

ISSN 0536-1028

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

3
2017



УЧРЕДИТЕЛЬ И ИЗДАТЕЛЬ УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ

ВАЛНЕН Нияз Гадым-оглы

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

ГОРДЕЕВ Виктор Александрович

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

ДОНДОВ Дорж

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

ДРЕБЕНШТЕДТ Карстен

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

ДУШИН Алексей Владимирович

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

ИГНАТЬЕВА Маргарита Николаевна

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

КАЛМЫКОВ Вячеслав Николаевич

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

КАРТОЗИЯ Борис Арнольдович

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

КАШНИКОВ Юрий Александрович

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

КОЗИН Владимир Зиновьевич

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

КОРНИЛКОВ Михаил Викторович — главный редактор

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

КОСАРЕВ Николай Петрович

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

КОСОЛАПОВ Александр Иннокентьевич

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

ЛАПИН Эдуард Самуилович

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

ЛАТЫШЕВ Олег Георгиевич — зам. главного редактора

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

ЛИТВИНЕНКО Владимир Стефанович

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

МАХНО Дмитрий Евсеевич

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

МОЧАЛОВА Людмила Анатольевна

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

ПАНКРАТЕНКО Александр Никитович

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

ПЕТРОВ Вадим Леонидович

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

ПИВНЯК Геннадий Григорьевич

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

ПУЧКОВ Лев Александрович

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

СЁМИН Александр Николаевич

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

СТРОВСКИЙ Владимир Евгеньевич

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

ТОПАЛОВ Станислав Йорданов

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

ТРЫБАЛЬСКИЙ Казимеж

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

ШЕВЧЕНКО Леонид Андреевич

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

ЯКОВЛЕВ Виктор Леонтьевич

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

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

Научно-технический журнал. Издаётся с 1958 года

Выходит 8 раз в год

№ 3, 2017

СОДЕРЖАНИЕ

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ	
<i>Голик В. И., Каргинов К. Г., Разоренов Ю. И., Габараев О. З.</i> Принципы комбинирования технологий разработки некондиционных руд	4
<i>Бирючев И. В., Зубков А. В.</i> Способ отработки запасов месторождения на больших глубинах в условиях высокого горного давления.....	13
СТРОИТЕЛЬСТВО ШАХТ И ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ	
<i>Соловьев В. А., Антуков В. Н., Тарасов В. В., Котляр Е. К.</i> Охрана сопряжений шахтных стволов с примыкающими выработками в соляных породах	18
ГЕОМЕХАНИКА	
<i>Миренков В. Е.</i> Масштабный фактор в задачах геомеханики	24
ЭКОЛОГИЯ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА	
<i>Ершова Т. Л., Бедрина С. А.</i> Проблемы и перспективы развития инженерных сетей городов.....	31
РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД. БУРОВЗРЫВНОЕ ДЕЛО	
<i>Насиров У. Ф., Очилов Ш. А., Равианова М. Х.</i> Теоретические исследования механизма дробления скальных горных пород при взрывании высоких уступов	38
<i>Мислибаев И. Т., Тухташев А. Б., Гиязов О. М., Солиев Б. З.</i> Изменение прочности массива горных пород в зависимости от конструкции забоек скважинных зарядов взрывчатых веществ.....	45
<i>Крапивина И. С.</i> Экономические аспекты проведения строительных горных выработок	51
МЕХАНИЗАЦИЯ ГОРНЫХ РАБОТ. ГОРНЫЕ МАШИНЫ И КОМПЛЕКСЫ	
<i>Старков Л. И., Шишляников Д. И., Максимов А. Б.</i> Устройство для крепления резца на исполнительном органе горного комбайна.....	60
ГОРНАЯ МЕХАНИКА	
<i>Борисов Ф. И., Морин А. С., Бровина Т. А.</i> Карьерные водоотливные установки с путевым расходом в зонах орошения автодорог	65
ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫЙ ТРАНСПОРТ	
<i>Юдин А. В., Шестаков В. С.</i> Разработка, выбор оборудования и оценка схем карьерных комплексов для сухой очистки сырья от глинистых включений.....	73
РУДОПОДГОТОВКА И ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ	
<i>Козин В. З., Комлев А. С., Волков П. С.</i> Эффективность использования операций обогащения в схемах подготовки проб.....	83

ФИЗИЧЕСКИЕ И ХИМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Блинков О. Г., Дмитриев В. Т., Боярских Г. А. Использование плазменной технологии для упрочнения элементов шарошечных буровых долот..... 88

ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ ГЕОЛОГИЯ, ГИДРОГЕОЛОГИЯ И ГЕОФИЗИКА

Ратушняк А. Н., Байдинов С. В., Теплухин В. К. Индукционный каротаж скважин в процессе бурения 93

CONTENTS

DEVELOPMENT OF MINERAL DEPOSITS AND TECHNOGENOUS FORMATIONS

Golik V. I., Karginov K. G., Razorenov Iu. I., Gabaraev O. Z. The principles of substandard ore mining technologies combining..... 4

Biriuchev I. V., Zubkov A. V. The method of recovering reserves of a deposit at deep depth in conditions of high rock pressure..... 13

CONSTRUCTION OF SHAFTS AND UNDERGROUND STRUCTURES

Solov'ev V. A., Aptukov V. N., Tarasov V. V., Kotliar E. K. Mine shafts intersections with adjoining mine workings in saliferous rocks protection..... 18

GEOMECHANICS

Mirenkov V. E. Scale factor in geomechanics problems..... 24

ECOLOGY OF MINING

Ershova T. L., Bedrina S. A. Problems and further development of urban utilities..... 31

DESTRUCTION OF ROCKS. DRILLING-AND-BLASTING OPERATIONS

Nasirov U. F., Ochilov Sh. A., Ravshanova M. Kh. Theoretical investigation of hard rock crushing mechanism when blasting high benches 38

Mislibaev I. T., Tukhtashev A. B., Giiazov O. M., Soliev B. Z. Rock massif strength changing depending on downhole explosive charges stemming construction 45

Krapivina I. S. Economic aspects of constructive mine workings..... 51

MECHANISATION OF MINING. MINING MACHINES AND COMPLEXES

Starkov L. I., Shishliannikov D. I., Maksimov A. B. Cutter mounting device in the executive device of a continuous miner..... 60

MINING MECHANICAL ENGINEERING

Borisov F. I., Morin A. S., Brovina T. A. Open pit water drainage facilities with "along the line" track consumption water flow rate in the areas of automobile roads moistening 65

MINING TRANSPORT

Iudin A. V., Shestakov V. S. Development, choice of equipment, and estimation of open pit flow sheets for raw material dry cleaning from clay intrusions..... 73

ORE PREPARATION AND MINERAL DRESSING

Kozin V. Z., Komlev A. S., Volkov P. S. Concentration operations efficiency in the schemes of samples preparation..... 83

PHYSICAL AND CHEMICAL PROCESSES OF MINING

Blinkov O. G., Dmitriev V. T., Boiarskikh G. A. The use of plasma technology to reinforce the elements of cutter rock drilling bit..... 88

APPLIED MINING GEOLOGY, HYDROGEOLOGY AND GEOPHYSICS

Ratushniak A. N., Baidikov S. V., Teplukhin V. K. Inductivve electro-magnetic logging of wells in the process of drilling 93

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

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ

УДК 504.55.054:622(470.6)

ПРИНЦИПЫ КОМБИНИРОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЙ РАЗРАБОТКИ НЕКОНДИЦИОННЫХ РУД

ГОЛИК В. И., КАРГИНОВ К. Г., РАЗОРЕНОВ Ю. И., ГАБАРАЕВ О. З.

Целью работы является обоснование возможности усиления потенциала депрессивных горных предприятий при добыче металлов подземным способом на примере Северо-Кавказского региона. Методология работы синтезирует теорию и практику использования технологий, эксперименты по выщелачиванию металлов и экономическую оценку эффективности технологий путем сравнения показателей полноты извлечения полезного компонента из недр альтернативными способами. Обоснована приоритетность направления комбинирования технологий с выщелачиванием бедных руд и традиционных технологий разработки богатых руд. Выполнен анализ использования комбинированных технологий на первом в мировой практике подземном руднике для добычи балансовых руд. Исследована основа комбинирования традиционных и новых способов добычи руд путем объединения технологий в рамках единого процесса. Предложена модель определения эколого-экономической эффективности разработки месторождений, в основе которой лежит учет полноты использования извлеченных из недр ресурсов. Приведен пример определения сквозного коэффициента извлечения при использовании комбинированных технологий. Область применения результатов включает ранее дотационные горные предприятия, разрабатывающие metallические месторождения подземным способом. Возрождение рентабельного производства металлов на депрессивных горных предприятиях возможно на основе комбинирования традиционной технологии и новых технологий выщелачивания.

Ключевые слова: metallическое месторождение; некондиционная руда; металл; комбинированная технология; выщелачивание; эколого-экономическая эффективность; конверсия.

В результате экономической реформы конца XX века параметры и структура минерально-сырьевой базы российской металлургии изменились. Прекратилась разработка многих месторождений металлов. Произошло резкое сокращение созданной в СССР мощной базы металлургического сырья. Внутреннее потребление минеральных ресурсов снизилось на порядок, а степень освоения ресурсов не превышает 20–50 %. Спрос на редкие металлы и рассеянные элементы удовлетворяется за счет импорта [1–3].

Голик Владимир Иванович – доктор технических наук, профессор кафедры горного дела. 362021, г. Владикавказ, ул. Космонавта Николаева, 44, Северо-Кавказский горно-металлургический институт. E-mail: v.i.golik@mail.ru

Каргинов Казбек Георгиевич – доктор технических наук, профессор кафедры горного дела. 362021, г. Владикавказ, ул. Космонавта Николаева, 44, Северо-Кавказский горно-металлургический институт. E-mail: karginovkg@nornik.ru

Разоренов Юрий Иванович – доктор технических наук, профессор, ректор. 362021, г. Владикавказ, ул. Космонавта Николаева, 44, Северо-Кавказский горно-металлургический институт. E-mail: yiri1963@mail.ru

Габараев Олег Знаурович – доктор технических наук, профессор, проректор. 362021, г. Владикавказ, ул. Космонавта Николаева, 44, Северо-Кавказский горно-металлургический институт. E-mail: gabar@skgmi-gtu.ru

Продолжается экспорт полезных ископаемых вместо готовых продуктов. За рубеж продаются многокомпонентные руды, из которых в развитых странах извлекаются стратегически важные попутные металлы без затрат на приобретение.

Реформа коснулась прежде всего дотируемых государством предприятий, например Садонского свинцово-цинкового и Тырнаузского вольфрамово-молибденового комбинатов. Для реанимации таких предприятий ведется поиск технологий разработки [4–6] ранее относимых в потери некондиционных для традиционных технологий запасов (*Остроушко И. А. Изыскание и внедрение способов извлечения металлов, оставленных в отработанных пространствах рудников: отчет о НИР. Орджоникидзе: фонды СКГМИ. 1975. 137 с.*)

Практика показывает, что реальным направлением выхода из кризиса являются технологии с выщелачиванием металлов. При использовании некондиционного сырья для получения металлов необходимо повысить его активность или способность минералов изменять поверхностное натяжение на границе раздела фаз обработкой поверхностно-активными веществами с использованием их энергетического состояния и изменяющейся реакционной способности.

Активация хвостов обогащения осуществляется следующими способами:

– агитационное выщелачивание металлов в аппаратах-агитаторах с перемешиванием выщелачиваемой массы;

– воздействие механической энергии в дезинтеграторах на атомарном уровне до состояния, когда образование тонкодисперсной фракции изменяет активность минералов;

– механохимическая активация металлосодержащего сырья, комбинирующая возможности механического и химического воздействия на минерал с запрессовыванием реагента в очаги дефектов минерала [7–9].

Первые шаги в этом направлении на Северном Кавказе делались с середины XX века. На месторождении Быкогорское подземное выщелачивание забалансовых запасов урана обеспечило сырьевую базу для работы предприятия в течение еще 23 лет после исчерпания балансовых запасов. Садонский комбинат впервые в мире приступил к практическому выщелачиванию балансовых руд в 1975 г.

В недрах всех прекративших производство предприятий имеются забалансовые запасы, которые могут обеспечить их существование в течение нескольких лет. Так, Садонский комбинат на 30 лет обеспечен запасами, которые на 35–40 % беднее, чем балансовые. Они сопоставимы с запасами месторождения среднего класса и являются кондиционными для технологий с выщелачиванием.

Промышленное освоение технологий выщелачивания медных руд начато в США в 1919 г., в СССР – в 1939 г. С середины XX века подземным выщелачиванием добывается значительная часть урана, меди и золота. Мировая добыча меди выщелачиванием составляет 80 %. Только в США подземным выщелачиванием ежегодно добывают 300 тыс. т меди и 4 тыс. т урана. В штате Аризона так разрабатывают крупное месторождение на глубине 300 м с содержанием до 1 % меди в окисленных формах.

Целью исследований последнего времени является поиск путей восстановления утраченного потенциала горнодобывающей отрасли при добыче металлов подземным способом.

Методы исследования включают анализ теории и практики использования технологий, эксперименты по выщелачиванию металлов и экономическую оценку эффективности технологий.

Эффективность комбинирования технологий разработки месторождений оценивается путем сравнения показателя полноты извлечения полезного компонента из недр при традиционном и комбинированном способах добычи в ходе выщела-

чивания руд [10–12]. Из конкурирующих вариантов преимущество отдается тому, который обеспечивает полноту использования недр с меньшими затратами.

Этапы исследования:

- формулирование механизма прибыли от извлечения руд;
- определение порядка компенсации ущерба от потерь руды;
- выявление сквозного коэффициента извлечения металлов;
- коррекция величины прибыли от основных и оборотных средств;
- нахождение прибыли от комбинирования технологий.

Выбор технологии добычи металлов из некондиционного сырья производится на основе консенсуса адаптированных к условиям рынка экономических, экологических и технологических критериев.

Определяются показатели традиционной технологии: объем добычи кондиционных руд с исходным содержанием металлов с потерями и разубоживанием, извлечение при обогащении и металлургическом переделе, которые сравниваются с показателями разработки некондиционного сырья выщелачиванием.

На смену традиционным методам обогащения и металлургии пришли методы гидрометаллургии, базирующиеся на растворении полезного компонента активными реагентами (рис. 1) [13–15].

