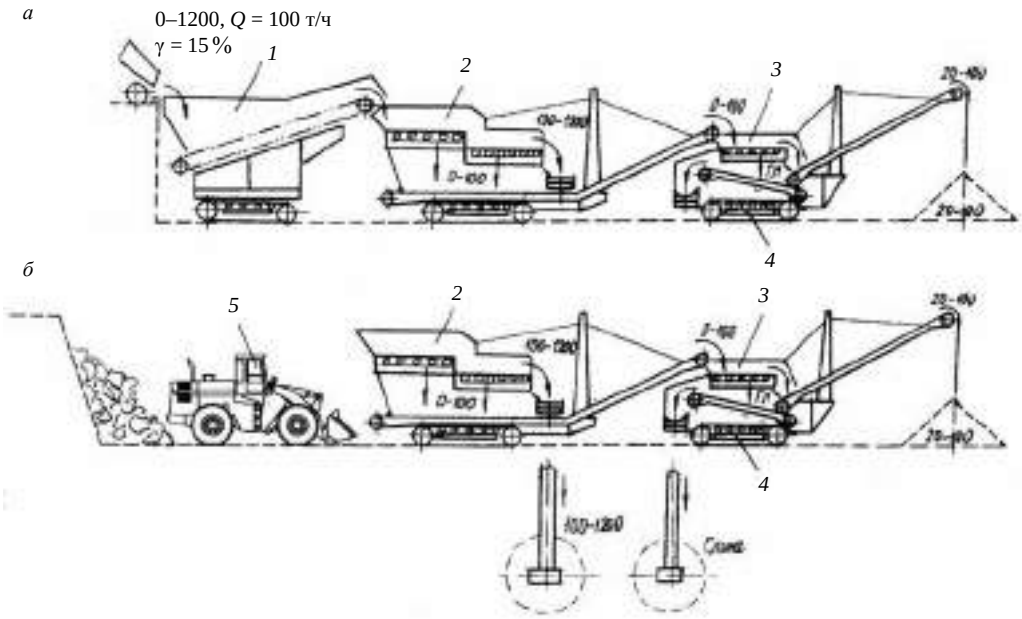

Рис. 2. Схемы цепи аппаратов мобильных комплексов очистки известняка с валковыми грохотами: *а* – при установке КОИ на сборной перегрузочной системе и при загрузке автосамосвалами; *б* – при установке КОИ на уступе и при загрузке экскаватором;
1 – агрегат с питателем тяжелого типа; *2* – агрегат первичной очистки; *3* – агрегат вторичной очистки; *4* – гусеничное ходовое оборудование; *5* – экскаватор (погрузчик)

Большинство отечественных и зарубежных грохотильных агрегатов, разработанных к концу прошлого века, создано на основе вибрационного способа разделения ГМ на фракции. Агрегаты, специально предназначенные для разделения заглиненной ГМ, не разрабатывались. Известны разработки самоходных грохотильных агрегатов как с замкнутым, так и с разомкнутым циклами операций.

На рис. 1 приведены схемы цепи аппаратов некоторых самоходных агрегатов для разделения взорванной горной массы с вибрационными исполнительными органами: с разомкнутым циклом операций (рис. 1, *а*, *б*); с замкнутым циклом операций (рис. 1, *в*). Краткая характеристика СГА приведена в табл. 1. Описание конструкций в статье не приводится. Некоторые конструкции СГА представлены в [2].

При разработке проекта отработки глубинных горизонтов Чаньвинского карьера перед специалистами также была поставлена задача – отработать вариант технологии с использованием мобильного оборудования. Произведены разработка и сравнение трех схем КОИ с мобильным оборудованием зарубежных фирм на основе использования валковых и барабанных грохотов. Характеристика агрегатов приведена в табл. 1.

Таблица 1

Техническая характеристика самоходных гусеничных грохотильных агрегатов

Параметр	Разделение ГМ посредством вибропроцессов				Разделение ГМ посредством вращающихся элементов		
	СГА-ГПТ	СВГУ-1Д	Warrior 2400	Sandvik QE440	HAZEMAG	August Müller	NIROX TRG-403 Trommel
Производительность по питанию, т/ч	1500	1500	1000	900	450	500	400
Наибольший размер куска, м	1,2	1,2	1,2	0,8	0,9	1,2	0,8
Вместимость бункера, м^3	25	28	10	Н. д.	Н. д.	15	7,8
Высота загрузки, м	7,5	7,8	3,6–4,5	Н. д.	4,8	4,5	4,4
Тип главного исполнительного органа	Вибропитатель-грохот ГПТ-1	Вибропитатель-грохот ГПТ-1А	Terex-Powerscreen 3-дечный	Sandvik 2-дечный	Валковый 3-каскадный	Валковый плоский	Барабан 2-секционный
Производительность грохота, т/ч	До 2000	До 2000	До 1000	До 1000	До 2000	До 1500	До 1000
Эффективность разделения, %	90–95	90–95	Н. д.	Н. д.	Н. д.	80–85	80–85
Размеры рабочего органа, м	6,0 × 2,5	6,0 × 2,5	6,0 × 1,8	5,5 × 1,75	6,0 × 1,5	4,5 × 1,2	L = 5,5; ∅ = 1,5
Скорость передвижения, км/ч	0,45	0,27	До 1,00	Н. д.	Н. д.	Н. д.	Н. д.
Установленная мощность, кВт	200	270	Н. д.	Н. д.	Н. д.	Н. д.	96
Масса агрегата, т	195	360	46	36	Н. д.	Н. д.	Н. д.

Н. д. – нет данных.

При разработке комплекса рассматривались две схемы цепи аппаратов с валковыми грохотами (рис. 2).

В первом случае комплекс примыкает к временной перегрузочной системе. Автосамосвалы как сборочный транспорт доставляют заглиненную ГМ и разгружают ее в приемный бункер, оснащенный пластинчатым питателем и установленный на гусеничном ходу. Питатель загружает взорванную ГМ в бункер агрегата первичной очистки ГМ на полотно валкового грохота. После разделения на валковом грохоте очищенная ГМ поступает в свой штабель, заглиненная ГМ транспортируется в бункер агрегата вторичной очистки. Такая схема цепи аппаратов приведена на рис. 2, *а*.

Во втором случае КОИ располагается на уступе, на рабочей площадке, агрегат первичной очистки загружается экскаватором или погрузчиком. Взорванная ГМ поступает непосредственно в бункер на полотно валкового грохота. В состав КОИ может входить и агрегат вторичной очистки (рис. 2, *б*).

Валковые грохоты тяжелого типа и СГА на их основе разрабатываются и изготавливаются в Германии. Схематичный чертеж агрегата первичной очистки фирмы HAZEMAG end ERP GmbH приведен на рис. 3. Установка предназначена для приема заглиненной ГМ с размерами кусков до 0,9 м и ее разделения на фракции 0,0–0,06 и 0,06–0,9 м, производительность установки – до 450 т/ч.

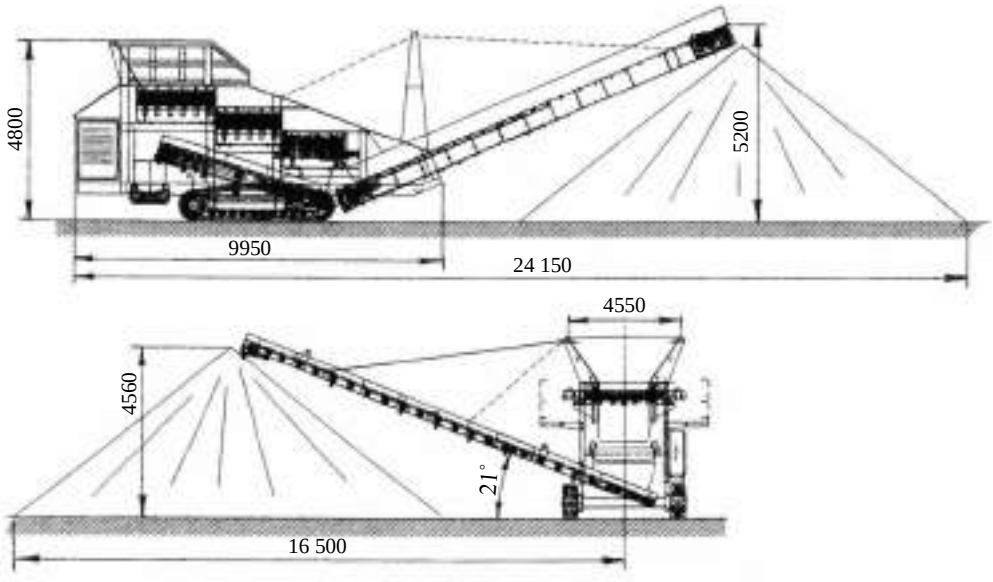

Рис. 3. Агрегат первичной очистки сырья фирмы HAZEMAG с трехкаскадным валковым грохотом

Основные элементы установки: приемный бункер размерами в плане 3,0 × 3,0 м; трехкаскадный валковый грохот с шириной рабочего полотна 1,5 м и общей длиной 6,0 м, с высотой каждого каскада 0,5 м, число рабочих валков в каскаде 6, 5 и 4 соответственно по ходу ГМ; подвесной неповоротный цепной транспортер типа KF1000P фирмы HAZEMAG для перемещения фракций 0,06–0,9 м, с шириной полотна 0,8 м, длиной 12 м и углом наклона до 18°, оснащенный круглозвенными цепями, образует штабель высотой до 5,2 м с вместимостью до 170 м^3; подгрохотный цепной питатель облегченного типа с шириной полотна 1,5 м, длиной 5 м и углом наклона 15° для передачи заглиненной ГМ фракции 0,0–0,06 м на боковой конвейер; боковой ленточный конвейер длиной 14 м, с углом наклона 21° образует штабель ГМ высотой до 4,5 м с вместимостью фракций до 150 м^3; гусеничное ходовое оборудование; дизель-генераторный привод. Краткая техническая характеристика агрегата приведена в табл. 1.

Комплекс мобильных агрегатов для очистки известняка от глинистых включений разработан фирмой August Müller (Германия). Он содержит два агрегата: АПО с 11-валковым плоским грохотом и АВО с 15-валковым грохотом «пальчикового» типа. Проектное решение агрегатов представлено на рис. 4. Агрегат первичной очистки имеет законченную схему цепи аппаратов: приемный бункер размерами в плане 3,3 × 2,6 м, с высотой погрузки 4,5 м; под бункером установлен наклонный цепной конвейер шириной 1,0 м и длиной 5,7 м; бункер закреплен

на конструкции, опирающейся на опорные гидродомкраты; разделение ГМ на фракции ±0,08 м производится на горизонтальном валковом грохоте с шириной рабочего органа 1,2 м и длиной 4,5 м; под грохотом вдоль оси агрегата установлен ленточный конвейер длиной 5 м, который передает заглиненные фракции –0,08 м на боковой ленточный конвейер длиной 6,3 м с шириной ленты 0,8 м; крупные фракции 0,08–1,2 м с грохота поступают на наклонный цепной транспортер длиной 10,2 м, с шириной полотна 1,0 м. Высота образованного штабеля ГМ составляет 4,6 м, передвижение агрегата осуществляется гусеничным движителем. Заглиненная ГМ фракций –0,08 м с бокового конвейера АПО поступает в приемный бункер агрегата вторичной очистки производительностью 350 т/ч. На валковом грохоте пальчикового типа ГМ разделяется на фракции 0,0–0,04 и 0,04–0,08 м, которые конвейерами передаются в свои штабели на рабочей площадке карьера.