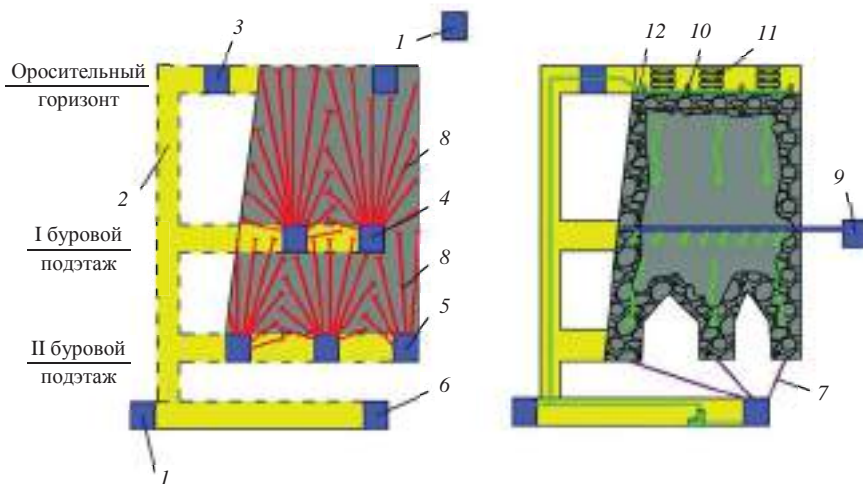


Рис. 1. Блок подземного выщелачивания:

- 1 – штрек; 2 – восстающий; 3 – штрек для орошения; 4 – буровые штреки; 5 – дренажно-буровые штреки; 6 – дренажный штрек; 7 – дренажные скважины; 8 – промежуточный горизонт орошения; 9 – аэрационный штрек; 10 – верхняя подсечка; 11 – костровая крепь; 12 – оросительная система

Эта методология реализуется в геотехнологии с извлечением полезного компонента из руд на месте их естественного залегания. Для гарантии полноты извлечения металлов из руд, а также получения средств на эксплуатацию технологии с выщелачиванием бедных руд комбинируют с получением металлов традиционным способом из богатых руд (рис. 2).

Исторически первая в мире попытка конверсии технологии в масштабах всего месторождения была предпринята в 1974 г. в Республике Северная Осетия–Алания. Существенный вклад в теорию и практику выщелачивания свинца и цинка из некондиционных сульфидных руд внесли ученые Северо-Кавказского горно-металлургического института И. А. Остроушко, К. К. Хулелидзе, А. П. Городничев, Ю. И. Кондратьев, В. Н. Келин, С. Э. Ростованов и др.

Первый в мировой практике подземный рудник для добычи балансовых руд выдал первую продукцию – 60 т цинка в геле, из которого получали катодный

цинк, окись цинка, цинковый купорос и другие товарные продукты. Концентрированный осадок содержал 15 % цинка. Гель обезвоживали и прокаливали при температуре 350°–400° с получением 40–50-процентного цинка в виде окиси.

Рентабельная добыча обеспечивалась при затратах на добычу, обогащение и металлургический передел 360 р./т в ценах 1991 г. При комбинированной разработке затраты составят 188 р./т, следовательно, добыча становится рентабельной.

На многих горных предприятиях накоплен опыт извлечения металлов из рудничных стоков. Так, на Садонских рудниках кальцинированной содой и цинковой пылью осаждали, %: цинк – до 30; никель – 6; железо – 6; свинец – до 0,54; медь – до 0,15; кадмий – 0,021. В сбросных водах концентрация цинка снижена до 0,01–0,1 мг/л, свинца – 0,1–0,15 мг/л.



Рис. 2. Алгоритм комбинирования геотехнологий разработки месторождения

Достоинством технологии с выщелачиванием является возможность извлечения сопутствующих металлов: меди, кадмия, индия, висмута, кобальта, золота, серебра и др., которые мигрируют из хранилищ в окружающую среду в виде продуктов природного выщелачивания или сжигаются в процессе пирометаллургического передела.

Металлические месторождения в большинстве случаев представлены оруденелыми зонами в породах. Если их оруденение отнести на единицу проекции рудного тела на плоскость, то концентрация металлов окажется не меньше, чем у любого из эксплуатируемых месторождений металлов. С позиций традиционной технологии эти запасы интереса не представляют, но могут быть востребованы при исчерпании запасов богатых руд.

Комбинирование традиционных и новых способов добычи руд на стадиях разработки осуществляется объединением технологий (рис. 3) [15–16].

Например, при отработке Какадурского участка Фиагдонского месторождения растворов реагентов подавали с дневной поверхности по скважинам. Насыщенные

металлами растворы выдавали на поверхность для извлечения металлов. Реагент – хлорную воду – получали растворением соли и серной кислоты до кислотности 2–3 г/л. Для активизации процесса вместе с водой подавали пиритный концентрат.

Осаждение цинка производили кальцинированной содой, свинца – содой или цинковой пылью в траншеях емкостью по 300 м³. Производительность растворов – 150 м³/ч. Производительность установки на первом этапе – 180 т цинка и 180 т свинца в год.

Сложность экономического обоснования ресурсосберегающей технологии состоит в существующей методике определения извлекаемой ценности, когда прибыль не уменьшается за счет не извлеченных из недр ресурсов и потерянных во время их переработки компонентов.

При комбинированной разработке месторождения богатые руды выдаются на поверхность и перерабатываются на гидрометаллургическом заводе (ГМЗ), средние и бедные – в подземных блоках рудников и штабелях на промышленных площадках рудников.

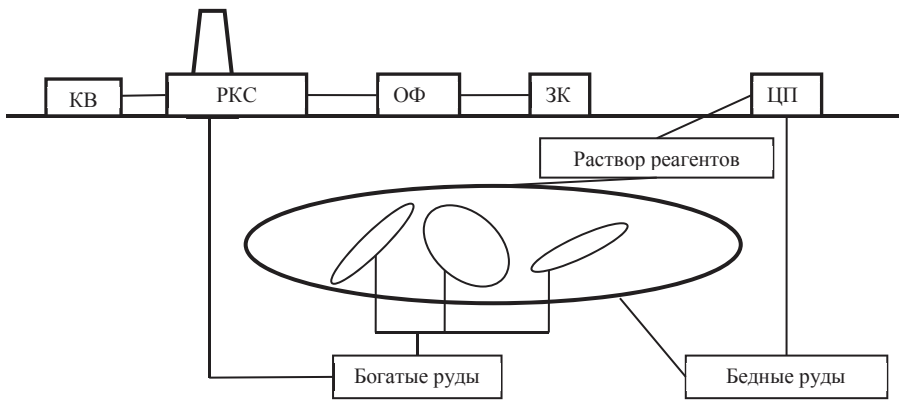


Рис. 3. Комбинированная разработка месторождения:

КВ – куча для выщелачивания; РКС – рудоконтрольная станция; ОФ – обогащительная фабрика; ЗК – закладочный комплекс; ЦПР – цех приготовления растворов реагентов

Применение комбинированных технологий позволяет извлечь до 70 % потерянных металлов, повышает полноту использования природных ресурсов и приносит прибыль за счет утилизации отходов и оздоровления природной среды.

Экономически концепт новой технологии состоит в том, что при сравнимых затратах из уже извлеченного из недр сырья извлекается большее количество металла [12–17].

В дезинтеграторе в раствор извлекаются все содержащиеся в хвостах металлы в соответствии с санитарными требованиями, после чего хвосты становятся пригодными для изготовления товарной продукции без ограничений.

Механохимическая активация процесса выщелачивания хвостов в дезинтеграторе за счет увеличения количества применяемой энергии существенно увеличивает извлечение из хвостов обогащения при значительном сокращении времени.

Бесспорным положительным эффектом предлагаемого метода утилизации хвостов переработки является исключение необходимости их хранения на земной поверхности с минимизацией или полным предотвращением нанесения ущерба экосистемам окружающей среды.

Большинство депрессивных предприятий располагает природными и техногенными запасами руд, технологической и научной базой, другой необходимой инфраструктурой.

Эффективность разработки месторождений полезных ископаемых определяется не только экономическими преимуществами применяемой технологии, величиной потерь руды, влиянием применяемой техники и технологии на окружающую среду, но и полнотой использования добытых ресурсов, в том числе полнотой утилизации отходов.

Ущерб от потерь полезного ископаемого компенсируют вычитанием стоимости потерянных запасов по предельным ценам:

$$\Pi = \sum_1^t \frac{\Pi_{\text{д}} - 3 - \Pi_{\text{п}}}{(1 - E)^t},$$

где Π – прибыль, р.; t – время разработки месторождения; $\Pi_{\text{д}}$ – добытая ценность, р.; 3 – затраты на производство конечного продукта, р.; $\Pi_{\text{п}}$ – потерянная ценность, р.; E – нормативный коэффициент приведения.

Между предельно допустимыми затратами на получение продукции и коэффициентом извлечения существует зависимость:

$$3_{\text{п.д}} = \Pi_{\text{д}} (2 - 1/K_{\text{с.и}}),$$

где $3_{\text{п.д}}$ – предельно допустимые затраты на производство конечного продукта, р.; $K_{\text{с.и}}$ – сквозной коэффициент извлечения металлов в конечный продукт.

При варианте с меньшей величиной производственных фондов избыток вовлеченных в хозяйственный оборот средств позволяет получить дополнительную прибыль. При комбинировании технологий высвобождается активная часть основных средств, но возникает необходимость в дополнительных капитальных вложениях на сооружение цехов переработки растворов, насосных станций и т. п.

С учетом использования основных и оборотных средств прибыль

$$\Pi = \frac{3 - P_{\text{п}}}{3 - P_{\text{р}}} [\Pi_{\text{уд}} - (C_{\text{ос}} + C_{\text{об}}) E_{\text{п.п.ф}}],$$

где 3 – запасы руд, т; $P_{\text{п}}$ – потерянные руды, т; $P_{\text{р}}$ – разубоженные руды, т; $\Pi_{\text{уд}}$ – удельная прибыль на 1 т металла, р./т; $C_{\text{ос}}$, $C_{\text{об}}$ – основные и оборотные средства на 1 т металла при принятом варианте доработки, р.; $E_{\text{п.п.ф}}$ – норма отчислений за пользование производственными фондами.

Чистая прибыль в расчете на 1 т запасов, извлеченных с применением комбинированной технологии:

$$\Pi = \frac{3 - P_{\text{п}}}{3 - P_{\text{р}}} [K - A - (C_{\text{ос}} + C_{\text{об}}) E_{\text{п.п.ф}} - K_{\text{доп}} E_{\text{н}}],$$

где K – начальные капиталовложения, р.; A – амортизационные отчисления, р.; $K_{\text{доп}}$ – дополнительные капиталовложения при комбинированной технологии, р./т; $E_{\text{н}}$ – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений.

Экономическая эффективность комбинирования технологий:

$$\Pi_{\text{к}} = \left[\frac{3_{\text{тр}}}{A_{\text{тр}}} K_{\text{д}}^A K_{\text{д}}^T + \left(\frac{\mathcal{E}_{\text{тр}} + \mathcal{E}_{\text{в}}}{A_{\text{тр}}} \right) - \frac{3_{\text{в}}}{A_{\text{в}}} \right] A_{\text{к}} r;$$

где $\Pi_{\text{к}}$ – прибыль от комбинирования технологий; $3_{\text{тр}}$ – затраты на единицу металла при традиционной технологии, усл. ед.; $A_{\text{тр}}$ – годовой объем выпуска металлов

по традиционной технологии, ед.; K_d^A – коэффициент динамичности объемов производства; K_d^T – коэффициент динамичности времени; $\mathcal{E}_{тр}$ – приведенные эксплуатационные и капитальные расходы базового варианта, усл. ед.; $\mathcal{E}_в$ – приведенные эксплуатационные и капитальные расходы нового варианта, усл. ед.; $Z_в$ – затраты на единицу металла при технологии выщелачивания, усл. ед.; $A_в$ – годовой объем выпуска металлов по новой технологии, ед.; $A_к$ – годовой объем выпуска металлов по комбинированной технологии, ед.; r – коэффициент риска рыночных операций.

По традиционной технологии за счет добычи и переработки более богатых руд получают более 50 % металла. Остальная руда выщелачивается под землей, что позволяет снизить себестоимость продукта за счет сокращения затрат на выдачу, транспорт и переработку бедных руд на ГМЗ. В итоге себестоимость металла в конечном продукте по сравнению с традиционной технологией снижается на 20–30 %.

При переработке руды на ГМЗ по традиционной технологии коэффициент извлечения металлов изменяется на 8–10 %. Снижение качества добытой по традиционной технологии руды за счет разубоживания увеличивает потери металлов на заводе на 1–2 %. При использовании технологий с выщелачиванием потери из-за разубоживания исключаются, что повышает коэффициент извлечения на ГМЗ на 1–1,5 %. Возможен вариант, когда выщелачивается большее количество запасов, чем числилось.

Технология с выщелачиванием по сравнению с традиционной уменьшает потери металлов при добыче на 5–10 %, при обогащении на 2–2,5 %.

Сквозной коэффициент извлечения при традиционной технологии при равных условиях не превышает 0,865, а для способа подземного выщелачивания (ПВ) при выдаче 40 % с 50 % содержания металлов на ГМЗ будет извлечено 40,5 % полезных компонентов (ПК) с коэффициентом извлечения 0,93. Из оставленных для ПВ 50 % балансовых запасов металлов при коэффициенте извлечения ПВ, равном 0,8, и с учетом потерь ПК при переработке растворов будет получено 39,2 % металлов в конечном продукте. При 3 % металлов в забалансовых рудах из них будет извлечено в конечный продукт 2,3 % ПК. Сквозной коэффициент извлечения металлов ПВ составляет 0,879.

При одинаковой численности рабочих горного цеха производительность рудника по горной массе при комбинированной технологии составит 40 % от традиционного способа, а производительность его по металлу в конечном продукте увеличится в 1,5 раза.

При комбинированной технологии срок отработки одного горизонта по сравнению с традиционной технологией увеличивается в 2 раза, а для увеличения годового понижения горных работ с увеличением производительности рудника в 1,5 раза рудные площади, находящиеся в одновременной отработке, увеличиваются в 3 раза.

Таким образом, традиционные способы разработки месторождений металлов объективно не обеспечивают рентабельного производства и не могут быть положены в основу оздоровления экономики. Возрождение рентабельного производства металлов возможно на основе комбинирования традиционной технологии и новых технологий подземного, кучного и механохимического выщелачивания. Экономика горного производства может быть улучшена за счет создания смежных производств товарной продукции из хвостов выщелачивания руд и хвостов обогащения после извлечения металлов до уровня санитарных норм.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Голик В. И., Вагин В. С. Проблемы использования природных ресурсов Южного федерального округа. Владикавказ: Проект-пресс, 2005. 191 с.
2. Голик В. И., Ермоленко А. А., Лазовский В. Ф. Организационно-экономические проблемы использования природных ресурсов Южного федерального округа. Краснодар: ЮИИМ, 2008. 323 с.
3. Голик В. И., Разоренов Ю. И., Куликов М. М. Экономика и менеджмент горной промышленности. Новочеркасск: Политехник, 2010. 251 с.
4. Воробьев А. Е., Голик В. И., Лобанов Д. П. Приоритетные пути развития горнодобывающего и перерабатывающего комплекса Северо-Кавказского региона. Владикавказ: Рухс, 1998. 321 с.
5. Голик В. И. Технологическая диверсификация горнодобывающего региона // Устойчивое развитие горных территорий. 2016. № 1. С. 67–73.
6. Golik V., Komashchenko V., Morkun V. Innovative technologies of metal extraction from the ore processing mill tailings and their integrated use // Metallurgical and Mining Industry. 2015. Vol. 7. No. 3. P. 49–52.
7. Голик В. И., Разоренов Ю. И., Страданченко С. Г., Прокопов А. Ю., Масленников С. А. Экспериментальное обоснование параметров механохимической переработки хвостов обогащения руд // ГИАБ. 2012. № 5. С. 128–134.
8. Golik V. I., Komashchenko V. I., Drebenstedt K. K. Mechanochemical activation of the ore and coal tailings in the desintegrators // Carsten Drebenstedt, Raj Singhal. 2013. P. 56–61.
9. Golik V. I., Komashchenko V. I., Razorenov Y. I. Activation of technogenic resources in disintegrators // Carsten Drebenstedt, Raj Singhal. 2013. С. 62–72.
10. Шелкунова Т. Г. Экономическое обоснование разработки забалансовых руд // Современные проблемы рыночного реформирования экономики: сб. науч. тр. аспирантов, соискателей и преподавателей экон. ф-та. Владикавказ: Терек, 2005. С. 45–52.
11. Хетагурова Т. Г., Голик В. И. Моделирование экономических параметров разработки техногенных месторождений // Цветная металлургия. 2000. № 4. С. 20–22.
12. Golik V. I., Razorenov Y. I., Ignatov V. N., Khasheva Z. M., Shulgaty L. P. The history of Russian Caucasus ore deposit development // Medwell Journals, The Social Sciences. 2016. No. 11(15). P. 3742–3746.
13. Golik V. I., Rasorenov Y. I., Efremkov A. B. Recycling of ore mill tailings // Applied Mechanics and Materials. 2014. Vol. 682. P. 363–368.
14. Голик В. И. Концептуальные подходы к созданию мало- и безотходного горнорудного производства на основе комбинирования физико-технических и физико-химических геотехнологий // Горный журнал. 2013. № 5. С. 93–97.
15. Golik V. I., Hasheva Z. M., Galachieva S. V. Diversification of the economic foundations of depressive mining region // Medwell Journals, The Social Sciences. 2015. No. 10(5). P. 678–681.
16. Khasheva Z. M., Golik V. I. The ways of recovery in economy of the depressed mining enterprises of the russian Caucasus // Medwell Journals, International Business Management. 2015. No. 9(6). P. 1209–1216.
17. Каплунов Д. Р., Рьльникова М. В., Радченко Д. Н. Расширение сырьевой базы горнорудных предприятий на основе комплексного использования минеральных ресурсов месторождений // Горный журнал. 2013. № 12. С. 29–33.

Поступила в редакцию 16 января 2017 года

THE PRINCIPLES OF SUBSTANDARD ORE MINING TECHNOLOGIES COMBINING

Golik V. I., Karginov K. G., Razorenov Yu. I., Gabaraev O. Z. – North Caucasian Institute of Mining and Metallurgy, Vladikavkaz, the Russian Federation. E-mail: v.i.golik@mail.ru

The purpose of the given work is to substantiate the possibilities of strengthening the potential of depressed mining enterprises during metals underground mining by the example of the North Caucasian region. The methodology of the given work synthesizes theory and practice of the use of technologies, experiments on metals leaching, and economic estimation of technologies efficiency by means of comparing mineral recovery rate factor using alternative techniques. The article substantiates the priority of combining technologies of poor ores leaching and traditional technologies of rich ore mining. The analysis is fulfilled of mixed technologies application underground mine for commercial ore production, which is the first of a kind in the world practice. The basis for combining traditional and new technologies of ore recovery is examined by means of combining technologies within the limits of a single process. The model of identifying ecological and economic efficiency of deposits exploitation is suggested; the account of the recovered resources completeness lies at the heart of the model. The article introduces the example of determining recurrent extraction ratio when using mixed technologies. Results field of application includes formerly subsidized mining enterprises, which develop metal ore deposits using underground method. Revitalization of profitable metal production at depressed mining enterprises is possible on the basis of traditional and new leaching technologies combination.

Key words: deposit; ore; metal; mixed technology; leaching; ecological and economic efficiency; conversion.

REFERENCES

1. Golik V. I., Vagin V. S. *Problemy ispol'zovaniia prirodnikh resursov Iuzhnogo federal'nogo okruga* [Problems of natural resources utilization in the Southern Federal District]. Vladikavkaz, Proekt-press Publ., 2005. 191 p.
2. Golik V. I., Ermolenko A. A., Lazovskii V. F. *Organizatsionno-ekonomicheskie problemy ispol'zovaniia prirodnikh resursov Iuzhnogo Federal'nogo okruga* [Business problems of natural resources utilization in the Southern Federal District]. Krasnodar, SMI Publ., 2008. 323 p.
3. Golik V. I., Razorenov Iu. I., Kulikov M. M. *Ekonomika i menedzhment gornoj promyshlennosti* [Economy and management of the mining industry]. Novocherkassk, Politekhnik Publ., 2010. 251 p.
4. Vorob'ev A. E., Golik V. I., Lobanov D. P. *Prioritetnye puti razvitiia gornodobyvaiushchego i pererabatyvaiushchego kompleksa Severo-Kavkazskogo regiona* [Prior development trends in mining and processing complexes of the North Caucasian region]. Vladikavkaz, Rukhs Publ., 1998. 321 p.
5. Golik V. I. [Technological diversification of a mining region]. *Ustoichivoe razvitie gorynykh territorii – Sustainable Development of Mountainous Territories*, 2016, no. 1, pp. 67–73. (In Russ.)
6. Golik V., Komashchenko V., Morkun V. [Innovative technologies of metal extraction from the ore processing mill tailings and their integrated use]. *Metallurgical and Mining Industry*, 2015, vol. 7, no. 3, pp. 49–52.
7. Golik V. I., Razorenov Iu. I., Stradanchenko S. G., Prokopov A. Iu., Maslennikov S. A. [Experimental substantiation of ore concentration tailings mechanochemical processing parameters]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2012, no. 5, pp. 128–134. (In Russ.)
8. Golik V. I., Komashchenko V. I., Drebenstedt K. K. [Mechanochemical activation of the ore and coal tailings in the disintegrators]. Carsten Drebenstedt, Raj Singhal. 2013, pp. 56–61.
9. Golik V. I., Komashchenko V. I., Razorenov Y. I. [Activation of technogenic resources in disintegrators]. Carsten Drebenstedt, Raj Singhal, 2013, pp. 62–72.
10. Shelkunova T. G. [Economic substantiation of out of balance ore mining] *Sovremennye problemy rynochnogo reformirovaniia ekonomiki: sb. nauchn. tr. aspirantov, soiskatelei i prepodavatelei ekon. f-ta* [Collective works of candidates, applicants and professors of the Department of Economics “Modern problems of economy market reforming”]. Vladikavkaz, Terek Publ., 2005, pp. 45–52. (In Russ.)
11. Khetagurova T. G., Golik V. I. [Simulation of economic parameters of technogenic deposits development]. *Tsvetnaia metallurgiiia – Nonferrous Metallurgy*, 2000, no. 4, pp. 20–22. (In Russ.)
12. Golik V. I., Razorenov Y. I., Ignatov V. N., Khasheva Z. M., Shulgaty L. P. [The history of Russian Caucasus ore deposit development]. *Medwell Journals, The Social Sciences*, 2016, no. 11(15), pp. 3742–3746.
13. Golik V. I., Rasorenov Y. I., Efremkov A. B. [Recycling of ore mill tailings]. *Applied Mechanics and Materials*, 2014, vol. 682, pp. 363–368.
14. Golik V. I. [Conceptual approaches to the creation of low-waste and non-waste mining production on the basis of combining physical-technical and physical-chemical geotechnologies]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2013, no. 5, pp. 93–97. (In Russ.)
15. Golik V. I., Hasheva Z. M., Galachieva S. V. [Diversification of the economic foundations of depressive mining region]. *Medwell Journals, The Social Sciences*, 2015, no. 10(5), pp. 678–681.
16. Khasheva Z. M., Golik V. I. [The ways of recovery in economy of the depressed mining enterprises of the Russian Caucasus]. *Medwell Journals, International Business Management*, 2015, no. 9(6), pp. 1209–1216.
17. Kaplunov D. R., Ryl'nikova M. V., Radchenko D. N. [Development of raw material base of mining enterprises on the basis of complex use of deposits mineral resources]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2013, no. 12, pp. 29–33. (In Russ.)

УДК 622.833.52:622.831.312

СПОСОБ ОТРАБОТКИ ЗАПАСОВ МЕСТОРОЖДЕНИЯ НА БОЛЬШИХ ГЛУБИНАХ В УСЛОВИЯХ ВЫСОКОГО ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ

БИРЮЧЕВ И. В., ЗУБКОВ А. В.

В работе предложены мероприятия, позволяющие снизить уровень напряженно-деформированного состояния в конструктивных элементах системы разработки при отработке запасов месторождения под междуярусным целиком посредством создания защитной зоны при помощи двух панелей в лежачем и висячем боках. Используется принцип перераспределения напряжений в конструктивных элементах разработки за счет формирования в кровле и днищах панелей острых углов, которые концентрируют максимальные сжимающие напряжения, тем самым разгружая выработки днища и кровлю будущих камер. Данные мероприятия существенно упрощают отработку камерных запасов внутри защитной зоны и позволяют вести очистные работы практически любой камерной системой разработки с любым количеством фронтов, а также дают возможность регулировать объемы добычи и вести селективную выемку. Предложенные решения рассмотрены на примере Гайского месторождения.

Ключевые слова: защитная зона; камерная система разработки; управление горным давлением; напряженно-деформированное состояние; концентрация напряжений.

Для доработки запасов руды на Гайском подземном руднике в интервале глубин 990–1310 м по регламенту выбран вариант камерной системы разработки с закладкой и сплошным порядком выемки камер в блоке. При помощи математического моделирования выяснено, что при схеме ведения очистных работ с выработанным пространством по простиранию, равным суммарной мощности восьми вынутых камер – 160 м, и целике, равном мощности трех камер – 60 м, возникает запредельная концентрация напряжений в целиках, подлежащих последующей отработке.

При упорядоченной планомерной выемке камерных запасов в этаже с общим развитием фронта очистных работ камерами I–III очереди не возникнет серьезных проблем, тогда как при выемке камер IV и V очередей, а также рудных междублоковых целиков необходимо предусмотреть мероприятия по их защите, так как на контуре камеры формируются напряжения, превышающие предел прочности на сжатие.

Полученные результаты расчетов напряженно-деформированного состояния (НДС) массива позволяют утверждать, что отработка всех запасов этажа камерной системой без применения специальных мер невозможна.

Проектом в качестве мероприятия по снижению уровня напряжений в пределах этажа была предусмотрена разгрузочная щель, проведенная вдоль рудного тела на всю высоту этажа для создания экранирующего эффекта. Однако результаты моделирования показывают неэффективность этого мероприятия в данных условиях. В качестве граничных условий при расчетах использовались первоначальные напряжения, действующие в нетронутом массиве горных пород на этих

Бирючев Иван Владимирович – научный сотрудник лаборатории геодинамики и горного давления. 620075, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: biryuchiov@mail.ru

Зубков Альберт Васильевич – доктор технических наук, главный научный сотрудник лаборатории геодинамики и горного давления. 620075, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: stress.igd@mail.ru

глубинах. Для глубины 1150 м принимались значения напряжений по простиранию рудного тела -46 МПа, вкрест простирания -62 МПа и -35 МПа в качестве вертикальных напряжений.

На рис. 1 показана схема распределения напряжений при выемке единичной камеры, ориентированной вдоль рудного тела. В стенках камеры сформируются высокие растягивающие напряжения величиной до $+30$ МПа, в кровле и днище камеры – высокие сжимающие напряжения -180 МПа, к углам достигающие -240 МПа. Данные величины более чем в два раза превышают предел прочности на одноосное сжатие, что непременно приведет к разрушению рудного массива. В результате анализа можно заключить, что под действием этих напряжений выработки днища будут раздавлены, в кровле камеры образуются заколы и вывалы, приводящие к изменению формы кровли, а стенки камер в результате раскрытия естественных и наведенных трещин, полученных в результате ведения взрывных работ, будут обрушаться в выработанное пространство.