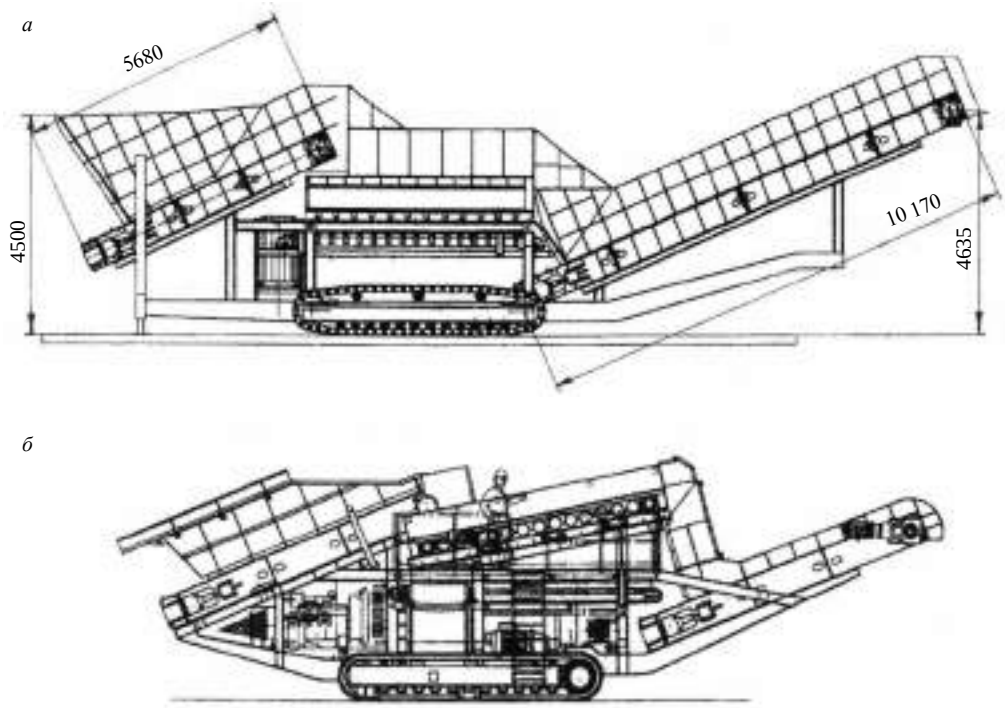

Рис. 4. Комплекс фирмы August Müller:
а – агрегат первичной очистки; *б* – агрегат вторичной очистки

Мобильный комплекс NIROX TRG-403 – это тяжелый троммель с барабанным грохотом на гусеничном ходу. Горная масса загружается в бункер агрегата вместимостью 7,8 м^3 при помощи экскаватора или погрузчика. Высота загрузки 4,3 м. Барабанный грохот с гидроприводом имеет две секции. На первой секции размер отверстий 60 × 60 мм, на второй 100 × 100 мм. Рабочая длина барабана 4,5 м, внутренний диаметр 1,5 м. Производительность агрегата до 400 т/ч, наибольший размер принимаемого куска 800 мм. Барабанный грохот загружается при помощи качающегося питателя с регулируемым приводом. На агрегате установлены три складывающихся конвейера с гидроприводами, ширина ленты конвейеров 1200 и 800 мм. На рис. 5 показан СГА фирмы NIROX TRG-403 Trommel. Агрегат выполняет функции первичной и вторичной очистки сырья. Опытные испытания показали: за 40 мин работы переработано 150 т вскрышных пород, с конвейера

мелких фракций 0–60 мм (глина со щебнем известняка и др. – 40 %) в конус поступило около 60 т, с конвейера средних фракций 60–100 мм (известняк – 13 %, глина до 2 %) – 20 т, с конвейера крупных фракций 100–800 мм (известняк – 47 %, без глины) – 70 т. Выход кондиционных фракций до 60 %.

Таблица 2

Варианты мобильных комплексов

Вариант	КОИ	Оборудование комплекса	Производительность, т/ч	Количество единиц оборудования	Выходные параметры комплекса
1 (рис. 3)	Агрегат компании HAZEMAG	Агрегат первичного грохочения на гусеничном ходу с валковым 3-каскадным грохотом	450	2	Фракции: 60–1200 мм 0,0–60 мм Выход до 70 %
2 (рис. 2, *б*, рис. 4)	Оборудование компании August Müller	Агрегат первичного грохочения на гусеничном ходу с валковым грохотом	500	2	Фракции: 80–1200 мм 40–80 мм 0,0–40 мм Выход 70–75 %
		Агрегат вторичного грохочения на гусеничном ходу с валковым пальцевым грохотом	300	1	
3 (рис. 5)	Оборудование NIROX TRG-403 Trommel	Агрегат на гусеничном ходу с 2-секционным барабанным грохотом	400	2	Фракции: 100–1200 мм 60–100 мм 0,0–60 мм Выход 60 %

Специалистами УГГУ и АО «Уралгипроруда» выполнены предпроектные исследования по обоснованию применения технологических схем при сухом способе очистки известняка от глины, в том числе рассмотрены и оценены варианты цепей аппаратов мобильных КОИ. В табл. 2 приведены параметры сравниваемых мобильных КОИ без учета данных о содержании глины в исходной ГМ. За базу при сравнении принималась производительность 1000 т/ч.

При определении сметной стоимости применен базисно-индексный метод определения стоимости строительства с использованием программы «ГРАНД-смета» и с учетом требований Методики определения стоимости строительной продукции на территории Российской Федерации (МДС 81-35.2004). В сметных расчетах стоимость строительства объектов принималась по сметам-аналогам в базовых ценах 2001 г. с пересчетом в цены 2012 г. с индексом 5,07. Индекс на стоимость строительно-монтажных работ принят по письму Минрегиона РФ № 4122-ИП/08 от 28.02.12 для Пермского края. По сравниваемым вариантам КОИ определены капитальные затраты, эксплуатационные расходы и основные показатели, используемые для оценки эффективности инвестиций в строительство КОИ: чистый дисконтированный доход (ЧДД), внутренняя форма доходности (ВНД), индекс доходности (ИД), срок окупаемости $T_{ок}$. Результаты расчетов по вариантам сведены в табл. 3. Годовые объемы поступления ГМ на КОИ с содержанием глины 4–25 % приняты по проектному состоянию работы Чаньвинского карьера на 2013 г. – 374 тыс. т. Проект предусматривает, что к расчетному 2016 г. объемы заглиненной ГМ несколько снизятся и составят 288 тыс. т при общем повышении объемов добычи известняка с 1700 тыс. т до 2500 тыс. т.

При перспективном увеличении добычи известняка для содового производства до 3500 тыс. т объемы поставки ГМ на КОИ повысятся до 635 тыс. т.

По общим капитальным вложениям и эксплуатационным расходам КОИ, оснащенный барабанным грохотом (вариант 3), имеет лучшие показатели. По удельным показателям распределение сохраняется, показатели по варианту 3 в 1,3–1,7 раза ниже по сравнению с вариантами 1 и 2.

Таблица 3

Показатели эффективности КОИ по вариантам

Вариант	К, тыс. р.	$Q_К$, т/ч	$Q_у$, р./т	С, тыс. т	$С_у$, р./т			Показатели эффективности инвестиционных проектов при Q = 288 тыс. т			
					Q, тыс. т			ЧДД	ИД	ВНД, %	$T_{ок}$, годы
					635	374	288				
1	134 000	900	358,28	14 319	22,54	38,28	49,72	714,0	6,3	79,4	2,57
2	98 800	1000	264,17	12 057	17,98	32,23	41,84	774,9	7,9	123,9	1,96
3	74 790	800	199,97	8740	13,76	23,36	30,35	745,5	11,0	205,2	1,57

К – капитальные затраты; $Q_К$ – производительность КОИ; $Q_у$ – удельные капитальные затраты при Q = 374 тыс. т; С – эксплуатационные расходы; $С_у$ – удельные эксплуатационные расходы; Q – годовая производительность КОИ.

При оценке эффективности инвестиций вариант 3 оценивается показателем ИД на уровне 11 со сроком окупаемости капитальных вложений 1,57 года.

Можно сделать заключение, что вариант 3 по общим затратам, удельным затратам, по сроку окупаемости наиболее выгоден. Однако схема цепи аппаратов КОИ по варианту 3 рассчитана на выход кондиционных фракций до 60 % от исходной ГМ, а сравниваемые схемы по вариантам 1 и 2 определяют выход 70–75 %. При их применении следует ожидать снижения потерь полезного ископаемого и повышения сроков службы месторождения.

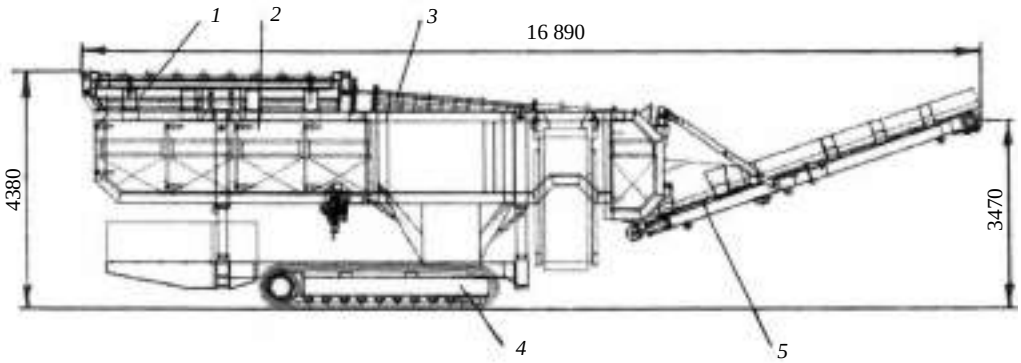

Рис. 5. Агрегат фирмы NIROX Trommel с барабанным грохотом:
1 – приемный бункер; *2* – питатель; *3* – барабанный 2-секционный грохот; *4* – гусеничное ходовое оборудование; *5* – складывающийся наклонный конвейер

Итак, проведено сравнение технико-экономических показателей комплексов на основе валковых и барабанных грохотов зарубежного производства. По рас-

четным показателям, вариант с барабанным грохотом наиболее выгоден. В то же время рекомендуется при выборе схемы цепи аппаратов КОИ помимо экономических показателей оценивать также показатели качественно-количественной схемы, влияющие на полноту использования запасов, снижение потерь полезного ископаемого и сроки эксплуатации месторождений.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Юдин А. В., Ковырзин Ю. В., Щавлев Е. Г. и др. Совершенствование технологии очистки известняка от глины при разработке закарстованных месторождений // Горный журнал. 2009. № 10. С. 30–33.

2. Юдин А. В., Примак В. С., Щавлев Е. Г. Мобильное оборудование в карьерах для очистки известняка от глинистых включений // Горное оборудование и электротехника. 2015. № 1. С. 3–11.

Поступила в редакцию 29 ноября 2015 года

EQUIPMENT SELECTION AND THE ESTIMATION OF MOBILE OPEN PIT UNITS SCHEMES WHEN MINING KARST DEPOSITS

Iudin A. V., Shestakov V. S. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: gpt2004@mail.ru

Native open pits haven't properly mastered the technology of mineral cleaning from clay intrusions when developing calcareous raw materials. Stationary and mobile units are used in open pits for this purpose. There are two ways of dividing rock mass: with the use of vibration processes and with the use of machines on the basis of rotating operation elements. Designs and raw material clay cleaning units developments are based on these methods. In the world practice industry masters both stationary and mobile units. The majority of screen sets are created on the basis of vibration processes. Designs of national sets are not mastered by the industry. Foreign companies develop sets with roller screens and cylindrical screens which are used in practice. Brief characteristic of mobile units to divide clay rock mass in open pits is introduced. Field of application, main advantages and disadvantages of mobile complexes are noted. Units' comparatives are introduced.

Key words: mobile open pit unit; limestone cleaning; clay; mobile sets; vibrating screen; roller screen; cylindrical screen; caterpillar undercarriage.

REFERENCES

1. Iudin A. V., Kovyrzin Iu. V., Shchavlev E. G. and others. [Limestone cleaning from clay technology development when mining karst deposits]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2009, no. 10, pp. 30–33. (In Russ.)

2. Iudin A. V., Primak V. S., Shchavlev E. G. [Mobile equipment in open pits to clean limestone from clay intrusions]. *Gornoe oborudovanie i elektrotekhnika – Mining Equipment and Electrical Engineering*, 2015, no. 1, pp. 3–11. (In Russ.)

УДК 622.4

СПОСОБ ОПТИМИЗАЦИИ ПАРАМЕТРОВ РАБОТЫ НЕСКОЛЬКИХ ГЛАВНЫХ ВЕНТИЛЯТОРНЫХ УСТАНОВОК ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНЫХ РЕЖИМОВ ПРОВЕТРИВАНИЯ РУДНИКОВ СЛОЖНОЙ ТОПОЛОГИИ

КАЗАКОВ Б. П., МАЛЬЦЕВ С. В., СЕМИН М. А.

Представлен способ оптимизации параметров одновременной работы нескольких главных вентиляторных установок в рудничной вентиляционной сети по критерию минимального энергопотребления. Этот способ позволяет автоматизировать процесс проектирования энергоэффективных систем рудничной вентиляции сложной топологии. Вначале производится математическая постановка задачи оптимизации параметров системы вентиляции. Для анализа вариантов задачи дополнительно вводится матрица влияния, позволяющая оценивать влияние каждой вентиляторной установки на расход воздуха в каждой из рабочих зон. С применением данной матрицы определяется функциональный вид управляющих уравнений для частот вращения вентиляторных установок. Далее исследуется наиболее простой возможный функциональный вид управляющих уравнений с линейным пропорциональным звеном. Полученные управляющие уравнения реализованы в системе компьютерной алгебры Wolfram Mathematica 10.0 в алгоритме оптимизации параметров работы нескольких главных установок по критерию минимизации суммарной потребляемой мощности главных вентиляторных установок.

Ключевые слова: ***математическая модель; оптимизация параметров; главная вентиляторная установка; энергоэффективный режим проветривания; рудники сложной топологии; рудничная вентиляционная сеть; минимизация суммарной потребляемой мощности.***

В условиях активного развития горных работ, увеличения площадей шахтных полей, глубины новых горизонтов и протяженности сетей горных выработок возрастает сложность своевременного контроля проветривания рабочих зон рудников. Особенно актуализируется задача обеспечения воздухом вновь прирезаемых к существующим сетям отдаленных участков (горизонтов, панелей) и рудника в целом.

Для этого на стадии проектирования прирезки новых участков необходимо производить прогнозные расчеты воздухораспределения рудника и разрабатывать технические решения по улучшению проветривания и повышению энергоэффективности системы вентиляции [1]. Для прогнозирования воздухораспределения рудников сложной топологии требуется предварительно создать математическую модель вентиляционной сети [2, 3].

Казаков Борис Петрович – доктор технических наук, профессор, главный научный сотрудник отдела аэрологии и теплофизики. 614007, г. Пермь, ул. Сибирская, 78а, Горный институт УрО РАН. E-mail: aero_kaz@mail.ru

Мальцев Станислав Владимирович – инженер отдела аэрологии и теплофизики. 614007, г. Пермь, ул. Сибирская, 78а, Горный институт УрО РАН. E-mail: stasmalcev32@gmail.com

Семин Михаил Александрович – кандидат технических наук, научный сотрудник отдела аэрологии и теплофизики. 614007, г. Пермь, ул. Сибирская, 78а, Горный институт УрО РАН.

При проектировании вентиляции рудников необходимо стремиться к рациональному проветриванию: подаче требуемого количества воздуха в рудник и рабочие зоны *(Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых»: утв. приказом Ростехнадзора от 11.12.2013 № 599, 2014. 122 с.)*, оптимальному перераспределению расходов воздуха между участками вентиляционной сети и минимизации затрат на подготовительные работы и электроэнергию, потребляемую главными вентиляторными установками:

$$\begin{cases} Q_i \geq Q_i^*; \\ N_\Sigma = \sum_{i=1}^{N_F} N_i \to \min, \end{cases}$$

где Q_i – фактическое количество воздуха в i-й рабочей зоне, м^3/с; Q_i^* – расчетное количество воздуха в i-й рабочей зоне, м^3/с; $\sum_{i=1}^{N_F} N_i$– суммарная потребляемая мощность всех источников тяги (главных вентиляторных установок).

Анализ литературных источников [4–7], а также программных продуктов [8–10] показал, что задача оптимизации аэродинамических параметров главных вентиляторных установок (ГВУ) при проектировании проветривания рудников решена для условий проветривания только одной ГВУ. В современных условиях на практике появляется необходимость решения данной задачи с несколькими одновременно работающими ГВУ. Увеличение количества ГВУ требует проведения анализа зон влияния каждой отдельно взятой ГВУ на распределение воздуха во всей вентиляционной сети, учета соотношения частот оборотов рабочих колес главных вентиляторных установок, существенно усложняет построение алгоритма поиска оптимальных режимов проветривания по фактору энергоэффективности.

В статье представлена разработка способа оптимизации параметров нескольких одновременно работающих главных вентиляторных установок по фактору энергоэффективности для рудников сложной топологии.

Матрица влияния. В данной работе для анализа зон влияния каждой отдельно взятой ГВУ на проветривание вентиляционной сети и отдельных рабочих зон введена матрица влияния I, элемент I_{ij} которой определяется по формуле:

$$I_{ij} = \Delta Q_{ij} / \Delta Q_j, \tag{1}$$

где ΔQ_{ij} — изменение (отклик) количества воздуха в i-й выработке при малой вариации производительности j-й ГВУ; ΔQ_j — вариация производительности j-й ГВУ.

Матрица влияния показывает, как производительность j-й главной вентиляторной установки влияет на величину количества воздуха в каждой i-й выработке: $\Delta Q_{ij} = Q_{i0} - Q_{ij}^*$, где Q_{i0} – расход воздуха в i-й выработке до изменения производительности j-й ГВУ; Q_{ij}^* – расход воздуха в i-й выработке после изменения производительности j-го ГВУ.

Если представить, что

$$Q_{ij}^* = Q_i\left(Q_1^{\text{ГВУ}}, ..., Q_j^{\text{ГВУ}}, ..., Q_n^{\text{ГВУ}}\right),$$

то формулу (1) можно интерпретировать как частную производную:

$$\frac{\partial Q_{ij}}{\partial Q_j} \sim \frac{Q_i\left(Q_j^{\text{ГВУ}}\right) - Q_i\left(Q_j^{\text{ГВУ}} + \Delta Q_j\right)}{\Delta Q_j}.$$

Матрица влияния I простейшей вентиляционной сети рудника, в проветривании которого участвуют две главные вентиляторные установки (пронумерованные римскими цифрами I и II), запишется в виде

$$I = \begin{pmatrix} \dfrac{\Delta Q_{1\text{I}}}{\Delta Q_{\text{I}}} & \cdots & \dfrac{\Delta Q_{5\text{I}}}{\Delta Q_{\text{I}}} \\ \dfrac{\Delta Q_{1\text{II}}}{\Delta Q_{\text{II}}} & \cdots & \dfrac{\Delta Q_{5\text{II}}}{\Delta Q_{\text{II}}} \end{pmatrix}. \quad (2)$$

Здесь j-я строка матрицы содержит информацию о том, как j-й ГВУ влияет на каждую i-ю выработку; i-й столбец матрицы характеризует, как на i-ю выработку влияет каждый j-й вентилятор главного проветривания.

В дальнейшем матрица влияния I будет использована для оптимизации параметров нескольких одновременно работающих ГВУ по критерию минимизации суммарной потребляемой мощности.

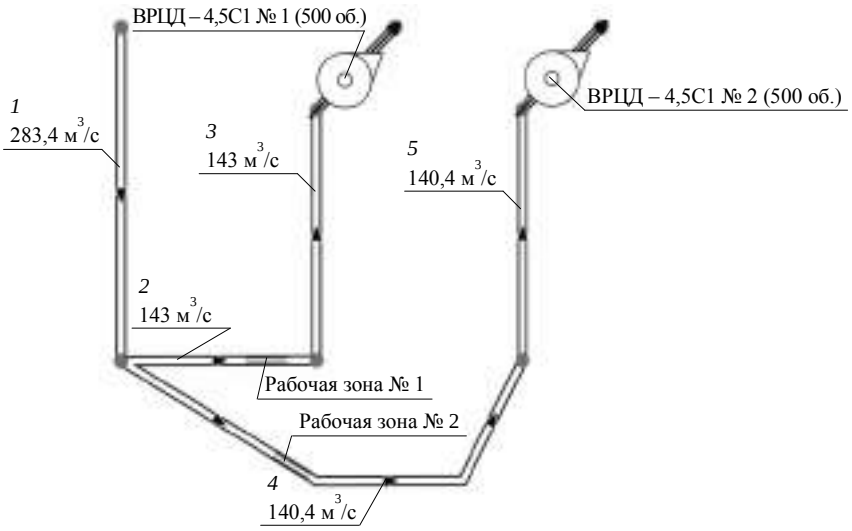

Рис. 1. Упрощенная модель вентиляционной сети рудника, проветривание которого осуществляется двумя одновременно работающими ГВУ:
1 – воздухоподающий ствол; *2* – эквивалент рудничной вентиляционной сети № 1; *3* – вентиляционный ствол № 1; *4* – эквивалент рудничной вентиляционной сети № 1; *5* – вентиляционный ствол № 2

Построение управляющих уравнений. В рамках концепции [11] построения управляющих уравнений для средств положительного и отрицательного регулирования проветривания при разработке способа оптимизации параметров нескольких одновременно работающих ГВУ получены следующие базисные правила:

– если есть рабочая зона вентиляционной сети, в которой расход меньше требуемого, то хотя бы одна ГВУ увеличивает частоту вращения;

– если в рабочей зоне вентиляционной сети выявлен перерасход воздуха, то хотя бы одна ГВУ снижает частоту вращения;

– увеличивать подачу воздуха следует за счет повышения частоты вращения рабочего колеса ГВУ с наименьшей потребляемой мощностью;

– уменьшать подачу воздуха следует за счет понижения частоты вращения рабочего колеса ГВУ с наибольшей потребляемой мощностью;

– корректировать расход воздуха в рабочей зоне следует за счет ГВУ, в наибольшей степени влияющей на расход в этой рабочей зоне.

Перечисленные правила установлены для регулирования частоты вращения рабочего колеса главных вентиляторных установок. На основании этих правил определено, что приращение частоты рабочего колеса ГВУ № j должно зависеть от следующих параметров:

$$\Delta n_j = C k_{\text{эфф.}\,j} I_{ij} \Delta Q_i, \tag{3}$$

где $k_{\text{эфф.}}$ – коэффициент, характеризующий эффективность регулирования частоты вращения рабочего колеса одной из ГВУ с наименьшей потребляемой мощностью; I_{ij} – матрица влияния, характеризующая влияние производительности j-й ГВУ на величину расхода воздуха в каждой i-й выработке; ΔQ_i – ошибка управления расходами (отклонение фактических расходов от требуемых); C – константа управления (интенсивность пропорционального регулирования). Формула (3) представляет собой наиболее простой вариант зависимости приращения частоты рабочего колеса ГВУ. В общем случае можно расширить зависимость (3) до нелинейных управляющих функций и включить интегральное и дифференциальное звенья, однако в данной работе этот вопрос не рассматривается.

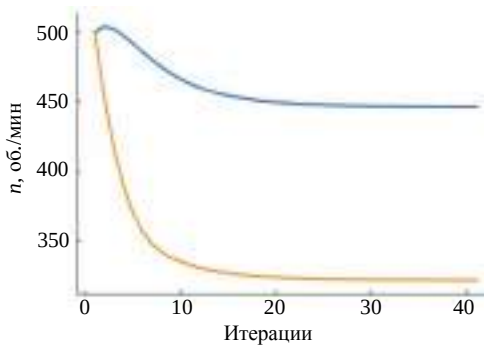

Рис. 2. Результаты расчета оптимизации параметров работы главных вентиляторных установок

На основании законов подобия [12] (для пересчета аэродинамических и энергетических характеристик) можно сделать вывод, что $Q \sim n$, $H \sim n^2$, $N \sim n^3$.

В связи с тем что одним из основных условий регулирования частоты вращения рабочего колеса является минимизация суммарной потребляемой мощности, воспользуемся условием $N \sim n^3$.

Продифференцировав обе части выражения по частоте вращения рабочего колеса, получим:

$$\frac{\partial N}{\partial n} \sim 3n^2.$$

Регулирование воздухораспределения главными вентиляторными установками производится в двух случаях.