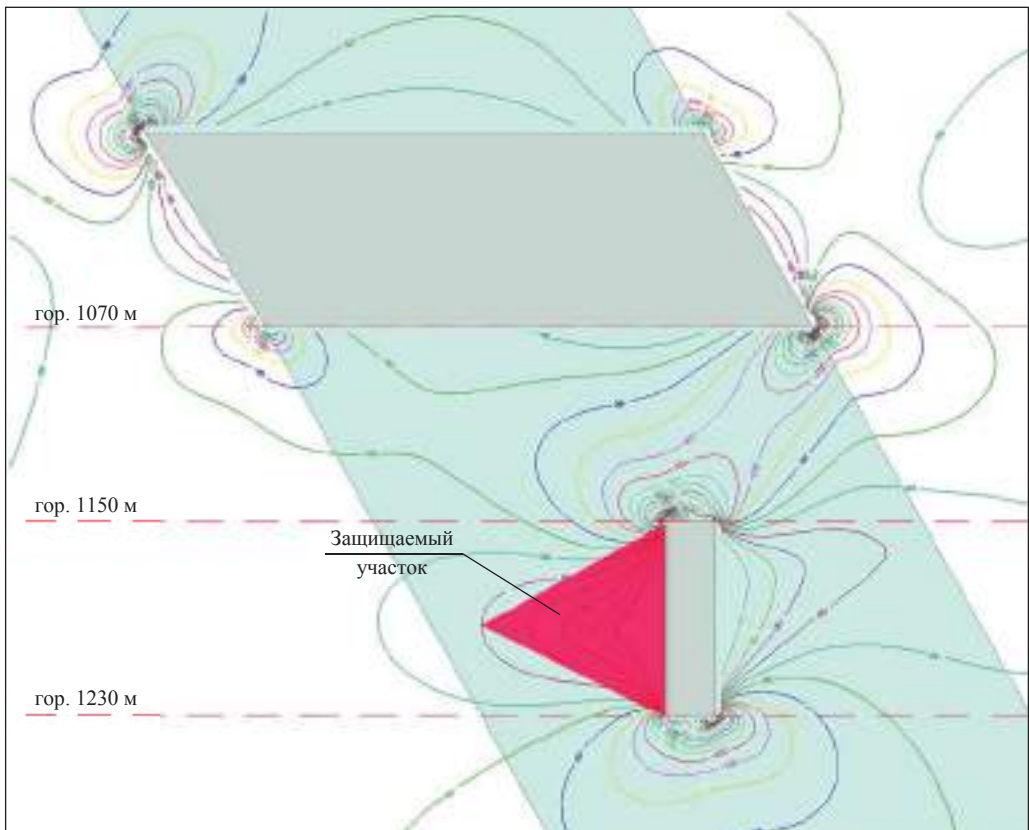


Рис. 1. Схема распределения сжимающих напряжений при выемке единичной камеры

Данная схема при ее рассмотрении в качестве мероприятия по защите массива смежных камер от действия главных сжимающих напряжений, ориентированных вкрест простирания рудного тела, будет неэффективна. В защитную зону от экранирующего эффекта будут попадать только буровые выработки верхних подэтажей и центральная часть будущей камеры. Выработки днища, на контуре которых концентрируются максимальные сжимающие напряжения, никак не защищены и будут раздавлены вне зависимости от их ориентации и назначения.

Поэтому принято решение о создании защитной зоны при помощи двух панелей в лежачем (панель N1) и висячем боках (панель N2) шириной 20 м с формированием в кровле и днищах панелей острых углов, которые будут концентрировать максимальные сжимающие напряжения, тем самым разгружая выработки днища и кровлю будущих камер.

В ходе выполнения работы было решено множество задач, смоделированы панели с различными параметрами и разными углами. Оптимальный вариант представлен на рис. 2.

В панели N1 в районе нижнего подэтажа в висячем боку могут формироваться растягивающие напряжения. При их возникновении необходимо будет предусмотреть проведение разгрузочной щели с бурового штрека N5 на глубину не более 10 м.

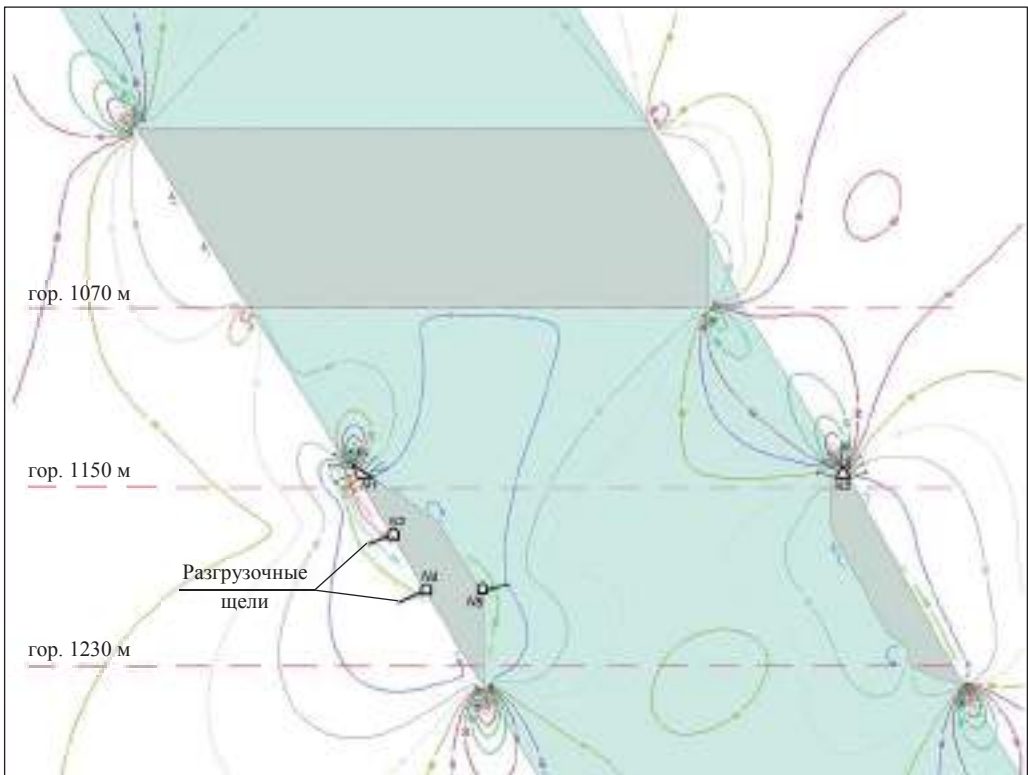


Рис. 2. Схема распределения растягивающих напряжений

Растягивающие напряжения, сформировавшиеся в лежачем боку, незначительным образом повлияют на устойчивость стенки камеры. При такой величине угла падения рудного тела сползание породы маловероятно. Однако при необходимости для обеспечения устойчивости приконтурной части из выработок N3, N4, возможно, потребуются образование разгрузочной щели путем бурения строчки скважин глубиной до 10 м через 1–1,25 м; скважины взрывают через одну. О необходимости создания разгрузочных щелей можно будет судить только после проведения опытно-промышленной проверки.

При отработке камеры в центре защитной зоны напряжения на контуре камеры не превышают -60 МПа (рис. 3). Минимальные растягивающие напряжения незначительно превышают предел прочности на растяжение. Однако надо при-

нять во внимание то, что на этапе ведения очистных работ в этаже 990–1070 м через рудные и породные целики на нижние этажи будет передаваться нагрузка от собственного веса налегающих пород, пригружая рудный массив, компенсируя тем самым растягивающие напряжения в висячем боку панели N1. Также после проведения закладочных работ за счет собственного веса закладочного материала произойдет пригрузка массива на величину 2 МПа, что определенно уменьшит растягивающие напряжения в защитной зоне.

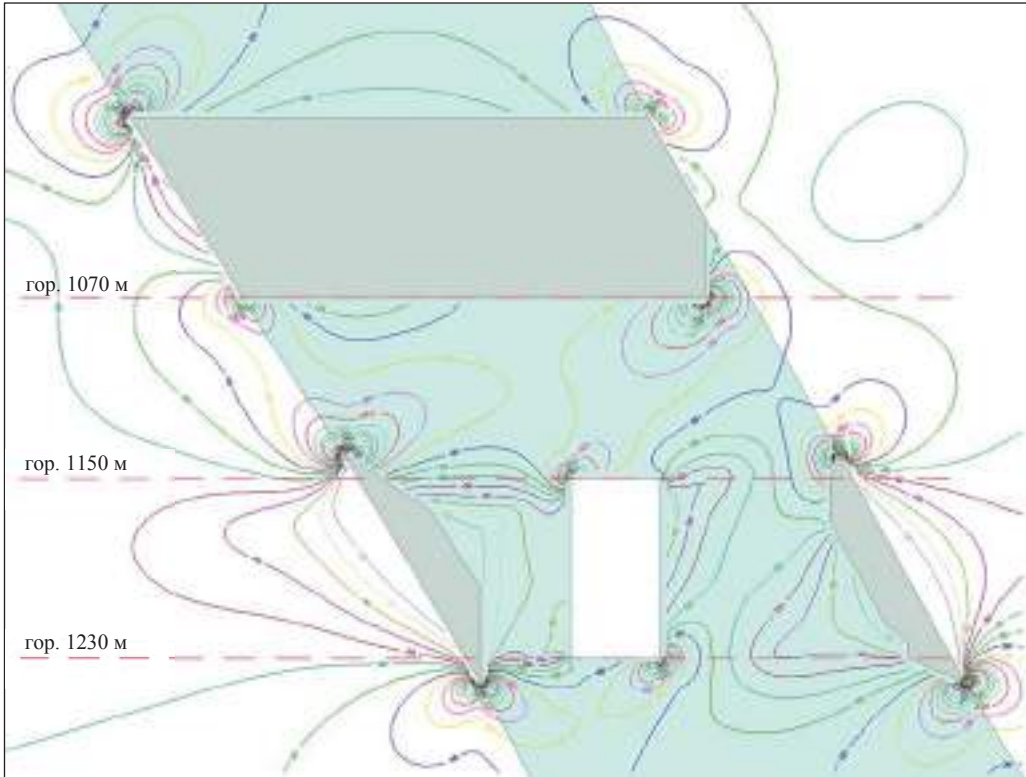


Рис. 3. Схема распределения сжимающих напряжений при отработке камеры в центре защитной зоны

Следует иметь в виду, что показанные на схемах напряжения соответствуют условиям решения плоской задачи, когда длина отработки панелей превышает 200 м. При меньшей длине отработки панелей напряжения будут меньше. Так, при длине 80 м уровень напряжений составит 65–75 % от максимальных, а при длине 40 м в момент начала отработки горизонта – 50–60 % [1, 2].

При такой технологической схеме ведения горных работ под междурусным целиком в защищенной зоне шириной 200–220 м напряжения не превышают –60 МПа. Предлагаемое мероприятие существенно упрощает отработку камерных запасов и позволяет вести очистные работы практически любой камерной системой разработки с разным количеством фронтов, а также дает возможность регулировать объемы добычи и вести селективную выемку.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Зубков А. В. Геомеханика и геотехнология. Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2001. 333 с.
2. Влох Н. П. Управление горным давлением на подземных рудниках. М.: Недра, 1994. 208 с.

THE METHOD OF RECOVERING RESERVES OF A DEPOSIT AT DEEP DEPTH IN CONDITIONS OF HIGH ROCK PRESSURE

Biriuchev I. V., Zubkov A. V. – The Institute of Mining of the Ural Branch of RAS, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: biryuchiov@mail.ru

The present work suggests some activities which allow reducing the level of stressed-strained state within constructive elements of a development system when recovering reserves of a deposit under interstage pillar by means of creating protective zone with the help of the two panels in footwall and side wall. The actions are based on the principle of stresses distribution within constructive elements of development by means of generating sharp angles in panels roof and bottom, which concentrate maximum compressive stresses, therefore unloading bottom and future chambers roof mine working. The given activities significantly simplify chamber reserves recovering inside the protective zone and allow stopping practically any chamber development system with any number of fronts, and also give the possibility of controlling the values of mining and carry out selective mining. The suggested solutions are examined by the example of Gayskoye deposit.

Key words: protective zone; chamber development system; rock pressure control; stressed-strained state; stresses concentration.

REFERENCES

1. Zubkov A. V. *Geomekhanika i geotekhnologiya* [Geomechanics and geotechnology]. Ekaterinburg, IM UB RAS Publ., 2001. 333 p.
 2. Vlokh N. P. *Upravlenie gornym davleniem na podzemnykh rudnikakh* [Rock pressure control at underground mines]. Moscow, Nedra Publ., 1994. 208 p.
-

УДК 622.831 + 551.243

ОХРАНА СОПРЯЖЕНИЙ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ С ПРИМЫКАЮЩИМИ ВЫРАБОТКАМИ В СОЛЯНЫХ ПОРОДАХ

СОЛОВЬЕВ В. А., АПТУКОВ В. Н., ТАРАСОВ В. В., КОТЛЯР Е. К.

Приводятся общие сведения о состоянии крепи сопряжений шахтных стволов с примыкающими выработками в соляных породах в процессе их эксплуатации на рудниках Верхнекамского калийного месторождения. Рассмотрены направления охраны сопряжений на стадии проектирования и строительства горных предприятий с выбором места заложения шахтных стволов и пространственных компоновочных схем размещения близрасположенных выработок рудничного двора (дозаторных камер, загрузочных и вентиляционных выработок) с оценкой их параметров. С использованием лицензионного пакета программ ANSYS выполнено математическое моделирование разных вариантов расположения примыкающих выработок и их параметров. Определен характер изменения во времени величины давления на крепь и окружающих напряжений в бетонной крепи сопряжений. Установлено, что наиболее приемлемым вариантом крепи сопряжений является одноуровневое расположение дозаторных камер и наличие податливого слоя в крепи сопряжений мощностью 0,3–0,4 м, создаваемого из пенополистиролов типа «Пеноплэкс-кровля» («Пеноплэкс-35»). Рассмотренные и рекомендованные к применению технические решения реализованы в проектах строительства девяти шахтных стволов на Верхнекамском калийном месторождении.

Ключевые слова: соляные породы; шахтные стволы; сопряжения шахтных стволов; трехслойная крепь; податливый слой.

Соляные породы под действием горного давления испытывают необратимые деформации без видимого разрушения (неограниченная ползучесть). Такое представление широко распространено, однако при проектировании шахтных стволов на Верхнекамском месторождении в 1960–1970 гг. для соляной части разреза была выбрана жесткая монолитная бетонная крепь, а возведение примыкающих к стволу сопряжений в соляных породах было выполнено как одно целое с вертикальной кольцевой крепью стволов.