Во-первых, если рабочие зоны вентиляционной сети испытывают существенный дефицит воздуха, то изменение частоты вращения рабочего колеса будет производиться в первую очередь для того ГВУ, для которого приращение частоты приводит к наименьшему приращению мощности:

$$\Delta n_j \sim k_{\text{эфф.}\,j(\text{деф})} = \sum_{j=1}^{N_{\text{ГВУ}}} n_j^2 \Big/ N_{\text{ГВУ}} \cdot 1/n_j^2,$$

где n_j – частота вращения рабочего колеса j-й главной вентиляторной установки; $N_{\text{ГВУ}}$ – количество главных вентиляторных установок.

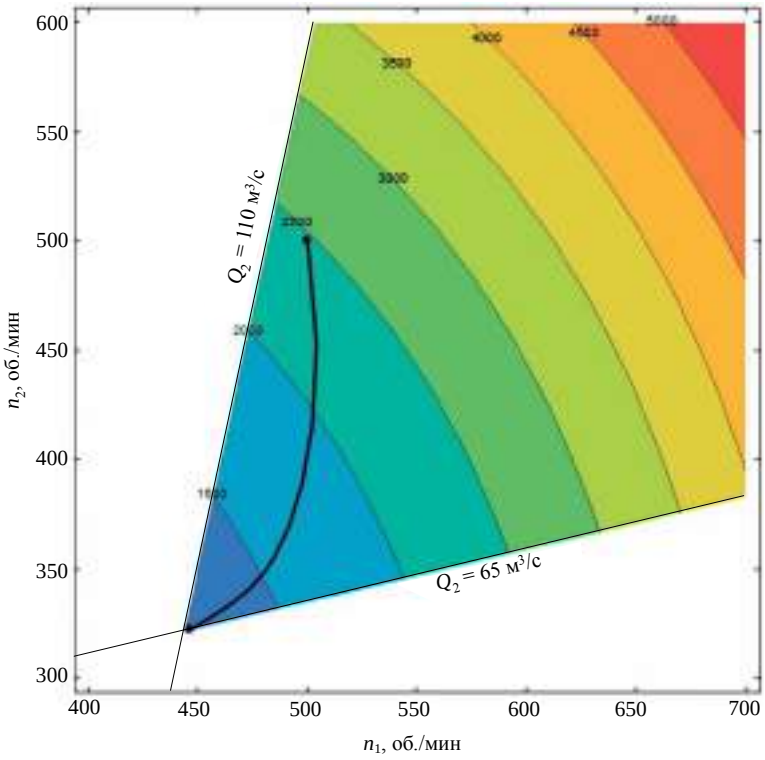

Рис. 3. Результаты расчета оптимизации параметров работы ГВУ

Во-вторых, если рабочие зоны вентиляционной сети проветриваются с существенным запасом, тогда изменение частоты вращения рабочего колеса будет производиться в первую очередь для того ГВУ, для которого уменьшение частоты приводит к наибольшему уменьшению мощности:

$$\Delta n_j \sim k_{\text{эфф.}\,j(\text{зап})} = N_{\text{ГВУ}} n_j^2 \Big/ \sum_{j=1}^{N_{\text{ГВУ}}} n_j^2 .$$

Для того чтобы учесть дефицит воздуха в рабочих зонах и его перерасход в зависимости (2), воспользуемся следующими условиями:

– выберем выработку вентиляционной сети с максимальным дефицитом воздуха $\max\limits_i \Delta Q_i^+$ и будем увеличивать частоту вращения рабочего колеса до тех пор, пока не исчезнет дефицит воздуха во всех выработках сети: $\max\limits_i \Delta Q_i^+ \geq 0$;

– если во всех выработках вентиляционной сети наблюдается избыточное количество воздуха $\min_i \Delta Q_i^-$, то необходимо уменьшать частоту вращения рабочих колес главных вентиляторных установок до тех пор, пока перерасход воздуха хотя бы в одной выработке сети не уменьшится до ноля: $\min_i \Delta Q_i^- \approx 0$.

Тогда уравнение (3) примет следующий вид:

$$\frac{\Delta n_j}{\Delta t} = A\left(\frac{\sum_{j=1}^{N_{\text{ГВУ}}} n_j^2}{N_{\text{ГВУ}} n_j^2} I_{ij(\text{деф})} \max_i \Delta Q_i^+ - \frac{N_{\text{ГВУ}} n_j^2}{\sum_{j=1}^{N_{\text{ГВУ}}} n_j^2} I_{ij(\text{зап})} \min_i \Delta Q_i^-\right), \quad (4)$$

где A – интенсивность регулирования; Δt – шаг по времени.

Полученная зависимость позволяет построить итерационную процедуру для определения наиболее энергоэффективных параметров работы произвольного количества N ГВУ с учетом дефицита и перерасхода воздуха в рабочих зонах рудника путем изменения частоты вращения рабочего колеса ГВУ.

Численное моделирование работы алгоритма. Разработанная модель (4) реализована в программный модуль, позволяющий проводить имитационное моделирование работы алгоритма оптимального проектирования вентиляции на произвольных рудничных вентиляционных сетях. С использованием данного программного модуля, написанного в системе компьютерной алгебры Wolfram Mathematica 10.0, решена задача оптимизации параметров двух одновременно работающих главных вентиляторных установок (рис. 1).

Построена имитационная модель упрощенной вентиляционной сети рудника с двумя рабочими зонами, проветриваемыми двумя главными вентиляторными установками. В модель занесены данные о начальном воздухораспределении, требуемые расходы в рабочих зонах № 1 и № 2, параметры управляемых ГВУ.

Основные исходные данные для оптимизации режимов работы ГВУ I и ГВУ II при условии обеспечения требуемым количеством воздуха рабочих зон № 1 и № 2 приведены далее:

Количество воздуха, поступающего в рудник……. 283,4 м^3/с

Фактическое значение количества воздуха, подаваемого на проветривание рабочей зоны № 1……. 143 м^3/с

Требуемое значение количества воздуха, подаваемого на проветривание рабочей зоны № 1……. 110 м^3/с

Аэродинамическое сопротивление участка «рабочая зона № 1»……... 0,4475 Н · с^2/м^8

Начальная частота вращения рабочего колеса ГВУ I…… 500 об./мин

Фактическое значение количества воздуха, подаваемого на проветривание рабочей зоны № 2……. 140,4 м^3/с

Требуемое значение количества воздуха, подаваемого на проветривание рабочей зоны № 2……. 65 м^3/с

Аэродинамическое сопротивление участка «рабочая зона № 2»……... 0,4614 Н · с^2/м^8

Начальная частота вращения рабочего колеса ГВУ II…… 500 об./мин

На основании проведенного расчета определены оптимальные режимы работы ГВУ № 1 и ГВУ № 2, а также обеспечены воздухом рабочие зоны № 1 и № 2. На рис. 2 представлены зависимости частот вращения рабочих колес ГВУ от номера расчетной итерации. Как следует из представленных зависимостей, по ис-

течении 30–35 итераций частоты вращения ГВУ выходят на стационарное значение, соответствующее искомому решению. Траектория поиска решения также показана на фазовой плоскости частот вращения ГВУ – см. рис. 3. Цветной сектор с изолиниями суммарной потребляемой мощности ГВУ, ограниченный прямыми Q_1 = 110 м^3/с, Q_2 = 65 м^3/с, соответствует области расходов воздуха, достаточных для проветривания обеих рабочих зон. Черной кривой показана траектория поиска алгоритмом оптимального решения, которая сходится к точке внутри цветного сектора с минимальной суммарной потребляемой мощностью.

Таким образом, по результатам проведенного расчета оптимизированы режимы работы главных вентиляторных установок I и II для проветривания рабочих зон с требуемыми расходами воздуха по критерию минимизации потребляемой мощности.

Работа выполнена при поддержке Российского фонда фундаментальных исследований (проект № 15-05-04552).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Казаков Б. П., Левин Л. Ю., Шалимов А. В. Повышение эффективности ресурсосберегающих систем вентиляции для подземных рудников // Горный журнал. 2014. № 5. С. 26–28.

2. Казаков Б. П., Исаевич А. Г., Мальцев С. В., Семин М. А. Автоматизированная обработка данных воздушно-депрессионной съемки для построения корректной математической модели вентиляционной сети рудников // Изв. вузов. Горный журнал. 2016. № 1. С. 22–30.

3. Мальцев С. В. Совершенствование методов построения моделей рудничных вентиляционных сетей сложной топологии на основе автоматизации обработки данных воздушно-депрессионных съемок // Стратегия и процессы освоения георесурсов. 2015. Вып. 13. С. 277–280.

4. Козырев С. А., Осинцева А. В., Амосов П. В. Метод оптимизации размещения регуляторов в вентиляционной сети рудника. Германия, Саарбрюккен: LAP LAMBERT, 2015. 136 с.

5. Круглов Ю. В. Теоретические и технологические основы построения систем оптимального управления проветриванием подземных рудников: дис. ... д-ра техн. наук. Пермь, 2012. 341 с.

6. Осинцева А. В. Оптимизация размещения регуляторов воздухораспределения в вентиляционной сети подземного рудника на основе анализа взаимосвязи параметров сети и применения генетического алгоритма: дис. ... канд. техн. наук. Апатиты, 2011. 129 с.

7. Пучков Л. А., Бахвалов Л. А. Методы и алгоритмы автоматического управления проветриванием угольных шахт. М.: Недра, 1992. 399 с.

8. Зайцев А. В., Казаков Б. П., Кашников А. В. и др. Аналитический комплекс «АэроСеть»: Программа для ЭВМ № 2015610589; заявитель и правообладатель Горный ин-т УрО РАН. № 2014613790; заявл. 24.04.14; зарегистр. в Реестре программ для ЭВМ 14.01.15.

9. Гипроуголь – Вентиляция шахт: офиц. сайт. URL: http://www.giprougol.ru/technologies/software/ventsh (дата обращения: 6.05.2016).

10. Vuma Software: офиц. сайт. URL: http://www.vuma.co.za (дата обращения: 29.02.2016).

11. Круглов Ю. В., Семин М. А. Совершенствование алгоритма оптимального управления проветриванием вентиляционных сетей сложной топологии // Вестник Пермского национального исследовательского политехнического университета. Геология. Нефтегазовое и горное дело. 2013. № 9. С. 106–115.

12. Ивановский И. Г. Шахтные вентиляторы. Владивосток: Изд-во ДВГТУ, 2003. 196 с.

Поступила в редакцию 26 сентября 2016 года

WORKING PARAMETERS OPTIMIZATION TECHNIQUE FOR SEVERAL MAIN VENTILATION INSTALLATIONS TO DESIGN ENERGY-EFFICIENT MODES OF MINES OF COMPLEX TOPOLOGY AERATION

Kazakov B. P., Mal'tsev S. V., Semin M. A. – Institute of Mining of UB RAS, Perm, the Russian Federation. E-mail: aero_kaz@mail.ru

Simultaneous operation parameters optimization technique for several main ventilation installations in mine ventilation network is introduced over the criterion of minimum energy consumption. This technique allows automating the process of designing energy-effective systems of mine ventilation of complex topology. At first, mathematical setting of the problem of ventilation system parameters optimization is fulfilled. In order to analyze the problem's alternatives, influence matrix is additionally introduced, which allows estimating the influence of each ventilation installation on the consumption of air in all working areas. With the use of the given matrix functional shape of master equations for ventilation installations rotation frequency is determined. Then, the simplest possible functional type of master equations with linear proportional

link is examined. Master equations obtained are realized in the system of computer algebra Wolfram Mathematica 10.0 in the algorithm of several main installations working parameters optimization over the criterion of MFU (Main Fan Unit) total input power minimization.

Key words: mathematical model; parameters optimization; main ventilation installation; energy-efficient mode of aeration; mines of complex topology; mine ventilation network; total input power minimization.

REFERENCES

1. Kazakov B. P., Levin L. Iu., Shalimov A. V. [Efficiency improvement of energy saving ventilation systems for underground mines]. *Gornyi Zhurnal – Mining Journal*, 2014, no. 5, pp. 26–28. (In Russ.)
2. Kazakov B. P., Isaevich A. G., Mal'tsev S. V., Semin M. A. [Automated data processing of air-depression survey to build correct mathematical model of mines ventilation network] *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2016, no. 1, pp. 22–30. (In Russ.)
3. Mal'tsev S. V. [Development of mine ventilation system of complex topology models construction on the basis of air-depression survey data processing automation]. *Strategiia i protsessy osvoeniia georesursov – Strategy and the Processes of Georesources Exploitation*, 2015, issue 13, pp. 277–280. (In Russ.)
4. Kozyrev S. A., Osintseva A. V., Amosov P. V. *Metod optimizatsii razmeshcheniia reguliatorov v ventiliatsionnoi seti rudnika* [Optimization technique of regulators location in mine ventilation network]. Germany, Saarbrucken, LAP LAMBERT Publ., 2015. 136 p.
5. Kruglov Iu. V. *Teoreticheskie i tekhnologicheskie osnovy postroeniia sistem optimal'nogo upravleniia provetrivaniem podzemnykh rudnikov: dis. ... d-ra tekhn. nauk* [Theoretical and technological fundamentals of underground mines optimal aeration control systems construction. Dr. eng. sci. diss.]. Perm, 2012. 341 p.
6. Osintseva A. V. *Optimizatsiia razmeshcheniia reguliatorov vozdukhoraspredeleniia v ventiliatsionnoi seti podzemnogo rudnika na osnove analiza vzaimosviazi parametrov seti i primeneniia geneticheskogo algoritma: dis. ... kand. tekhn. nauk* [Air distribution regulators location optimization in ventilation network of underground mine on the basis of analysis of network parameters and genetic algorithm application interrelation. Dr. eng. sci. diss.]. Apatity, 2011. 129 p.
7. Puchkov L. A., Bakhvalov L. A. *Metody i algoritmy avtomaticheskogo upravleniia provetrivaniem ugol'nykh shakht* [Techniques and algorithms of automated control over coal mines aeration]. Moscow, Nedra Publ., 1992. 399 p.
8. Zaitsev A. V., Kazakov B. P., Kashnikov A. V. and others. Analiticheskii kompleks “AeroSet” [Analytical complex “Aeroset”]. *Program for ECM*, no. 2015610589, 2015.
9. Giprougol – shaft ventilation. Official website. Available at: http://www.giprougol.ru/technologies/software/ventsh (access date 6th May, 2016) (In Russ.)
10. Vuma Software. Official website. Available at: http://www.vuma.co.za (access date 29th February, 2016).
11. Kruglov Iu. V., Semin M. A. [Development of optimal control algorithm for ventilation networks of complex topology aeration]. *Vestnik Permskogo natsional'nogo issledovatel'skogo politekhnicheskogo universiteta. Geologiia. Neftegazovoe i gornoe delo – Proceedings of Perm National Research Polytechnic University. Geology. Oil and Gas, and Mining*, 2013, no. 9, pp. 106–115. (In Russ.)
12. Ivanovskii I. G. *Shakhtnye ventiliatory* [Shaft ventilators]. Vladivostok, Izd-vo DVGTU Publ., 2003. 196 p.

УДК 62-83:681.5

ДИНАМИКА ЭКСКАВАТОРНОГО ЭЛЕКТРОПРИВОДА ПЕРЕМЕННОГО ТОКА С КОМБИНИРОВАННОЙ ОПТИМАЛЬНОЙ СИСТЕМОЙ УПРАВЛЕНИЯ

КОЧЕТКОВ В. П., КУРОЧКИН Н. С.

В статье рассматривается автоматизированный асинхронный электропривод горнодобывающего оборудования на примере экскаватора ЭКГ-8И, рабочий цикл которого связан с тяжелыми условиями эксплуатации: большой запыленностью, повторно-кратковременными режимами работы, ударами, вибрациями, большой частотой включения, изменяющейся в широких пределах нагрузкой на валу двигателя, что отрицательно сказывается как на качестве и количестве объемов добычи горной породы, так и на состоянии систем горных машин в целом. Рассмотрены электропривод поворотного механизма с комбинированной оптимальной системой управления, представляющей внутренний контур потокосцепления ротора, рассчитанный по методу «технического оптимума», и аналитически конструируемый оптимальный регулятор внешних координат по току статора и скорости двигателя, расположенный в прямом канале системы управления. Для исследования электропривода создана имитационная модель в программе MATLAB пакете Simulink. Изменение коэффициента при обратной связи по току двигателя и скорости первой массы влияет на время переходного процесса и на броски упругого момента автоматизированного электропривода поворота экскаватора. Исследовано влияние весовых коэффициентов критерия оптимальности на динамику электропривода в режимах пуска, а также предложен алгоритм выбора весовых коэффициентов. Результаты исследования показали преимущество оптимальных комбинированных систем управления асинхронным электроприводом поворота экскаватора и возможность его использования с сохранением всех преимуществ асинхронного электропривода.

Ключевые слова: ***горнодобывающее оборудование; автоматизированный электропривод; комбинированная оптимальная система управления; аналитически конструируемый оптимальный регулятор.***

Использование широкого спектра систем автоматического регулирования обусловлено сложностью объектов управления горнодобывающей отрасли и высокими требованиями к рабочим характеристикам систем и качеству управления. Оптимальные системы управления техническими системами получили дальнейшее развитие в теории комбинированных оптимальных систем управления (КОСУ), которые строятся при последовательной коррекции внутренних координат и регулировании внешних координат на базе теории оптимального управления [1].

В статье рассматривается автоматизированный электропривод переменного тока поворотного механизма экскаватора с комбинированной оптимальной системой управления.

Кочетков Владимир Петрович – доктор технических наук, профессор кафедры электроэнергетики. 655010, г. Абакан, ул. Щетинкина, 27, Хакасский технический институт – филиал Сибирского федерального университета. E-mail: Kochetkov-vp@yandex.ru

Курочкин Никита Сергеевич – аспирант кафедры электроэнергетики. 655010, г. Абакан, ул. Щетинкина, 27, Хакасский технический институт – филиал Сибирского федерального университета. E-mail: nikita-kurochkin@yandex.ru

При использовании комбинированных оптимальных систем управления поставлена задача уменьшения бросков упругого момента, причем необходимо выполнить ее так, чтобы не только не увеличить при этом время переходного процесса, но и, возможно, уменьшить его. Изменение весовых коэффициентов критерия оптимальности позволяет менять соотношение величин уменьшения бросков упругого момента и времени переходного процесса.

Комбинированные оптимальные системы управления могут быть с последовательной коррекцией нескольких внутренних координат объекта управления, рассчитанной по методу «технического оптимума», и оптимальным регулированием внешних координат, полученным по методике «принципа максимума» Л. С. Понтрягина.

Математическое описание объекта управления. Рассмотрим математическое описание двухмассовой электромеханической системы (ЭМС) с эквивалентным двигателем переменного тока и частотно-токовой системой векторного управления.

Математическое описание механической части двухмассовой ЭМС представим системой трех дифференциальных уравнений первого порядка [2].

Основой для синтеза электрической части является математическое описание асинхронного двигателя, представленного при питании от источника тока [3, 4]:

$$\begin{cases} k_R r_R i_{sx} = \dfrac{1}{T_R}\psi_{Rx} + p\psi_{Rx} - \left(\omega_1 - p_{\text{п}}\omega\right)\psi_{Ry}, \\ 0 = \dfrac{1}{T_R}\psi_{Ry} + p\psi_{Ry} + \left(\omega_1 - p_{\text{п}}\omega\right)\psi_{Rx}, \\ M = 1{,}5 p_{\text{п}} k_R \left(\psi_{Rx} i_{sy} - \psi_{Ry} i_{sx}\right), \\ J_{\Sigma}\, p\,\omega = M - M_{\text{с}}, \end{cases}$$

где k_R – коэффициент электромагнитной связи ротора, T_R – постоянная времени обмотки ротора, отн. ед., $k_R = x_m / x_R$, $T_R = x_R / r_R$, x_R – взаимноиндуктивное и индуктивное сопротивления ротора, r_R – активное сопротивление ротора; p – комплексный оператор; $p_{\text{п}}$ – количество пар полюсов двигателя; ψ_{Rx}, ψ_{Ry} – потокосцепление ротора по осям x и y; i_{sx}, i_{sy} – токи статора по осям x и y; M, M_c – электромагнитный и статический моменты; ω, ω_1 – угловая скорость вращения ротора и магнитного поля соответственно; $J_{\Sum}$ – суммарный момент инерции.

Синтез комбинированной оптимальной системы управления. Комбинированная оптимальная система управления состоит из последовательной коррекции внутренних координат тока и потокосцепления статора по оси x и оптимального регулирования внешних координат в виде аналитически конструируемого оптимального регулятора в прямом канале по току статора по оси y и скорости двигателя [5, 6].

Рассмотрим синтез двухконтурной системы подчиненного регулирования внутренних координат. Структурная схема контура потокосцепления по оси x с учетом контура тока статора по оси x приведена на рис. 1, где $W_{\text{р}\psi}(p)$ – передаточная функция регулятора потокосцепления; $W_{\text{з}is}$ – передаточная функция замкнутого контура тока статора; $k_{\text{о}\psi}$ – коэффициент обратной связи по потокосцеплению; $\psi_{R\text{з}}$ – задающее значение потокосцепления ротора; L_m – взаимная индуктивность между обмотками статора и ротора.

По методике расчета систем на «технический оптимум», приравнивая желаемую и реальную передаточные функции разомкнутого контура тока статора по оси x, определим передаточную функцию регулятора тока статора $W_{\text{р}isx}(p)$.

Передаточная функция разомкнутого контура тока статора

$$W_{\text{раз}.isx}(p) = W_{\text{р}isx}(p)\frac{k_{\text{п}}}{T_{\text{п}}p+1}\frac{1/R_s}{T_s p+1}k_{\text{о}is},$$

где R_s – активное сопротивление обмоток статора; T_s – постоянная времени обмотки статора; $W_{\text{р}isx}$ (p) – передаточная функция регулятора тока статора по оси x; $T_{\text{п}}$ – постоянная времени преобразователя; $k_{\text{п}}$ – коэффициент преобразователя; k_{ois} – коэффициент обратной связи по току статора.

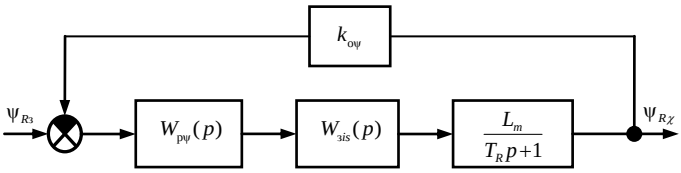

Рис. 1. Структурная схема контура потокосцепления

Желаемая передаточная функция разомкнутого контура тока

$$W^{\text{ж}}_{\text{раз}.isx}(p) = \frac{1}{2T_{\mu}p\left(T_{\mu}p+1\right)},$$

где T_{μ} – некомпенсируемая постоянная времени, $T_{\mu} = T_{\text{п}}$.

Тогда

$$W_{\text{р}isx}(p) = \frac{T_s p+1}{T_{\text{и}}p}, \qquad \text{где } T_{\text{и}} = 2T_{\mu}k_{\text{п}}\frac{k_{ois}}{R_s}.$$

Получен пропорционально-интегральный регулятор (ПИ-регулятор).

Передаточная функция замкнутого контура тока статора

$$W_{\text{з}is}(p) = \frac{1/k_{ois}}{2T_{\mu}p+1}.$$

Передаточная функция разомкнутого контура потокосцепления (рис. 1)

$$W_{\text{раз}.\psi sx}(p) = W_{\text{р}\psi sx}(p)\frac{1/k_{ois}}{2T_{\mu}p+1}\frac{L_m}{T_R p+1}k_{\text{о}\psi}.$$

Желаемая передаточная функция разомкнутого контура потокосцепления

$$W^{\text{ж}}_{\text{раз}.\psi sx}(p) = \frac{1}{4T_{\mu}p\left(2T_{\mu}p+1\right)}.$$

Приравниваем желаемую и реальную передаточные функции разомкнутого контура потокосцепления:

$$\frac{1}{4T_{\mu}p\left(2T_{\mu}p+1\right)} = W_{\text{р}\psi}(p)\frac{1/k_{ois}}{2T_{\mu}p+1}\frac{L_m}{T_R p+1}k_{\text{о}\psi}.$$

Находим передаточную функцию регулятора потокосцепления:

$$W_{\text{рψ}}(p)=\frac{T_R p+1}{T_{\text{и}2}p},\qquad \text{где } T_{\text{и}2}=4T_{\mu}L_m\frac{k_{\text{оψ}}}{k_{\text{o}is}}.$$

Полученный регулятор пропорционально-интегральный.