Как показывает практика, принятие подобных проектных решений являлось весьма неэффективным, поскольку бетонная крепь не способна длительное время сдерживать нагрузку от постоянно деформирующегося соляного массива. Спустя некоторое время после ввода шахтных стволов в эксплуатацию, вследствие деформации соляного массива, начинали развиваться процессы трещино-

Соловьев Вячеслав Алексеевич – доктор технических наук, профессор кафедры разработки месторождений полезных ископаемых Пермского национального исследовательского политехнического университета; главный научный сотрудник лаборатории геодинамической безопасности АО «ВНИИ Галургии». 614002, г. Пермь, ул. Сибирская, 94. E-mail: Vyacheslav.Solovjev@uralkali.com

Аптуков Валерий Нагимович – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой фундаментальной математики Пермского государственного национального исследовательского университета; главный научный сотрудник лаборатории геодинамической безопасности АО «ВНИИ Галургии». 614002, г. Пермь, ул. Сибирская, 94. E-mail: aptukov@psu.ru

Тарасов Владислав Викторович – заведующий горной лабораторией. 614002, г. Пермь, ул. Сибирская, 94, АО «ВНИИ Галургии». E-mail: vladislav.tarasov@uralkali.com

Котляр Евгений Константинович – технический директор. 618426, г. Березники Пермского края, ул. Пятилетки, 63, ПАО «Уралкалий». E-mail: Evgeniy.Kotlyar@uralkali.com

образования бетона и разрушения крепи вертикальных стволов в районе сопряжений. Для минимизации процессов разрушения выполнялись локальные ремонтные работы по восстановлению крепи ствола в районе сопряжений.

Так, на рудниках Второго Березниковского и Третьего Березниковского калийных рудоуправлений, сданных в эксплуатацию в 1969 и 1974 гг. соответственно, уже через год после начала эксплуатации были выявлены заметные деформации и разрушения железобетонной крепи сводов кровли и стенок дозаторных камер, а также сопутствующие им деформации расстрелов. Разрушения имели характер продольных трещин, расположенных по оси свода дозаторных камер. В течение последующих трех–пяти лет эксплуатации количество трещин и их размеры увеличились, и уже через пять лет после сдачи стволов в эксплуатацию были проведены первые ремонтные работы в районе дозаторных камер и на сопряжениях с рабочим горизонтом.

По этой же причине в стволах Второго Березниковского калийного рудоуправления сложилась ситуация, при которой дальнейшая эксплуатация шахтных стволов с разрушенной бетонной крепью стала небезопасной. Для исправления ситуации в 2008–2012 гг. были разработаны и реализованы ремонтно-восстановительные мероприятия капитального характера, в результате которых разрушенная бетонная крепь была заменена на более прочную – чугунно-бетонную крепь.

Следует отметить, что подобные деформации и разрушения бетонной крепи на сопряжениях стволов с горизонтальными выработками происходили и происходят в стволах всех рудоуправлений на Верхнекамском месторождении калийных солей. Опыт эксплуатации шахтных стволов в соляных породах вскрыл основные недостатки применения жесткой монолитной бетонной крепи в различных сопряжениях и показал ее малую эффективность.

Одним из возможных вариантов решения данной проблемы является применение двухслойной крепи, включающей слои: внутренний жесткий (монолитно-бетонная или чугунно-бетонная крепь) и внешний податливый (например, пенополистирол). В комбинированной крепи внешний податливый слой служит для снижения нагрузки на крепь ствола от деформации соляного массива.

Известно, что устойчивость горной выработки в соляных породах зависит от множества факторов: глубины расположения; формы и размеров поперечного сечения; геологического строения вмещающих пород; прочностных характеристик приконтурных пород; расположения выработки относительно слабых слоев и прослоев; изрезанности массива близрасположенными выработками и их сопряжениями [1].

С целью установления количественных зависимостей смещений породного контура от основных влияющих факторов в соляных породах проводились многолетние инструментальные наблюдения за конвергенцией контура пород на сопряжениях шахтных стволов с примыкающими выработками на рудниках «Интернациональный» АК «АЛРОСА» и Второго Березниковского калийного рудоуправления ПАО «Уралкалий» [2–4].

По результатам инструментальных исследований соляного массива установлено, что в подземных горных выработках и шахтных стволах горное давление проявляется в формах:

- интенсивной ползучести приконтурных пород, обуславливающей конвергенцию контура выработки и повышенное давление на крепь;
- прогрессирующего расслоения пород по поверхностям ослабления в виде глинистых прослоев и контактов между отдельными слоями.

На основании результатов многолетних натуральных измерений и мониторинговых наблюдений за конвергенцией контура выработок на сопряжениях шахтных

стволов с примыкающими выработками с использованием лицензионного программного комплекса ANSYS выполнена оценка основных факторов, влияющих на динамику напряженно-деформированного состояния разных видов крепей: монолитной бетонной, чугунной тубинговой и металлической рамной, примыкающих к шахтным стволам выработок разного назначения.

На начальном этапе разработки нового подхода к обеспечению устойчивости крепи во вновь возводимых шахтных стволах рассматривались непосредственно сопряжения. Основная идея заключалась в разработке двухслойной крепи с созданием податливого слоя из пенополистирола марки «Пеноплэкс-35» или «Пеноплэкс-кровля».

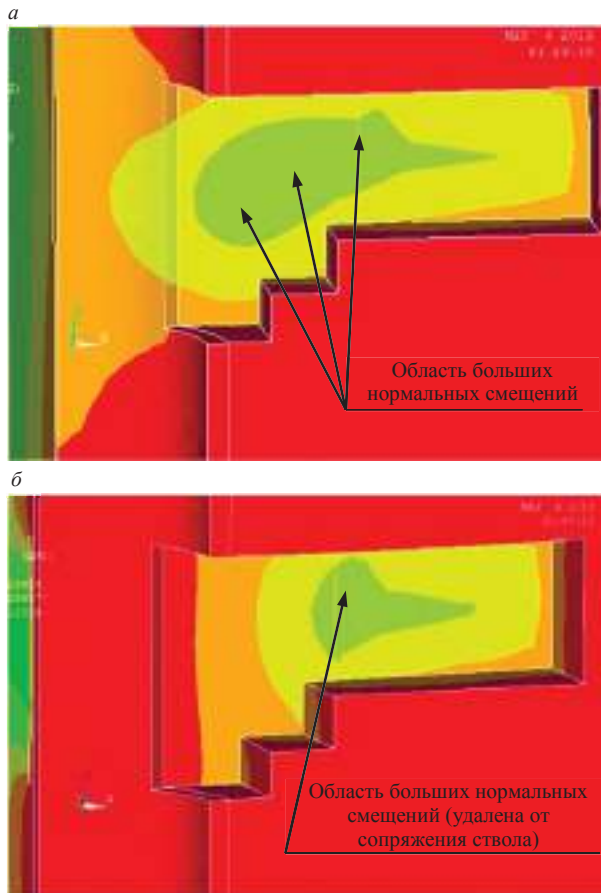


Рис. 1. Поле нормальных к плоскости ствола перемещений:
 а – бетон без податливого слоя, вариант Б; б – бетон с податливым
 слоем, вариант В

Оценка влияния податливого слоя на конвергенцию приконтурных пород в окрестности узла сопряжения скипового ствола с дозаторной камерой была осуществлена в объемной постановке применительно к условиям скипового ствола рудника «Усть-Яйвинский» ПАО «Уралкалий».

Рассмотрены три варианта крепи узла сопряжения ствола с дозаторной камерой:

А – не содержит бетонный и податливый слой;

Б – содержит бетонный слой (0,4 м), но не содержит податливый слой;

В – содержит бетонный (0,4 м) и податливые слои (0,3; 0,4 и 0,5 м).

На рис. 1 приведены поля перемещений породного массива для вариантов Б и В крепления узла сопряжения ствола с конвейерным штреком.

Применение податливого слоя толщиной 0,4 м смещает область повышенной конвергенции в глубь выработки, где заканчиваются податливый слой и бетон. Кроме того, значительно уменьшается конвергенция боковых поверхностей дозаторной камеры. Единственное увеличение вертикальной конвергенции, наблюдаемое в варианте В (по сравнению с вариантами А и Б), следует минимизировать применением деформационного шва (деревянного слоя), отделяющего ствол от дозаторных камер (в приведенных расчетах деформационный шов не учитывался).

Произведена оценка эффективности применения податливых слоев толщиной 0,2–0,5 м. Установлено, что наиболее приемлемым в расчете на 40 лет эксплуатации шахтного ствола является податливый пенополистирольный слой из «Пеноплэкс-кровля» толщиной 0,4 м.

Применение податливого слоя толщиной 0,4 м вокруг ствола и за боковой бетонной стенкой дозаторной камеры по всей ее высоте позволяет разгрузить ствол и дозаторную камеру от действия горного давления на период до 40 лет. После этого времени горное давление в ходе дальнейшей ползучести каменной соли начинает постепенно усиливаясь, передаваться на несущие конструкции сопряжения.

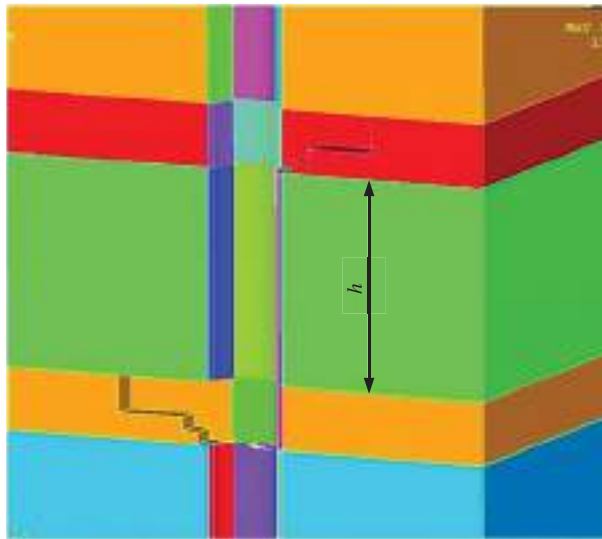


Рис. 2. Фрагмент расчетной схемы разновысотного расположения сопряжений скипового ствола

Следует отметить, что примыкающие к стволу выработки должны иметь отношение высоты к ширине в диапазоне $h/a = 0,9-1,2$, так как, несмотря на наличие податливого слоя, в кровле выработки создаются весьма значительные растягивающие напряжения.

В практике шахтного строительства применяют разновысотную и одноуровневую схемы расположения дозаторных камер. Основное и принципиальное отличие рассматриваемых схем заключается в том, что при разновысотном расположении дозаторных камер обеспечивается большая устойчивость сопряжений. При одноуровневом расположении камер значительно уменьшается объем строительных работ (глубина ствола уменьшается на 20–30 м).

Расчетная 3D-схема расположения дозаторных камер при разновысотном расположении приведена на рис. 2.

В расчетах варьировалось расстояние между примыкающими выработками h (рис. 3). Рассмотрены варианты для $h = 5,0$ м, $15,0$ м и $25,0$ м, результаты сравнивались с вариантом расположения дозаторных камер на одном уровне.

В качестве примера на рис. 3 показано поле нормальных к плоскости чертежа перемещений при расстоянии $h = 5,0$ м для времени $T = 30$ лет.

В результате численного моделирования напряженно-деформированного состояния породного массива с использованием программного комплекса ANSYS для разных вариантов расположения дозаторных камер установлено:

– уменьшение расстояния между дозаторными камерами вплоть до их размещения на одном уровне увеличивает горизонтальную (перпендикулярно направлению подходов выработок) конвергенцию ствола от $2,8$ до $5,0$ см, а в направлении примыкающих выработок – отрицательную конвергенцию сопряжения в диапазоне от $-0,18$ до $-2,7$ см ($T = 30$ лет);

– в окрестности сопряжения ствол принимает эллипсоидальную форму с эксцентриситетом от $0,5\%$ ($h = 25$ м) до 1% (дозаторные камеры находятся на одном уровне);



Рис. 3. Поле нормальных к плоскости чертежа перемещений

– несмотря на некоторое ухудшение ситуации при расположении дозаторных камер на одном уровне абсолютные значения конвергенции незначительны; наиболее опасным местом остается область сопряжения боковой стенки дозаторной камеры со стволом, эта локальная область повышенных перемещений слабо зависит от взаимного расположения дозаторных камер (величины h);

– проблема уменьшения конвергенции боковых стенок дозаторной камеры с целью увеличения времени безремонтного состояния решается применением нового конструктивного решения по компоновке сопряжения с использованием податливых слоев из пенополистирола.

В связи с более выгодным (в технологическом плане) одноуровневым расположением дозаторных камер и допустимостью такого расположения по геомеханическим оценкам данная конструктивная схема реализована при строительстве шахтных стволов рудника «Усть-Яйвинский».

Результаты исследований, связанных с применением податливого слоя, реализованы в проектах строительства двух шахтных стволов рудника «Усть-Яйвинский»

ПАО «Уралкалий» и сопряжений двух шахтных стволов с узлами перегрузки руды из общешахтного бункера на ленточный загрузочный конвейер калийного комбината «Усольский» АО «Еврохим».

Создание податливого слоя толщиной около 40 см при строительстве сопряжений шахтных стволов с примыкающими выработками в соляных породах обеспечивает охрану сопряжений от разрушения в результате ползучести соляных пород на 40–50-летний расчетный эксплуатационный период.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Константинова С. А., Крамсков Н. П., Соловьев В. А. Некоторые проблемы механики горных пород применительно к отработке алмазных месторождений Якутии. Новосибирск: Наука, 2011. 223 с.
2. Константинова С. А., Кульминский А. С., Соловьев В. А. Некоторые особенности деформирования соленосных пород вокруг капитальных горных выработок // Изв. вузов. Горный журнал. 2007. № 1. С. 57–62.
3. Гухман В. Д., Константинова С. А., Крамсков Н. П., Кульминский А. С., Соловьев В. А. Некоторые результаты мониторинга состояния капитальных и подготовительных выработок на руднике «Интернациональный» // Горный журнал. 2006. № 8. С. 80–83.
4. Соловьев В. А., Аптуков В. Н., Константинова С. А., Секунцов А. И. Способы обеспечения устойчивости шахтных стволов с примыкающими выработками в соленосных массивах горных пород // Горный журнал. 2013. № 7. С. 53–56.