Передаточная функция замкнутого контура потокосцепления

$$W_{\text{зψ}}(p)=\frac{1/k_{\text{оψ}}}{4T_{\mu}p+1}.$$

Для синтеза системы управления электромеханическую систему рассматриваем как одномассовую [7]. Пренебрегаем некомпенсируемыми постоянными времени в двухконтурной системе подчиненного регулирования тока и потокосцепления статора в канале *x*. Математическое описание системы внешних координат представляем в относительных единицах, где переменные умножены и разделены на их базовые величины:

$$\begin{cases}\dfrac{di_{sy}^*}{dt}=-\dfrac{1}{T_s}i_{sy}^*-\dfrac{k_R\omega_{\text{б}}}{L_s^{'}I_{s\text{б}}}\omega^*+\dfrac{u_{s\text{б}}}{L_s^{'}I_{s\text{б}}}u_{sy}^*;\\ \dfrac{d\omega^*}{dt}=\dfrac{3p_{\text{п}}k_RI_{s\text{б}}}{2J_{\Sigma}\omega_{\text{б}}k_{\text{оψ}}}i_{sy}^*,\end{cases}$$

где i_{sy}^*, ω^* – внешние координаты, отн. ед., и u_{sy}^* – управляющее воздействие, отн. ед.; $\omega_{\text{б}}$ – базовая скорость вращения вала двигателя, $\omega_{\text{б}}=2\pi f$; $u_{s\text{б}}$ – базовое напряжение статора, $u_{s\text{б}}=\sqrt{2}U$; $I_{s\text{б}}$ – базовый ток статора, $I_{s\text{б}}=\sqrt{2}I$; $L_s^{'}$ – приведенная индуктивность статора, $L_s^{'}=L_s-L_m^2/L_r$.

Обозначим $i_{sy}^*=x_1$; $\omega_1^*=x_2$; $u_{sy}^*=u$.

В формализованном виде математическое описание одномассовой электромеханической системы с последовательной коррекцией внутренних координат представим в виде уравнений:

$$\begin{cases}x_1'=-a_{11}x_1-a_{12}x_2+b_ku;\\ x_2'=a_{21}x_1,\end{cases}$$

где $a_{11}=\dfrac{1}{T_s}$; $a_{12}=\dfrac{k_R\omega_{\text{б}}}{L_s^{'}I_{s\text{б}}}$; $a_{21}^0=\dfrac{3p_{\text{п}}k_RI_{s\text{б}}}{2J_{\Sigma}\omega_{\text{б}}k_{\text{оψ}}}$; $b_k=\dfrac{u_{s\text{б}}}{L_s^{'}I_{s\text{б}}}$; x_1 – ток статора по оси *y*; x_2 – скорость двигателя; *u* – управляющее воздействие.

Рассмотрим критерий оптимальности в виде минимизации квадратичных отклонений координат и управляющего воздействия:

$$J=\frac{1}{2}\int_0^{\infty}\left(x_1^2+x_2^2+u^2\right)dt.$$

В данной работе остановимся на определении структуры аналитически конструируемого оптимального регулятора (АКОР), который поместим в прямой ка-

нал регулирования [8]. Воспользуемся вычислительной процедурой принципа максимума Л. С. Понтрягина.

Для данного случая функция Гамильтона примет вид:

$$H = -\frac{1}{2}\left(x_1^2 + x_2^2 + u^2\right) + \psi_1\left(-a_{11}x_1 - a_{12}x_2 + b_k u\right) + \psi_2 a_{21}^0 x_1.$$

Приравняв к нулю производную функции Гамильтона по управлению, получим оптимальное управление

$$u^0 = b_k \psi_1.$$

Полагая, что оптимальное управление будет отрицательным по отношению к задающему воздействию, примем

$$u^0 = -b_k \psi_1. \tag{1}$$

Тогда система сопряженных уравнений примет вид:

$$\begin{cases} \dfrac{d\psi_1}{dt} = -a_{11}\psi_1 + a_{21}^0\psi_2 - x_1; \\ \dfrac{d\psi_2}{dt} = -a_{12}\psi_1 - x_2. \end{cases} \tag{2}$$

На основании (1) и (2) составим структуру АКОР (рис. 2).

Структурная схема электропривода переменного тока поворотного механизма экскаватора с КОСУ состоит из последовательной коррекции внутренних координат тока и потокосцепления статора по оси x и оптимального регулирования внешних координат в виде аналитически конструируемого оптимального регулятора в прямом канале по току статора по оси y и скорости двигателя.

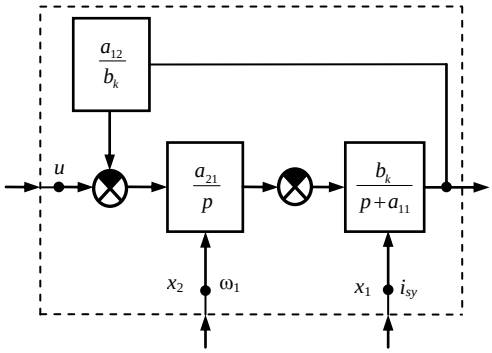

Рис. 2. Структурная схема АКОР по i_{sy} и ω_1

Таким образом, структурную схему электропривода поворота экскаватора с КОСУ можно рассматривать как четырехконтурную систему подчиненного регулирования с двухконтурной СПР внешних координат, представляющей внешний контур скорости двигателя с интегральным регулятором скорости и внутренний контур тока статора по оси y с апериодическим регулятором и внутренней обратной связью с регулятора тока статора на регулятор скорости и двухконтурную СПР внутренних координат с ПИ-регуляторами тока и потокосцепления статора по оси x.

Моделирование электропривода поворота экскаватора с КОСУ. На графике (рис. 3) приведены результаты моделирования электропривода поворота экскаватора. Наблюдается зависимость максимальных бросков упругого момента $M_{\max}$ и времени переходного процесса $t_{\text{п.п}}$ от весовых коэффициентов критерия оптимальности по току статора в канале y (i_{sy}) и по скорости двигателя ω_1.

Как видно из графика рис. 3, при увеличении весового коэффициента критерия оптимальности по скорости первой массы уменьшаются максимальные броски упругого момента, однако увеличивается время переходного процесса. Регулируя величину весового коэффициента по скорости первой массы, можно настроить систему так, чтобы она отвечала необходимым требованиям. Таким образом, получена возможность настройки системы на требуемые параметры переходных процессов.

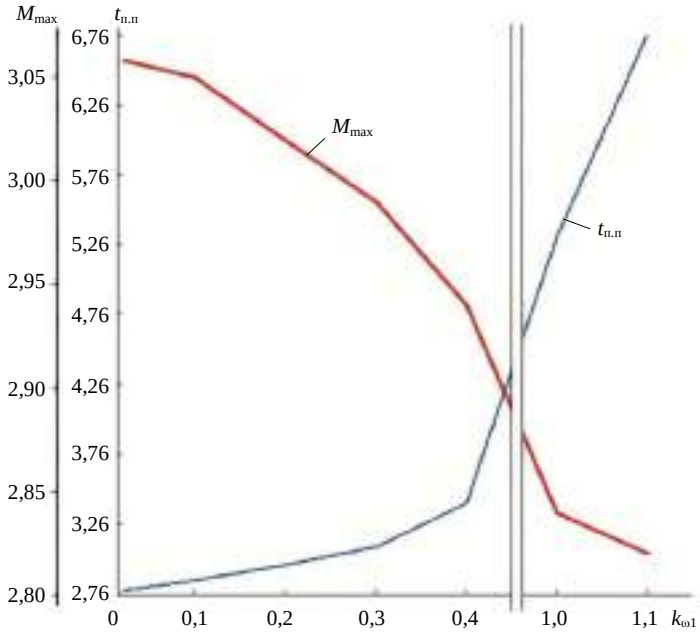

Рис. 3. График зависимости M_{max} и $t_{п.п}$ от весового коэффициента $k_{ω1}$

При разных вариациях весового коэффициента по току статора в канале *y* наблюдается аналогичная тенденция.

Согласно результатам моделирования полученных осциллограмм (рис. 4), наблюдается значительное уменьшение бросков упругого момента M_y при пуске двигателя вместе с уменьшением времени переходного процесса $t_{п.п}$ и постоянном потоке ψ, что положительно сказывается на надежности и производительности экскаватора, увеличении межремонтного срока и объемов добычи горных пород. Наличие векторного частотно-токового электропривода переменного тока с КОСУ позволяет использовать преимущества асинхронных электроприводов при улучшении качества регулирования систем.

Рассмотренные системы отличаются от классических комбинированных систем управления, сочетающих системы управления по отклонению и возмущению. В общем виде структура аналитически конструируемого оптимального регулятора определяется транспонированной моделью объекта регулирования. В комбинированных оптимальных системах управления решен вопрос определения весовых коэффициентов критериев оптимальности, в частном случае – уменьшения максимальных значений бросков упругого момента при уменьшении времени переходного процесса. В общем случае задача нахождения весовых коэффициентов критерия оптимальности не решена.

Результат исследования показал преимущество оптимальных комбинированных систем управления электроприводом поворота перед классическими систе-

мами подчиненного регулирования. Возможность настройки системы за счет выбора весовых коэффициентов критерия оптимальности позволяет выбрать требуемые характеристики электропривода – упругого момента $M_у$ и времени переходного процесса $t_{п.п}$.

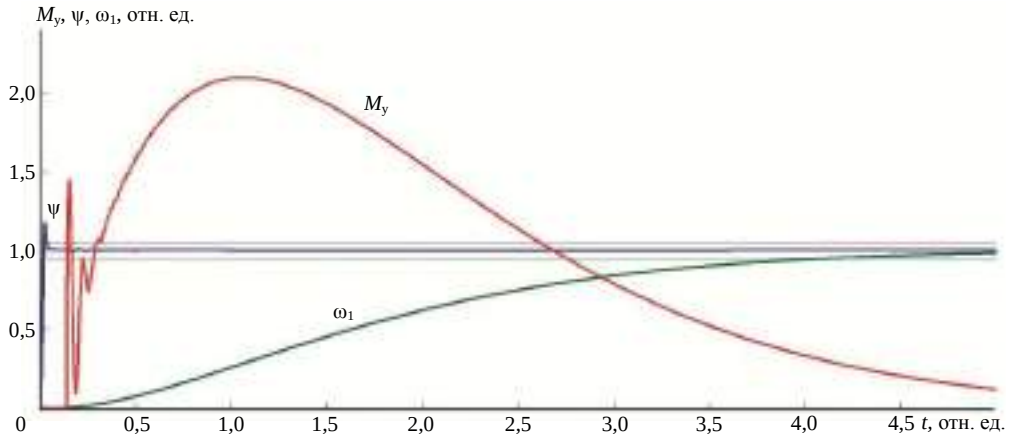

Рис. 4. Осцилограмма переходных процессов электропривода с КОСУ с наименьшими колебаниями упругого момента $M_у$

Использование электропривода переменного тока с КОСУ имеет существенные преимущества перед электроприводом постоянного тока, несмотря на более сложные синтез и практическую реализацию.