Поступила в редакцию 16 декабря 2016 года

MINE SHAFTS INTERSECTIONS WITH ADJOINING MINE WORKINGS IN SALIFEROUS ROCKS PROTECTION

Solov'ev V. A., Aptukov V. N., Tarasov V. V. – Ural Research and Development Institute of Halurgy (Galurgia JSC), Perm, the Russian Federation. E-mail: Solovyev@gallurgy.ru

Kotliar E. K. – Uralkali PJSC, Berezniki, Perm region, the Russian Federation. E-mail: Evgeniy.Kotlyar@uralkali.com

General facts are introduced about the support state in mine shafts intersections with adjoining mine workings in saliferous rocks in the process of their exploitation in mines of Verkhnekamskoye deposit of potassium salts. The directions of intersections protection are examined at the stage of design and construction of mining enterprises with the choice of mine shafts site and dimensional layout drawings of neighboring workings of shaft bottom (dosing chambers, loading and ventilation workings) with their parameters estimation. With the use of licensed ANSYS software mathematical modeling of different variants of adjoining mine workings arrangement and parameters is fulfilled. The character of temporal changing of the quantity of support pressure and hoop stress in concrete support of intersections is determined. It is stated that the most acceptable variant of intersections support is one-level arrangement of dosing chambers and the presence of a yielding layer in intersections support with rating 0.3–0.4 m, made of foam polystyrenes of “Penoplex Roof” type (“Penoplex-35”). Engineering solutions examined and recommended are implemented in construction plans of nine mine shafts at Verkhnekamskoye deposit of potassium salts.

Key words: saliferous rocks; mine shafts; mine shafts intersections; three-layer support; yielding layer.

REFERENCES

1. Konstantinova S. A., Kramskov N. P., Solov'ev V. A. *Nekotorye problemy mekhaniki gornykh porod primenitel'no k otrabotkealmaznykh mestorozhdenii Yakutii* [Some problems of rocks mechanics as applied to Yakutia diamond deposits mining]. Novosibirsk, Nauka Publ., 2011. 223 p.
2. Konstantinova S. A., Kul'minskii A. S., Solov'ev V. A. [Some peculiarities of saliferous rocks deformation around permanent mine openings]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2007, no. 1, pp. 57–62. (In Russ.)
3. Gukhman V. D., Konstantinova S. A., Kramskov N. P., Kul'minskii A. S., Solov'ev V. A. [Some results of permanent mine openings and permanent headings condition monitoring at mine “Internatsionalny”]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2006, no. 8, pp. 80–83. (In Russ.)
4. Solov'ev V. A., Aptukov V. N., Konstantinova S. A., Sekuntsov A. I. [Means of providing stability of mine shafts with adjoining mine workings in saliferous rock massifs]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2013, no. 7, pp. 53–56. (In Russ.)

УДК 622.83+539.3

МАСШТАБНЫЙ ФАКТОР В ЗАДАЧАХ ГЕОМЕХАНИКИ

МИРЕНКОВ В. Е.

Известно, что чем больше радиус выработки, тем выше вероятность начала разрушения. Основное объяснение заключается в том, что чем больше площадь сечения выработки, тем больше количество дефектов, которые и приводят к разрушению. Обычно расчет напряженно-деформированного состояния осуществлялся без учета собственного веса пород, который увеличивает напряжения, вызывающие разрушение. Для изотропного массива пород, ослабленного, например, выработкой круглого поперечного сечения, при пропорциональном изменении радиуса или граничных условий используются безразмерные величины. Изменение только радиуса выработки изменяет соответственно положение изолиний напряженно-деформированного состояния, при этом сохраняются значения. Изменение же только граничных условий напряжений сохраняет геометрию, пропорционально изменяя значения. Предлагается феноменологическая теория, позволяющая учитывать собственный вес вмещающих пород при расчетах деформирования в окрестности выработок. В работе приводится доказательство влияния собственного веса вмещающих пород на начало разрушения в зависимости от радиуса выработки.

Ключевые слова: выработка; шпур; разрушение; вес пород; напряжения; феноменологическая теория.

Масштабный эффект – хорошо известный в геомеханике факт, заключающийся в том, что разрушающее напряжение для образцов малого размера выше, чем для больших образцов, и крупные изделия разрушаются при напряжениях значительно меньших, чем те, которые можно было бы считать допустимыми на основании лабораторных опытов над образцами из того же материала. Эксперименты показывают, что предел выносливости, определенный при растяжении–сжатии, несколько ниже, чем предел выносливости при изгибе. Это можно объяснить масштабным эффектом: при изгибе максимальные напряжения возникают в зоне образца, примыкающей к поверхности, а при растяжении–сжатии напряжения одинаковы во всем объеме [1, 2]. В геомеханике давно замечено, что отверстия малого диаметра (например, шпуры) не разрушаются, а с его увеличением (выработки) начинают разрушаться. Обоснованием этого факта служит утверждение, что большей свободной поверхности отверстия соответствует большее количество дефектов структуры пород, которые и служат источником начала разрушения. Не оспаривая такое объяснение и даже соглашаясь с ним, рассмотрим другую версию. В основе предлагаемого объяснения лежит учет собственного веса пород для массива с ослаблением. Расчет на прочность предполагает знание напряженно-деформированного состояния в исследуемой области и сравнение напряжений в точке с предельными для данной породы значениями. В механике горных пород принят линейный закон изменения поля напряжений в нетронутом горном массиве, согласно которому напряжения прямо пропорциональны удельному

весу пород и расстоянию от дневной поверхности до исследуемой точки [3–5]. Складывается впечатление, что при расчете напряженного состояния в окрестности выработки удельный вес пород учитывался, тогда как в действительности решалась дополнительная задача для невесомой плоскости с отверстием, т. е. собственный вес пород не учитывался. Приходим к необходимости решения обратных задач в силу или математической некорректности, или физической неприменимости классических решений.

При расчетах напряженно-деформированного состояния в окрестности ослаблений, как правило, переходят к безразмерным величинам, что позволяет легко переносить полученные результаты на любую геометрию и любые граничные условия в рамках сформулированной исходной проблемы. Для конкретизации рассмотрим однородный горный массив с отверстием кругового поперечного сечения радиуса R . В исходном состоянии в центре будущей выработки нормальные напряжения:

$$\sigma_y = -\gamma H; \quad \sigma_x = -\lambda\gamma H, \quad (1)$$

где σ_y, σ_x – вертикальная и горизонтальная составляющие напряжений; γ – удельный вес пород; H – глубина заложения выработки; λ – боковой распор, $\lambda = \text{const}$. Отнеся величины, имеющие размерность напряжений, к γH , а размерность длины – к радиусу R , перейдем к безразмерным, перепишем (1) в виде

$$\sigma_y = -1; \quad \sigma_x = -\lambda, \quad (2)$$

при этом радиус выработки будет равен единице. Для решения задачи о деформировании пород в окрестности выработки необходимо иметь решение дополнительной задачи, которое вместе с (1) или (2) обеспечит нулевые значения напряжений на контуре. Для этого достаточно решить чисто математическую задачу для невесомой плоскости с растягивающими значениями напряжений на контуре отверстия, имитирующего выработку, равными по модулю (1) или (2). На этом связь исходной и дополнительной задач заканчивается. В безразмерных величинах посчитаны напряжения и смещения, т. е. существует возможность использовать любую из существующих теорий пластичности по определению возможности разрушения. Как показано в [6], для всех теорий пластичности критические линии, по которым может проходить разрушение, практически совпадают.

Для безразмерного расчета деформирования в окрестности выработки на рис. 1 приведена осредненная линия предельного состояния ℓ . Если радиус конкретной выработки в n раз больше расчетной (безразмерной), то все остальные показанные на рис. 1 размеры следует увеличить также в n раз. Аналогично, для

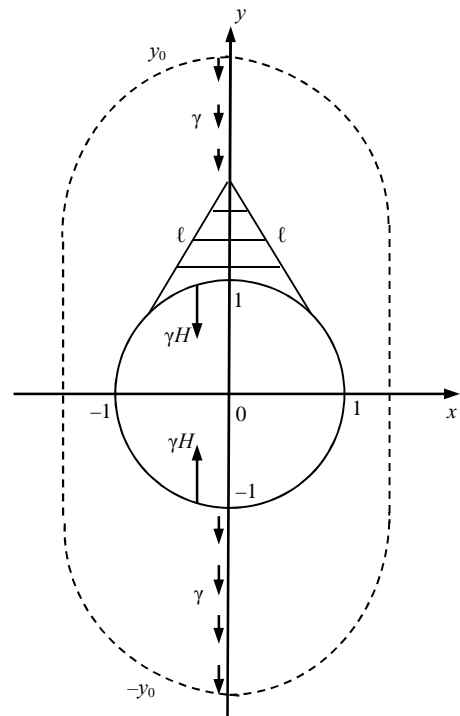


Рис. 1. Цилиндрическая выработка и осредненные линии возможного разрушения ℓ .

случая выработки (шпура) с радиусом в m раз меньшим единицы результаты расчета нужно соответственно уменьшить в m раз. Сейчас обсуждается классический расчет на прочность. Как показано в [7], классический расчет не учитывает собственный вес пород, и даже если удалось подобрать γH и λ , отвечающие за мерам смещений кровли и почвы выработки (т. е. правильно определить предельную линию), то вес пород необходимо учитывать.

Шпур в силу малости диаметра всегда можно считать заглубленным, для сравнения будем рассматривать и случай заглубленной выработки (одни и те же значения H в (1)). Зона влияния шпура, пробуренного в массиве пород, обозначена на рис. 1 пунктирной линией, а заштрихованная область, ограниченная шпуром и осредненной линией ℓ , на которой согласно любой теории пластичности может наступить разрушение, определяется из решения дополнительной задачи. В точках $\pm y_0$ (рис. 1) влияние шпура не сказывается и, следовательно, смещения равны нулю. На контуре шпура граничные условия задаются в виде (1), но с обратным знаком для классической дополнительной задачи без учета веса пород.

Вернем каждой точке горного массива собственный вес γ , который вызовет смещения в зоне влияния шпура от действия собственного веса дополнительно к смещениям от γH . Для $0 \leq y \leq y_0$ смещения от γH (рис. 1) обозначим v , а от собственного веса $-v_1$; v и v_1 имеют одинаковое направление, т. е. складываются, для $0 \geq y \geq -y_0$ эти направления различны и, соответственно, вычитаются. Здесь учитывается, что классическое решение такой дополнительной задачи определяет зону влияния симметрично относительно осей координат (рис. 1). В результате получим для пород кровли шпура (выработки) полные смещения

$$v_k = v + v_1, \quad (3)$$

а для пород почвы, соответственно,

$$v_n = v - v_1. \quad (4)$$

Из натуральных наблюдений хорошо известно [8], что

$$v_k = \kappa v_n, \quad (5)$$

где константа $\kappa > 1$. Подставляя (3) и (4) в (5) получим

$$v_1 = \frac{\kappa - 1}{\kappa + 1} v, \quad (6)$$

т. е. смещения пород кровли и почвы, вызываемые их весом, пропорциональны смещениям, которые были получены в результате математического решения (дополнительная задача). Окончательно получим из (3) и (4)

$$v_k = \frac{2\kappa}{\kappa + 1} v; \quad v_n = \frac{2}{\kappa + 1} v, \quad (7)$$

конвергенция пород кровли и почвы, как следует из (7),

$$v_k + v_n = 2v, \quad (8)$$

т. е. равна удвоенному математическому решению. Для оценки влияния собствен-

ного веса пород и граничных условий (1) для волокна на $x = 0$, $R \leq y \leq y_0$ смещения на контуре шнура для кровли

$$v_k = \int_{y_0-R}^0 \frac{\gamma H + \gamma y_1}{EA} dy_1 = \frac{\gamma [H(y_0 - R) + 0,5(y_0 - R)^2]}{EA}, \quad (9)$$

ось y_1 направлена противоположно оси y из точки $y = y_0$ на рис. 1. Аналогично для пород почвы, удлинение волокна на $x = 0$, $-1 \geq y \geq -y_0$:

$$v_n = \int_{-y_0}^{-R} \frac{\gamma H - \gamma y}{EA} dy = \frac{\gamma [H(y_0 - R) - 0,5(y_0 - R)^2]}{EA}, \quad (10)$$

где EA – жесткость волокна на растяжение (сжатие), E – модуль Юнга, A – площадь сечения волокна. Введем в рассмотрение параметр κ согласно [7]:

$$\kappa = \frac{v_k}{v_n} = \frac{H + 0,5(y_0 - R)}{H - 0,5(y_0 - R)}. \quad (11)$$

Предлагаемая в работе теория является феноменологической, т. е. предполагает, что определение параметров, в том числе параметра κ , осуществляется экспериментально на макроскопических образцах. А в рамках классической теории упругости это обратная задача, использующая дополнительную информацию о деформировании рассматриваемой области, что можно трактовать как использование принципов классических некорректных задач для геометрических параметров, учитывающих вес. Реальное различие смещений пород кровли и почвы не позволяет считать классическое численное решение правильным, так как нарушается принцип валидации – соответствия результатов расчета и натурных данных. Нахождение по этим натурным смещениям соответствующих напряжений – дополнительная некорректная задача. Без рассмотрения обратных задач управлять горным давлением нельзя. Основное дополнительное условие – это смещения, а в массиве пород с выработкой они больше в кровле и меньше в почве, таким образом, решать такую задачу в классических формулировках нельзя.

Перейдем к рассмотрению выработки круглого поперечного сечения, радиус которой R_1 много больше радиуса шнура. Соотношения (1)–(11) действительны и для выработки, необходимо заменить y_0 на y_1 и R на R_1 , величина H постоянна.

Как следует из (11), параметр κ для шнура при $H \gg y_0$ близок к единице, т. е. влияние собственного веса на деформирование незначительно. В то же время для выработки из (11) имеем

$$\kappa = \frac{H + 0,5(y_1 - R_1)}{H - 0,5(y_1 - R_1)},$$

где y_1 – достаточно большая величина и может достигать H , т. е. в пределе стремиться к $\kappa \approx 3$. Влияние собственного веса на деформирования в окрестности выработки существенно.