Областью применения результатов исследования являются объекты горнодобывающей промышленности (экскаваторы, драги и другие механизмы), рабочий цикл которых связан с тяжелыми условиями эксплуатации.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Кочетков В. П. Основы теории управления. Ростов-на-Дону: Феникс, 2012. 411 с.
2. Ключев В. И. Ограничение динамических нагрузок электропривода. М.: Энергия, 1973. 320 с.
3. Герман-Галкин С. Г. Matlab & Simulink. Проектирование мехатронных систем на ПК. СПб.: КОРОНА-Век, 2008. 368 с.
4. Кочетков В. П., Цугленок Н. В., Курочкин Н. С. Исследование динамики асинхронного двигателя // Вестник КрасГАУ. 2013. № 7. С. 248–255.
5. Кочетков В. П., Курочкин Н. С., Волкова И. С., Владимирова Л. В. Исследование многомассовой электромеханической системы электропривода экскаватора: матер. междунар. молодежн. науч.-практ. конф. Минск, 2015. С. 75–79.
6. Квакернаак Х., Сиван Р. Линейные оптимальные системы управления. М.: Мир, 1977. 650 с.
7. Кочетков В. П., Курочкин Н. С. Динамика автоматизированного электропривода с комбинированной оптимальной системой управления // Вестник СибГАУ. 2016. Т. 17. № 2. С. 393–402.
8. Устройство управления электроприводом экскаватора.: пат. 155344 Рос. Федерация. Заявл. 26.05.15; опубл. 10.10.15, Бюл. № 28. 2 с.

Поступила в редакцию 6 октября 2016 года

DYNAMICS OF ALTERNATING CURRENT EXCAVATING DRIVE WITH INTEGRATED OPTIMAL CONTROL SYSTEM

Kochetkov V. P., Kurochkin N. S. – Khakassia Technical Institute, Branch of Siberian Federal University, Abakan, the Russian Federation. E-mail: Kochetkov-vp@yandex.ru

The article examines the automated asynchronical electric drive of mining equipment by the example of an excavating machine EKG-8I, the working cycle of which is connected to hard exploitation conditions: high dust concentration, intermittent operation, bumps, vibrations, high turn-on frequency varying within wide limits by load at engine shaft; this has a negative impact both on the quality and quantity of rock production output, and the condition of mining machines

at large. The article examines electric drive of rotating gear with alternating optimal control system, which represents internal contour of rotor flux linkage, calculated with the method of “engineering optimum” and analytically designed optimal regulator of external coordinates over the current of stator and engine speed, situated in direct channel of control system. In order to examine electric drive imitation model is created with MATLAB program Simulink package. Coefficient change under feedback over the engine current and the speed of the first mass influences transient time and excavating machine automated electric drive rotation elastic moment. The influence of weighting coefficients of optimality criterion on the dynamics of electric drive in starting mode is examined; the algorithm of weighting coefficients selection is suggested. The results of the examination have revealed the advantage of optimal integrated systems of controlling excavating machine rotation asynchronical electric drive and the possibility of its application with the preservation of all the advantages of asynchronical electric drive.

Key words: mining equipment; automated electric drive; integrated optimal control system; analytically designed optimal regulator.

REFERENCES

1. Kochetkov V. P. *Osnovy teorii upravleniia* [The fundamentals of control theory]. Rostov-on-Don, Feniks Publ., 2012. 411 p.
2. Kliuchev V. I. *Ogranichenie dinamicheskikh nagruzok elektroprivoda* [Restricting dynamic loads of electric drive]. Moscow, Energiia Publ., 1973. 320 p.
3. German-Galkin S. G. *Matlab & Simulink. Proektirovanie mekhatronnykh sistem na PK* [Matlab & Simulink. Designing mechatronic systems on PC]. St. Petersburg, KORONA-Vek Publ., 2008. 368 p.
4. Kochetkov V. P., Tsuglenok N. V., Kurochkin N. S. [Asynchronical drive dynamics investigation]. *Vestnik KrasGAU – The Bulletin of KrasSAU*, 2013, no. 7, pp. 248–255. (In Russ.)
5. Kochetkov V. P., Kurochkin N. S., Volkova I. S., Vladimirova L. V. *Issledovanie mnogomassovoi elektromekhanicheskoi sistemy elektroprivoda ekskavatora: mater. mezhd. molodezhn. nauch.-prakt. konf.* [Proc. Int. Youth Sci.-to-Pract. Conf. “The investigation of multimass electromechanical system of excavating machine electric drive”] Minsk, 2015, pp. 75–79.
6. Kvakernaak Kh., Sivan R. *Lineinye optimal'nye sistemy upravleniia* [Linear optimal control systems]. Moscow, Mir Publ., 1977. 650 p.
7. Kochetkov V. P., Kurochkin N. S. [The dynamics of automated electric drive with integrated optimal control system]. *Vestnik SibGAU – Vestnik SibGAU*, 2016, vol. 17, no. 2, pp. 393–402. (In Russ.)
8. Kochetkov V. P., Kochetkov M. V., Kurochkin N. S., Kravchenko I. E. *Ustroistvo upravleniia elektroprivodom ekskavatora* [Excavating machine electric drive control unit]. Patent RF, no. 155344, 2015.

УДК 622.277

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА ИЗ СЛАБОПРОНИЦАЕМЫХ РУД

АЛИКУЛОВ Ш. Ш.

Исследовалось комплексное воздействие физико-химических методов на интенсивность процесса выщелачивания – электрическое воздействие на выщелачиваемый пласт и поступающие в него рабочие растворы. Воздействие переменным электрическим током направлено на десорбцию рыхлосвязанной воды с поверхности капилляров и на упрочнение глинистой примеси в песчано-глинистых рудах с целью предотвращения ее набухания и переотложения в виде кольматирующих осадков. Эффекты от электровоздействия способствуют увеличению проницаемости пород в прифильтровой зоне и увеличению средней производительности скважин на 25–75 %. Сущность физического эффекта увеличения проницаемости песчано-глинистых пород при пропускании переменного электрического тока заключается в отделении от глинистой фракции породы связанной воды, вследствие чего увеличивается эффективное сечение пор. Кроме того, в отличие от постоянного тока, переменный ток воздействует и на воду, иммобилизованную гелями, кольматирующими поровое пространство. Тиксотропную (гелеобразную) структуру образует при контакте с серной кислотой и глинистая фракция породы из-за растворения кристаллизационного цемента глин и их разупрочнения.

Ключевые слова: ***выщелачивание урана; воздействие переменным электрическим током; коэффициент фильтрации; скорость диффузии; содержание урана; подготовка рудных залежей; продуктивный раствор; рабочий раствор.***

Понятие «способы интенсификации» практически применимо к использованию различного рода физических, гидродинамических, химических и других способов, которые ускоряют массообменные процессы при прохождении растворов через рудное тело.

В настоящее время добыча урана методом подземного выщелачивания и подготовка рудных залежей осуществляются по трем направлениям: физический способ (гидравлический разрыв пласта), химический способ (химическое взаимодействие выщелачивающего реагента с хорошо растворимыми урановыми минералами) и бактериальное воздействие на выщелачиваемые руды.

Исследовалось комплексное воздействие физико-химических методов на интенсивность процесса выщелачивания – воздействие переменного и постоянного электрического тока на выщелачиваемый пласт и поступающие в него рабочие растворы.

При электрическом воздействии на выщелачиваемые породы в них протекают различные физико-химические процессы: электролиз, газовыделение, тепловыделение, электроосмос, электрофорез, упрочнение, закрепление, тиксотропное разупрочнение, диполофорез и т. д. В зависимости от режимов воздействия преобладают те или иные процессы.

Аликулов Шухрат Шарофович – кандидат технических наук, доцент кафедры добычи и переработки руд редких и радиоактивных металлов. 210100, Республика Узбекистан, г. Навои, ул. Южная, 27а, Навоийский государственный горный институт. E-mail: sharofovich@mail.ru

Высокочастотное воздействие применяют для разогрева массива, обладающего низкой проницаемостью и электропроводностью (месторождения нефти, серы). Тепловая энергия выделяется за счет диэлектрических потерь. Воздействие способствует понижению вязкости нефти, расплавлению парафина, кольматирующего скважины, плавлению серы.

Воздействие постоянным током. Первые в отрасли опыты по электровоздействию проводились институтом ВСЕГИНГЕО. Основные эффекты – электроосмос, электролиз систем руда–раствор, растворение химического кольматанта. К недостаткам метода относятся высокая скорость коррозии анодов и газовая кольматация прифильтровой зоны. Во внешнем постоянном электрическом поле ионы металла и выщелачивающего раствора приобретают направленное движение.

Воздействие переменным электрическим током направлено на десорбцию рыхлосвязанной воды с поверхности капилляров и на упрочнение глинистой примеси в песчано-глинистых рудах с целью предотвращения ее набухания и переотложения в виде кольматирующих осадков. Перечисленные эффекты от электровоздействия способствуют увеличению проницаемости пород в прифильтровой зоне и увеличению средней производительности скважин на 25–75 %.

Воздействие токами высокой плотности. За счет интенсивного энерговыделения в узких участках капилляров происходит их расширение и «прочистка», в результате чего в течение короткого времени создается необратимый эффект увеличения проницаемости. В отличие от описанных методов, которые опираются на разработки в области теории электроосмоса, в данном случае использованы энергетический подход, теория перколяции и разработки в области физики твердого тела.

Используемый на урановых предприятиях комплексный подход – метод электровоздействия на пласт – учитывает все основные физические эффекты, сопровождающие применение электрического тока к породе.

Как видно из приведенной краткой характеристики методов, все они рассчитаны на увеличение проницаемости пород. Достаточно обоснованной теории воздействия электрического тока на скорость химических реакций выщелачивания пока не существует. Если рассматривать интенсификацию выщелачивания в системе руда–раствор в соответствии с законами электродиализа, то, учитывая минерализацию растворов, приходим к выводу, что выделение 1 кг металла на катоде в откачной скважине требует несколько тысяч киловатт-часов электроэнергии.

Тем не менее в опытах ВСЕГИНГЕО и исследованиях автора наблюдалось некоторое повышение концентрации металла в растворах при электровоздействии (около 20 %), что указывает на необходимость учета всего многообразия факторов при разработке теории интенсификации химических реакций выщелачивания металла электрическим током. К ним относятся:

– увеличение фильтрации выщелачивающих растворов в рудных интервалах за счет избирательного увеличения их проницаемости;

– раскрытие капилляров, ранее недоступных для выщелачивающего раствора;

– десорбция электрическим током металла со стенок капилляров вместе с рыхлосвязанной водой;

– предотвращение переотложения металла на фронте выщелачивания;

– улучшение структуры потока выщелачивающего раствора в районе откачных и закачных рядов (от радиальной к плоскопараллельной) за счет создания зон повышенной проницаемости между скважинами в рядах.

Положительные результаты лабораторных экспериментов, выявившие возможность приведения связанной воды и частиц глинистого вещества, слагающего гидрогенные месторождения, в подвижное состояние при воздействии на них переменным током низкого напряжения, натурные опыты на единичных скважинах позволили перейти к опытно-промышленному опробованию и внедрению метода.

Для установления влияния воздействия переменным током на движение растворов в песчано-глинистых породах предварительно определяли показатели связанной (рыхлосвязанной и адсорбированной) воды и изменение коэффициента фильтрации в процессе фильтрации 1 %-го раствора серной кислоты. Фильтрационные исследования выполняли на рудном песке с примесью глин (1,5 и 10 %) монтмориллонитового и гидрослюдистого состава.

Выполнено два подобных опыта: первый – на дистиллированной воде, второй – на продуктивных растворах с опытно-промышленного участка подземного выщелачивания (ПВ) при условии изменения влажности глинистого песка по длине колонны. Согласно методике, выделены сверху вниз две зоны: капиллярной влажности и максимальной молекулярной влажности. Максимальная молекулярная влажность в опыте с продуктивными растворами составила 12 %, что свидетельствует о некотором набухании глинистой фракции породы в растворе [1].

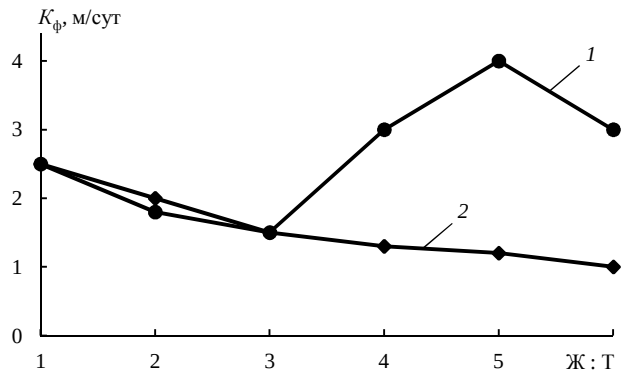

Рис. 1. Зависимость коэффициента фильтрации $K_ф$ от соотношения Ж : Т при периодическом воздействии электрическим током – *1* и без воздействия – *2*

Результаты опытов показали, что при фильтрации выщелачивающего раствора через руду конкретного месторождения рыхлосвязанная вода, занимающая определенный поровый объем, создает гидравлическое сопротивление. Объем связанной воды в объеме пор 1 см^3 грунта при влажности 10 % составил, см^3:

$$V = \frac{w\gamma_п}{\gamma_в 100\%} = 0{,}17,$$

где w – 10 %-я максимальная молекулярная влажность; $\gamma_п$ – удельный вес сухого песка, $\gamma_п$ = 1,7 м^3; $\gamma_в$ – удельный вес воды, $\gamma_в$ = 1,0 г/см^3.