Собственный вес пород учитывается при расчете напряженно-деформированного состояния около выработки и при реализации любого критерия прочности. Если на вычисленной потенциально предельной линии реальные напряжения не

достигли необходимой для разрушения величины, то, увеличивая исходные напряжения, можно достичь предельных значений. При этом, как хорошо известно, выпадает «замковый» блок – область, ограниченная предельной линией (рис. 1). В расчетах напряжений вес пород учитывается не напрямую, а через уточнение исходного поля напряжений, и поэтому добавка к напряжениям, учитывая вес блока, закономерна и корректна в феноменологической теории по учету собственного веса в процессе разрушения. Если отверстие малого радиуса, то зона влияния у такого ослабления маленькая при больших γH , собственный вес пород, влияющих на напряжения, небольшой, т. е. влиянием γ можно пренебречь по сравнению с H . Всегда и везде при разрушении участвует вес материала. В предлагаемой теории вес учитывается только в смещениях, влияние веса при разрушении характеризуется объемом возможного сдвижения. Напряжения в модели рассчитываются из учета веса пород. Согласно выбранной теории прочности посчитали предельную линию, при отсутствии разрушения его можно достичь двумя способами: при классическом подходе (без учета веса) за счет повышения исходного поля напряжений или при увеличении геометрического размера полости (без изменения напряжения) большой объемный вес оторвет «замковый» блок. В определенном смысле эти возможности эквивалентны.

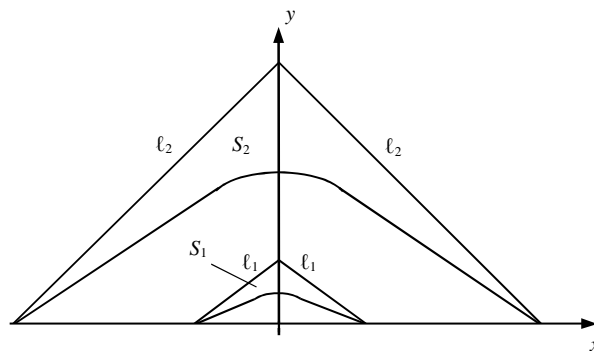


Рис. 2. Области возможного обрушения площадью S_1 для шпура и S_2 для выработки

На рис. 2 представлены площади пород, которые могут приходить в движение в процессе разрушения. Разрушение возможно по линиям l_1 для шпура и l_2 для выработки. Граничные значения напряжений в этих случаях одинаковы и им отвечают линии l_1 и l_2 с одинаковыми предельными значениями напряжений (если не учитывать вес пород). Согласно классическому решению, ситуации одинаковы с точки зрения перспективы разрушения, но необходимо выяснить, почему шпур более устойчив по сравнению с выработкой. Оценим, какие усилия добавляются к вычисленным классическим предельным на l_1 и l_2 (рис. 2), если учесть вес пород. Пусть линии l_1 и l_2 касаются контуров ослаблений и образуют угол 45° с осью y , тогда площади $S_1 = 0,275R_1^2$, $S_2 = 0,275R_2^2$, где R_1 – радиус шпура; R_2 – радиус выработки. Вес пород, выделенных линией l_1 и шпуром, будет $P_1 = S_1\gamma$, а линией l_2 и выработкой – $P_2 = S_2\gamma$. Вес P_1 и P_2 вызывает на линиях l_1 и l_2 касательные напряжения, осредним их по длине и обозначим τ_1 и τ_2 , т. е. вес уравнивается равномерно распределенными касательными напряжениями. В конечном счете, касательные напряжения шпура и выработки связаны соотношением

$$\tau_2 = \frac{R_2}{R_1} \tau_1.$$

Таким образом, для выработок с малой площадью поперечного сечения (в частности, для шпуров) полученные безразмерные результаты в виде изолиний нужно уменьшить, а для выработок с большим поперечным сечением – увеличить в соответствующее число раз. Существенно, что уменьшение или увеличение геометрических параметров приводит к соответствующему уменьшению или увеличению веса пород, ограниченного такой изолинией и выработкой. Этот вес создает на критической линии пониженные или повышенные, по сравнению с безразмерным вариантом, значения напряжений. Это объясняет масштабный фактор (эффект), имеющий место в практике горного дела.

Алгоритм расчета сводится к следующему. Используя классический подход [3–5] (без учета собственного веса пород), априори назначаются величины γH и λ из (1) и рассчитывается напряженно-деформированное состояние в окрестности ослабления массива пород, т. е. определяется область влияния выработки (шпура). Если же имеются натурные замеры смещений пород кровли и почвы выработки, т. е. коэффициент κ , то по (8) находится нормальная компонента ν , которая однозначно определяет приведенные к натурным замерам смещений ν_{κ} и ν_{μ} величины γH и λ [7]. Это и будет уточненное значение исходных напряжений (1), для которых окончательно вычисляются напряженно-деформированное состояние и область влияния выработки, а также выбирается, по предпочтениям автора, теория прочности, т. е. область возможного разрушения. Добавка напряжений от собственного веса пород, малая для шпура и большая для выработки, объясняет все варианты возможного разрушения, т. е. масштабный фактор.

Таким образом, в работе предложена феноменологическая теория учета собственного веса пород около выработок. Доказана слабая зависимость деформирования от действия собственного веса пород в окрестности шпура и сильная – в окрестности выработки. Установлена закономерность разрушения, называемая масштабным фактором, как следствие учета в расчетах деформирования собственного веса пород.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Новожилов В. В. Теория упругости. Ленинград: Судпромгиз, 1958. 370 с.
2. Работнов Ю. Н. Лекции по теории упругости. М.: Изд-во МГУ, 1967. 155 с.
3. Михлин С. Г. О напряжениях в породах над угольным пластом // Изв. АН СССР. ОТН. 1942. № 7–8. С. 13–28.
4. Баренблатт Г. И., Христианович С. А. Об обрушении кровли при горных выработках // Изв. АН СССР. ОТН. 1955. № 11. С. 73–86.
5. Johan Cluasen. Bearing capacity of circular footing on a Hork-Brown material // Int. Journal Rock Mech. Min. Sci. 2013. Vol. 57. P. 34–41.
6. Курленя М. В., Миренков В. Е. Методы математического моделирования подземных сооружений. Новосибирск: Наука, 1994. 188 с.
7. Миренков В. Е. Расчеты деформирования, собственный вес пород и некорректные задачи // Изв. вузов. Горный журнал. 2016. № 6. С. 55–62.
8. Грицко Г. И., Посохов Г. Е. и др. Горное давление на мощных крутых пластах. Новосибирск: Наука, 1967. 215 с.

Поступила в редакцию 9 января 2017 года

SCALE FACTOR IN GEOMECHANICS PROBLEMS

Mirenkov V. E. – Institute of Mining, the Siberian Branch of RAS, Novosibirsk, the Russian Federation.
E-mail: mirenkov@misd.nsc.ru

It is well known that the bigger the working radius, the higher the possibility of fracture initiation is. The main explanation is that the bigger the cross sectional area of the working, the higher the quantity of faults is, which lead to fracturing. Usually stress-strained state calculation is fulfilled without taking rock dead weight into account, which increases stresses, which initiate fracturing. For isotrope rock massif, which is weakened, for example, by the working with circular cross-

section, during radius proportional change or boundary conditions dimensionless values are used. The change in the radius of the working only, consequently changes the position of isolines of stressed-strained state; at that values are preserved. Whereas the change of boundary stresses conditions only preserves the geometry, proportionally changing the values. Phenomenological theory is suggested, which allows taking into account enclosing rock dead weight when calculating deformation in the vicinity of a working.

Key words: working; blasthole; fracturing; rock weight; stresses; phenomenological theory.

REFERENCES

1. Novozhilov V. V. *Teoriia uprugosti* [Elasticity theory]. Leningrad, Sudpromgiz Publ., 1958. 370 p.
 2. Rabotnov Iu. N. *Lektsii po teorii uprugosti* [Lectures on elasticity theory]. Moscow, MSU Publ., 1967. 155 p.
 3. Mikhlin S. G. [Regarding the stresses within rocks over the coal bed]. *News of the Academy of Sciences of the USSR. Department of Technical Sciences*, 1942, no. 7–8, pp. 13–28. (In Russ.)
 4. Barenblatt G. I., Khristianovich S. A. [Regarding roof collapse during mining]. *News of the Academy of Sciences of the USSR. Department of Technical Sciences*, 1955, no. 11, pp. 73–86. (In Russ.)
 5. Johan Cluasen. Bearing capacity of circular footing on a Hork-Brown material. *Int. Journal Rock Mech. Min. Sci.*, 2013, vol. 57, pp. 34–41.
 6. Kurlenia M. V., Mirenkov V. E. *Metody matematicheskogo modelirovaniia podzemnykh sooruzhenii* [The method of mathematical modeling of underground constructions]. Novosibirsk, Nauka Publ., 1994. 188 p.
 7. Mirenkov V. E. [Deformation calculations, rock dead weight and poorly conditioned problems]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2016, no. 6, pp. 55–62. (In Russ.)
 8. Gritsko G. I., Posokhov G. E. and others. *Gornoe davlenie na moshchnykh krutykh plastakh* [Mining pressure at powerful steep beds]. Novosibirsk, Nauka Publ., 1967. 215 p.
-

УДК 33.332

ПРОБЛЕМЫ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ИНЖЕНЕРНЫХ СЕТЕЙ ГОРОДОВ

ЕРШОВА Т. Л., БЕДРИНА С. А.

Система инженерного обеспечения городов требует постоянного развития и совершенствования. Дополнительные нагрузки на инженерные сети вследствие укрупнения городов, а также их неудовлетворительное техническое состояние приводят в средних и крупных городах к серьезным техническим и инженерно-экологическим проблемам. В современных условиях повышенного внимания требуют проектные решения в части развития инженерного обеспечения городов, решения отраслевых инженерных проблем, разработка процедуры разрешения споров и снятия разногласий при согласовании прохождения линейных сооружений по земельным участкам. Избежать многих аварийных ситуаций и затрат на ликвидацию последствий позволит создание единой системы мониторинга инженерных сетей региона.

Ключевые слова: система инженерного обеспечения; техническое состояние сетей; инженерно-экологические проблемы; телеинспекция; мониторинг инженерных сетей; «умный город».

Современный город невозможно представить без полного набора инженерного оборудования как отдельного здания, так и городской среды в целом, обеспечивающего стабильное снабжение водой, электроэнергией, теплом и т. д. Подземное пространство современного города – это насыщенная сеть подземных коммуникаций. Стоимость таких сооружений составляет более 30 % от общей стоимости городской застройки. Система инженерного обеспечения требует постоянного развития и совершенствования. Нередко параметры этой системы тормозят развитие застройки современных городов. Зачастую при строительстве или реконструкции здания (особенно в центре города) возникает сложнейшая задача перекладки и модернизации системы инженерных коммуникаций вокруг зоны строительства, стоимость таких работ бывает сопоставима со стоимостью самого здания.

Чем же вызваны проблемы инженерного обеспечения городов? Укрупнение городов, происходящее за счет сокращения малых городов и сельских поселений, сопровождается ростом численности населения, что соответственно обуславливает необходимость увеличения мощности инженерных систем. Кроме того, новые экономические условия постепенно привели к трансформации структуры и типологии застройки. Однако инженерные сети городов не были рассчитаны на дополнительные нагрузки, поэтому оказались не готовы к нынешним условиям. Причиной тому являются не только «просчеты» градостроителей, но и бесхозное отношение городских властей к вопросам развития базовых инженер-

Ершова Татьяна Леонидовна – старший преподаватель кафедры геодезии и кадастров. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: Tatyana_ershowa958@mail.ru

Бедрина Светлана Анатольевна – кандидат педагогических наук, доцент кафедры геодезии и кадастров. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: svetlanabedrina@mail.ru

ных систем. Вместо модернизации систем инженерного обеспечения усилия новых руководителей сводились только к поддержанию технического состояния имеющихся сетей и сооружений.

Одной из основных проблем является проектирование и модернизация объектов инженерного оборудования. Возросло количество строящихся жилищных комплексов. Технический прогресс обусловил появление специфических в инженерном отношении объектов (крупных торговых, развлекательных, офисных комплексов), требующих высокого уровня инженерного обустройства. Все это привело к серьезным техническим и инженерно-экологическим проблемам в средних и крупных городах. Кроме того, нынешнее состояние инженерных систем городов имеет очень низкий уровень безопасности и практически не гарантирует какого-либо запаса прочности и мощности.

По данным статистики, общий износ сетей по России достигает 70 %, в некоторых районах инженерные сети просто перестали устойчиво функционировать. В конечном итоге такое состояние сетей приводит к потере тепла, электричества, воды и к высокой аварийности. К примеру, потери, связанные с утечками теплоносителя из-за коррозии, по данным finam.info на 2013 г., составляют 10–15 %, а суммарные потери в тепловых сетях достигают 30 % произведенной тепловой энергии. Все чаще дома отключают от систем инженерного обеспечения в зимний период из-за ветхости тепловых и электрических сетей.

В целом ряде городов наблюдается крайне неудовлетворительное состояние систем водоснабжения, что не отвечает современным требованиям, и качество воды в большинстве источников не соответствует нормам [1]. Потери воды из-за утечек и неучтенных расходов при транспортировке доходят до 60 %, а это соответственно ведет к переплате со стороны потребителя.

Типичным примером неудовлетворительного технического состояния сетей является г. Екатеринбург. По данным МУП «Водоканал» от 13 января 2016 г., в сетях водоснабжения за год зафиксировано 2045 повреждений, из них 831 – аварии, которые привели к ограничению водоснабжения. Для устранения 1345 повреждений были произведены раскопочные работы. В особо неудовлетворительном состоянии находятся бесхозные сети, средний процент изношенности которых превышает 70 %. На этих сетях за прошлый год произошло 152 аварии. По сравнению с 2014 г. аварий и повреждений на сетях водоснабжения МУП «Водоканал» стало больше на 74 единицы.

Таким же образом обстоят дела с удалением и очисткой сточных вод. На сегодняшний день около 60 % очистных сооружений канализации работают с перегрузкой, 38 % подлежат срочной реконструкции. Подобная ситуация приводит к загрязнению окружающей среды, поскольку неочищенные или недоочищенные стоки сбрасываются в открытые водоемы, ухудшая экологическую обстановку.

С каждым годом повышается и средний возраст тепловых сетей. Особенно большой ущерб наносит повреждаемость теплопроводов во время отопительного периода. По данным экспертной оценки, 15 % тепловых сетей требуют срочной замены. При этом техническое состояние магистральных сетей значительно лучше, чем распределительных. Суммарная поверхность магистральных сетей меньше поверхности более разветвленных и протяженных распределительных сетей. Поэтому тепловые потери на магистральных сетях значительно ниже, чем на распределительных. Чтобы средний возраст тепловых сетей хотя бы сохранить на прежнем уровне, требуется перекладка 4 % трубопроводов (7300 км сетей в двухтрубном исчислении), что обеспечит снижение ежегодных тепловых потерь до 15 млн Гкал/год по стране. Известны современные методики расчетов экономиче-

ской эффективности применения средств энергосбережения, которые позволяют предотвратить теплопотери [2].