Если учесть, что при пористости 40 % пустоты в 1 см^3 породы занимают 0,4 см^3 объема, очевидна огромная роль связанной воды в фильтрационном процессе (в данном случае она занимает 42,5 % объема пор). В процессе фильтрации замеряли расход жидкости и ее температуру. На основании замеров вычисляли коэффициент проницаемости породы

$$K_п = Ql\mu\left(F\Delta P\right)^{-1},$$

где Q – расход жидкости, см^3/с; l – длина образца, см; μ – вязкость, Па · с; F – площадь сечения образца, см^2; ΔP – перепад давления, кг/см^2.

При анализе результатов опытов можно сделать вывод, что увеличение концентрации глины существенно снижает проницаемость пород. Проницаемость пород, измеренная по кислому раствору, оказалась значительно ниже проницаемости, измеренной по дистиллированной воде. Следует отметить, что проявления газовой кольматации в опытах не наблюдалось.

Фильтрационные опыты проводились в двух трубках параллельно: в одной – при воздействии электрического тока, в другой – без использования электрического тока. Воздействие переменным электрическим током на породу проводили периодически. Изменение коэффициента фильтрации и концентрации металла в растворе в зависимости от соотношения Ж : Т показано на рис. 1.

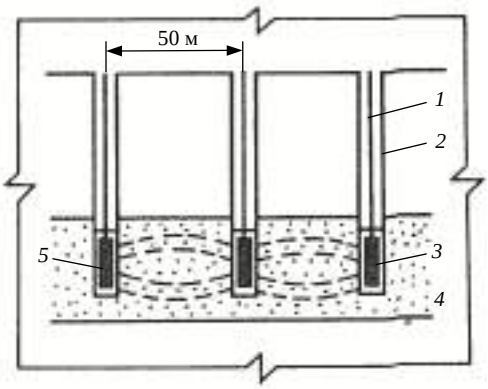

Рис. 2. Схема ячейки с воздействием на пласт переменным током:
1 – шнур; *2* – стенка скважины; *3* – электроды; *4* – продуктивный пласт; *5* – фильтр

Как видно из графика, при воздействии электрического тока возрастает не только коэффициент фильтрации, но и скорость извлечения металла. Возрастание коэффициента фильтрации интерпретируется как результат уменьшения вязкости раствора вследствие его нагрева при пропускании электрического тока и как результат перехода связанной воды в подвижное состояние, что приводит к увеличению эффективного сечения пор и проницаемости породы.

Из рассматриваемых электрофизических методов до промышленного использования доведены обработка скважин электрогидравлическим воздействием, повышение проницаемости песчано-глинистых пластов постоянным или переменным токами (рис. 2).

Обработка фильтров и прифильтровых зон электрогидравлическим ударом, используемые на участках подземного выщелачивания методы регенерации фильтров и прифильтровых зон (высоконапорная обработка водой, прокачка сжатым воздухом, химическая декольматация) характеризуются кратковременностью и незначительным приростом производительности скважин. Более перспективен способ электрогидроудара в сочетании с прокачкой скважин сжатым воздухом. Исследование выполняется с использованием электрогидроударной установки ЭГРУА-80.

Техническая характеристика установки ЭГРУА-80 [2]

Максимальная глубина обработки, м..... 150
Напряжение разряда, кВ..... 50
Емкость импульсного конденсатора, мкФ..... 0,5
Напряжение питающий сети, В..... 220
Потреблямая мощность, кВт..... 1

Сущность физического эффекта увеличения проницаемости песчано-глинистых пород при пропускании переменного электрического тока заключается в отделении от глинистой фракции породы связанной воды, вследствие чего увеличивается эффективное сечение пор. Кроме того, в отличие от постоянного тока, переменный ток воздействует и на воду, иммобилизованную гелями, кольматирующими поровое пространство. Тиксотропную (гелеобразную) структуру образу-

ет при контакте с серной кислотой и глинистая фракция породы из-за растворения кристаллизационного цемента глин и их разупрочнения. Гели даже при незначительном количестве твердого материала (1–10 %) занимают большой объем, что обусловлено сетчатой структурой, в ячейках которой содержится 90 % и более иммобилизованной воды. Иммобилизованная вода отличается от воды в диффузионном слое тем, что она не связана с катионами и не притянута поверхностными зарядами частиц.

Таким образом, из всех исследуемых методов интенсификации метод электрофизического воздействия постоянным или переменным током, опробованный в промышленных условиях, может быть использован при подземном выщелачивании руд гидрогенных месторождений для условий повышения проницаемости песчано-глинистых рудных залежей.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Кошколда К. Н., Пименов М. К., Атакулов Т. Пути интенсификации подземного выщелачивания / под общ. ред. Н. И. Чеснокова. М.: Энергоатомиздат, 1983. 224 с.
2. Арш Э. Применение токов высокой плотности в горном деле. М.: Недра, 1967. 312 с.

Поступила в редакцию 29 сентября 2016 года

INTENSIFICATION OF ENGINEERING PROCESSES OF URANIUM SUBSOIL LEACHING OUT OF ORES OF LOW PERMEABILITY

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

Integral effect of physical-chemical methods on the intensity of leaching process has been investigated – electrical effect on the leached body and working solutions entering to it. Influence with alternating electrical current is focused on desorption of incoherently bound water from the surface of capillars and clay admixture strengthening in sandy-clay ores in order to prevent it from heaving and redeposition in the shape of colmataging precipitations. The effects from electric influence contribute to the rise of rock permeability in in-filter zone and increase in average capacity of wells in 25–75%. The essence of physical effect of sandy-clay rocks permeability increase when passing alternating electrical current resides in separation of clay fraction of bound water rock, therefore efficient pores cross-section increases. In addition, as compared to continuous current, alternating current influences water which is immobilized by gels, which colmatage pore space. Rock clay fracture also forms thixotropic (gel-like) structure under contact with sulphuric acid because of crystal cement clay dilution and softening.

Key words: uranium leaching; influence with alternating electrical current; filtration coefficient; diffusion rate; uranium content; ore deposits primary mining; product solution; working solution.

REFERENCES

1. Koshkolda K. N., Pimenov M. K., Atakulov T. *Puti intensifikatsii podzemnogo vyshchelachivaniia. Pod obshch. red. N. I. Chesnokova* [The ways of subsoil leaching intensification. Edited by N. I. Chesnokov]. Moscow, Energoatomizdat Publ., 1983. 224 p.
2. Arsh E. *Primenenie tokov vysokoi plotnosti v gornom dele* [High density currents use in mining]. Moscow, Nedra Publ., 1967. 312 p.

ИНСТИТУТУ ГОРНОГО ДЕЛА УрО РАН – 55 лет

В феврале 2017 года исполняется 55 лет Институту горного дела Уральского отделения РАН – одному из лидеров исследований в области горного дела и обоснования стратегии освоения минерально-сырьевых ресурсов.

История института началась с горного отдела Горно-геологического института УНЦ АН СССР, который был организован в составе УФАН СССР в 1939 г. во главе с первым директором академиком Л. Д. Шевяковым. В феврале 1962 г. институт был выделен в самостоятельную организацию под руководством директора докт. техн. наук., проф. М. В. Васильева. В 1963 г. Институт горного дела был выведен из состава Академии наук СССР и передан в подчинение Государственному комитету по черной и цветной металлургии, затем в ведение Министерства черной металлургии СССР.

Многие годы (с 1965 по 1991 г.) ИГД МЧМ СССР выполнял ответственные функции Центрального института по добыче руд черных металлов. В его составе под руководством М. В. Васильева работали многие представители Уральской горной школы, чей вклад в развитие горной науки и горнодобывающей промышленности неоднократно отмечал академик Н. В. Мельников. Особенно значителен вклад в такие важные направления горной науки и горного производства, как карьерный транспорт (научная школа М. В. Васильева, В. Л. Яковлева), геомеханика (научная школа М. Л. Рудакова, Н. П. Влоха, А. Д. Сашурина), цикличнопоточная технология (М. В. Васильев, Б. В. Фадеев, А. Н. Шилин), управление качеством и усреднение руд (П. П. Бастан), подземная разработка рудных месторождений (Л. Е. Зубрилов, В. А. Щелканов), вентиляция рудников и проветрива-

ние карьеров (К. В. Кочнев, С. С. Филатов) буровзрывные работы (П. С. Данчев, В. М. Сенук) и др.

С 1994 г. основными направлениями фундаментальных исследований института как научной организации Уральского отделения РАН стали: разработка теоретических основ стратегии освоения и комплексного использования минерально-сырьевых ресурсов; создание научных основ новых технологий разработки глубокозалегающих месторождений; исследование проблем геомеханики и разрушения горных пород.

Накопленный многолетний опыт, традиции и квалификация сотрудников позволяют коллективу Института горного дела УрО РАН решать актуальные проблемы развития действующих предприятий:

– разработка долгосрочной стратегии инновационно-технологического развития горнодобывающих предприятий, включающей решение комплексных задач анализа горно-геологической информации об объемах, качестве и пространственном расположении оставшихся запасов основных и попутных полезных компонентов; обоснование кондиций с учетом уточненных качественных признаков добываемого сырья и конъюнктуры отечественного и мирового рынка на товарную продукцию; уточнение границ открытых и подземных горных работ и их последовательного, параллельного или комбинированного применения; обоснование объемов добычи и номенклатуры товарной продукции как основы для выработки и принятия управленческих воздействий в технологическом и организационно-экономическом развитии на краткосрочную и долгосрочную перспективу;

– выработка подходов к совершенствованию технологии горного производства, включая исследование режима горных работ в увязке с порядком их развития и формированием рабочей зоны (очистного пространства), обеспечивающих предпосылки для управления качеством добываемого сырья; аудит и анализ структуры парка оборудования и на их основе – предложения по модернизации действующих, а также созданию и применению новых машин и механизмов; целевая оптимизация параметров технологических процессов и их взаимодействия применительно к конкретным, специфичным условиям функционирования;

– разработка комплекса организационно-экономических мероприятий и управленческих воздействий с целью выхода из кризисных ситуаций или их предотвращения, в том числе обоснование способов резервирования и управления ресурсами предприятия всех видов (товарная продукция, финансы, оборудование, материалы и т. д.); ситуационный технико-технологический анализ организационной структуры горного производства и поиск «узких» мест, сдерживающих снижение текущих издержек или повышение доходности; комплексный анализ управленческих решений и системная увязка элементов и подсистем горного предприятия как природно-технологической, организационно-экономической и финансовой системы и пр.

Обширные связи с широким кругом академических, отраслевых институтов, вузов и производством позволяют сотрудникам Института горного дела вносить свой вклад в теорию и практику освоения недр, применять инновационные результаты своей деятельности и оказывать научно-техническую помощь горнодобывающим предприятиям промышленного комплекса России и стран СНГ.

Желаем коллективу Института горного дела УрО РАН новых творческих успехов во благо горной науки и горного производства Урала и России!

Отделение наук о Земле РАН,
НП «Горнопромышленники России»,
Академия горных наук,
Горно-металлургический совет УрФО,
ФАНО России

Р е д а к ц и я
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 30.01.2017. Формат 70 x 108 1/16. Печать офсетная
10,2 усл. печ. л., 9,2 уч.-изд. л. Тираж 500. Заказ 5789.

Свидетельство о регистрации средства массовой информации
ПИ № ФС 77-57227 от 12.03.2014

Редакция «Изв. вузов. Горный журнал»
620144, 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, № 1, 2017.