Неудовлетворительное техническое состояние инженерных коммуникаций наблюдается в городах, имеющих сложные геологические и климатические условия (Новокузнецк, Златоуст, Ленинск-Кузнецк). Оснащенность инженерными сетями средних и малых городов России до сих пор остается низкой.

На сегодняшний день одним из наиболее эффективных методов обследования технического состояния систем инженерного оборудования является телеинспекция. Телеинспекция инженерных коммуникаций – это технология, дающая оперативную и точную информацию о внутреннем состоянии системы трубопроводов. Метод позволяет точно определить причину проблемы и принять меры для ее устранения, значительно снизить затраты на техническое обслуживание трубопровода, предупредить возможные аварийные ситуации (прорыв трубопровода, разрушение коллекторов, переполнение канализационной системы с выбросом стоков на поверхность).

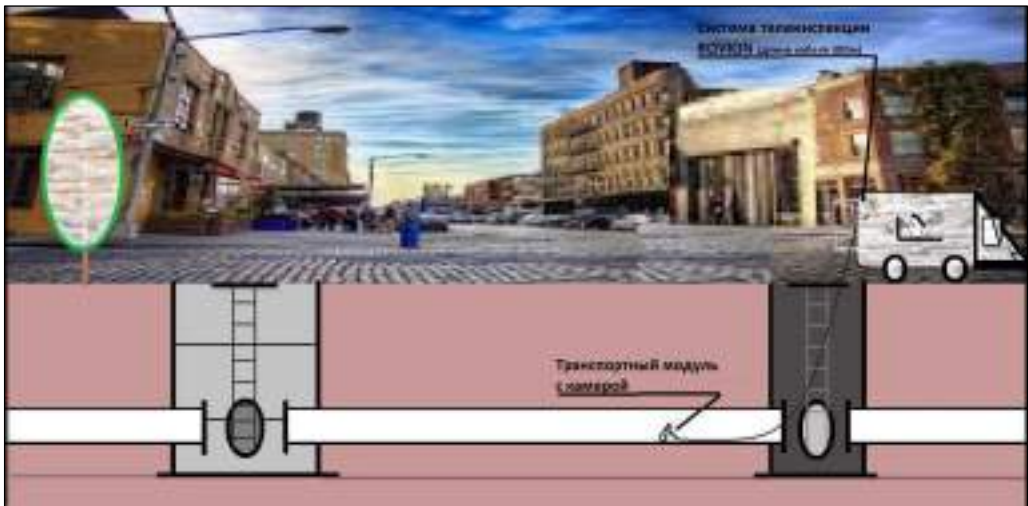


Рис. 1. Проверка технического состояния трубопровода методом телеинспекции

Телеинспекция проводится с применением специального видеооборудования и используется для трубопроводов диаметром 100–3000 мм. Длины «пролетов» (протяженность обследования между местами доступа внутрь трубопровода) могут достигать 250 м и более. Такое оборудование осуществляет поиск колодцев, трубопроводов и кабелей, используется для определения местоположения подземных коммуникаций, позволяет производить замеры напоров воды в распределительной сети и жилых домах. Многие предприятия, имеющие на балансе инженерные сети водопровода и отопления, сталкиваются с проблемой потерь воды, вызванной повреждениями трубопроводов. Телеинспекция позволяет осуществлять поиск скрытых утечек в стальных трубопроводах, производить замеры напоров воды в сетях и жилых домах с помощью установки регистраторов давления на врезки под манометр. Запись напоров может производиться в течение времени, необходимого заказчику (до 5 сут).

Телеинспекция осуществляется при разном наполнении труб, как с временной остановкой потока, так и в режиме нормальной эксплуатации сети. Проверка трубопровода производится комплексами телеинспекции, оснащенными роботами,

плавающими модулями, а также проталкиваемыми системами. Робот-транспортёр ПРЕК, перемещаясь по инженерной сети, записывает данные о ее состоянии. При обнаружении проблемного места (повреждение, инородный предмет, контруклон) по команде оператора робот останавливается, производится детальное обследование проблемного места с фиксацией данных (рис. 1). Полученные данные записываются на встроенный жесткий диск или USB-накопитель.

В условиях бурного развития городов повышенное внимание должно уделяться проектным решениям в части развития инженерного обеспечения городов. Городское хозяйство необходимо рассматривать как единый инженерный комплекс. Это обусловлено прежде всего нарастающими проблемами технического состояния инженерных сетей и сооружений.

Решение отраслевых инженерных проблем должно рассматриваться в контексте развития всех элементов инженерных систем: водоснабжение + водоотведение + защита городских территорий от подтопления; инженерное обустройство берегов городских рек + строительство очистных сооружений ливневой канализации в прибрежной части.

В реальности согласованные решения инженерного обеспечения городов фактически некому осуществлять, поскольку каждое ведомство отвечает только за определенный тип работ. В результате учет взаимного влияния разных видов инженерного строительства никем не ведется.

Типичная для города ситуация: инженерная подготовка строительных площадок точечной застройки разрабатывается без учета общей детальной схемы инженерной подготовки территории. Неудовлетворительное техническое состояние сетей водоснабжения привело к утечкам, усугубив проблему. А это, в свою очередь, спровоцировало развитие обширных зон подтопления городских территорий, последствия которого – затопленные подвальные помещения, сырость в квартирах, ухудшение и без того неблагоприятной экологической ситуации. Подобных примеров много: практически каждый житель города сталкивается с инженерными проблемами не только на своей улице и в своем квартале, но и в своей квартире.

В крупных городах иногда целые кварталы застраиваются без учета инженерной подготовки территории, в результате вновь построенное жилье остается без инженерного обеспечения. Земельных участков, резервируемых для проектирования и строительства инженерных коммуникаций, недостаточно. К примеру, после выдачи владельцем сетей технических условий оказывалось, что из-за отсутствия свободного технического коридора нет возможности проложить какую-либо коммуникацию от точки подключения до возводимого объекта. Или другой вариант – собственник земельного участка отказывается от согласования акта выбора трассы. Результат – убыточный разработанный проект.

Специфика линейных сооружений, в частности коммуникаций, заключается в значительной протяженности и прохождении по большому количеству земельных участков, следовательно, необходима согласованность интересов в вопросе соотношения прав собственников земельных участков, проектировщиков линейных сооружений и, конечно, государства.

На сегодняшний день необходимого комплекта проектных документов по развитию городского хозяйства зачастую не имеют даже крупные города. Таким образом, отраслевой подход может быть реализован в программах комплексного развития системы инженерной инфраструктуры города.

Все эти проблемы носят системный характер и требуют серьезного рассмотрения в градостроительном проектировании. Разделы по развитию инженерной инфраструктуры – это важная составная часть проекта генерального плана любого

города, а также предмет первоочередного рассмотрения эксплуатационными службами города и экспертными органами. Инженерная инфраструктура должна развиваться с учетом перспективы, создавая резервный потенциал мощности инженерных систем.

В стесненных условиях существующей застройки города необходимо выбирать современные оптимальные технологические решения, не только проектировать, но и согласовывать прокладку и модернизацию инженерных сетей.

Наиболее эффективным является метод прокладки инженерных сетей и коммуникаций закрытым способом (бестраншейная прокладка). Метод позволяет прокладывать инженерные сети практически без разрывов, под различными препятствиями (русла рек, другие коммуникации, дороги). К таким методам относятся: горизонтально-направленное бурение, метод щитовой проходки, метод забивки (продавливания футляра).

Особенностью комплекса городского инженерного хозяйства является также то, что он включает в себя инженерные системы, обеспечивающие жизнедеятельность потребителей (населения, коммунально-бытовых, промышленных предприятий), расположенных непосредственно в городе и в его пригородной зоне, территория которой принадлежит, как правило, уже другому муниципальному образованию. Такая взаимосвязь требует рассмотрения инженерных решений с учетом интересов развития пригородных территорий, поскольку обусловлена единым процессом энергоснабжения, водоснабжения, водоотведения.

Возможности для реализации локальных инженерных задач по модернизации, реконструкции городских инженерных сетей и сооружений и даже крупных дорогостоящих проектов строительства новых сооружений создают активно развивающиеся в последний период механизмы государственно-частного партнерства.

В современных условиях актуальной становится задача создания единой системы мониторинга инженерных сетей региона. Получение достоверной информации об объектах инженерного оборудования в различных областях народного хозяйства с использованием информационных и телекоммуникационных технологий является важнейшей научно-технической задачей. Сведения о техническом состоянии объектов инженерной инфраструктуры, параметрах работы инженерных систем, полученные в ходе оперативного мониторинга, востребованы всеми занимающимися обслуживанием инженерных систем структурными подразделениями предприятий (аварийно-ремонтные службы, диспетчерские службы, администрация и т. д.). Имея такого рода информацию, можно не допустить многие аварийные ситуации, а значит, не потребуются затраты на ликвидацию их последствий.

Современные информационные и телекоммуникационные технологии позволяют создавать новые интеллектуальные системы мониторинга и поддержки работы диспетчерских служб [3]. Такие системы позволяют прогнозировать аварийные ситуации, дистанционно определять места повреждений в трубопроводах и своевременно принимать меры по предупреждению аварийных ситуаций. Это способствует сокращению времени восстановления работоспособности инженерных систем.

Однако создание такой системы сегодня затруднено из-за «непрозрачности» информации, рассогласованности сведений и информационных потоков.

Принятие Государственной программы энергосбережения и повышения энергетической эффективности на период до 2020 года обусловило перспективы развития концепции «умного города» («умного поселка»). «Умный город» – это объединенная система (комплекс) всех элементов инженерного оборудования (электроснабжения, тепло- и водоснабжения, видеонаблюдения, пожарной сигнализации и т. д.). Востребованность в таком едином интеллектуальном простран-

стве города возрастает с каждым годом. Суть идеи в том, что жилой дом снабжается центральным контроллером, на который выводится информация от датчиков расхода воды, газа, электроэнергии, пожарной сигнализации. Полученная информация передается на центральный сервер. Создание подобной системы ведет к упрощению контроля за техническим состоянием каждого дома.

В России речь идет пока только о реализации отдельных проектов – это новый деловой центр Татарстана «СМАРТ Сити Казань» и город-спутник Южный в Петербурге. В последнем проекте Smarter Cities от International Business Machines Corporation (IBM) будут внедрены системные решения с учетом основных направлений (общественная безопасность, транспорт и водоснабжение). В перспективе данный объект может стать площадкой компании для исследований и разработки российских решений с ориентацией на мировой рынок на базе Санкт-Петербургского национального исследовательского университета информационных технологий, механики и оптики.

Едиными станут не только инженерные системы, но и системы, осуществляющие контроль качества воды, контроль затопляемых участков поселка, регулирование работы дренажной системы, систем доочистки воды и др., обслуживаемые единой серверной службой. Системы контроля повышают экономичность систем инженерного оборудования, позволяют вовремя обнаружить и устранить неполадки [4].

Проблемы прогрессивных технологий «умного города» были представлены на XX Петербургском международном экономическом форуме. Особым вниманием был отмечен опыт по внедрению системы безопасности на территории Академического района г. Екатеринбурга. Контроль за порядком с помощью видеонаблюдения обеспечил более комфортное и безопасное проживание людей, произошло снижение уровня преступности в районе.

В настоящее время сформировалось представление о целостности единой системы «умного города», в которой особое место уделяется информационным технологиям, что должно повлечь за собой устойчивое развитие городов и обеспечить их конкурентоспособность. Система охватывает базовые составляющие структуры городского хозяйства: экономику, управление, энергетику и транспорт, социальную сферу и окружающую среду [3].

Мировой тенденцией стала идея возведения новых городов с использованием инновационных технологий и стандартов, ориентированных на более высокое качество жизни. По прогнозам Организации Объединенных Наций, к 2050 г. в городах будут проживать около 6 млрд человек – почти 80 % всего населения Земли. В такой ситуации неизбежно возрастет дефицит городских ресурсов и возникнет необходимость поиска альтернатив традиционной инфраструктуре и внедрения новых технологий.

В России становятся популярными решения Smart City. В перспективе девелоперы рассматривают возможности повышения эффективности своей деятельности и создания новых способов привлечения клиентов. По оценкам экспертов, внедрение систем «умных городов» может обеспечить экономию энергоресурсов до 30 %. Решать данные вопросы необходимо с постановки задачи на уровне муниципалитетов и городских властей.

Безусловно, существует ряд проблем, которые сдерживают развитие городов. Это отсутствие единого стандарта, нормирующего построение «умного города», квалифицированных специалистов, а также недостаточный опыт применения инновационных технологий при градостроительстве.

Очевидно, что для решения проблемы внедрения инновационных технологий в градостроительстве России необходимо активное участие государства.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Самойлов В. С., Левадный В. С. Водоснабжение, водоотведение. Скважины, колодцы, канализация. URL: <http://science.totalarch.com/book/0928.rar> (дата обращения 12.10.2016)
2. Еремкин А. И., Королева Т. И., Данилин Г. В. и др. Экономика энергосбережения в системах отопления, вентиляции и кондиционирования воздуха. М.: АСВ, 2008. 184 с.
3. Финогеев А. Г., Бождай А. С., Богатырев В. Е. Формализация методологии и принципов поддержки принятия решений по результатам мониторинга инженерных коммуникаций ЖКХ // Открытое образование. 2011. № 2(86). Ч. 2. С. 210–214.
4. Долгих Е. И., Антонов Е. В., Ерлич В. А. Умные города: перспективы развития в России // Урбанистика и рынок недвижимости. 2015. № 1. С. 50–61.

Поступила в редакцию 31 января 2017 года

PROBLEMS AND FURTHER DEVELOPMENT OF URBAN UTILITIES

Ershova T. L., Bedrina S. A. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: Tatyana_ershova958@mail.ru

Urban utility system requires constant development and perfection. Additional utility loads as the consequence of cities extension as well as their unsatisfactory engineering condition lead to serious technical and engineering and environmental problems in medium and big cities. Within modern conditions design solutions as far as the development of urban utility is concerned require greater attention, together with the solution of industrial engineering problems, development of dispute resolution procedure and disagreement resolution when getting approvals over the linear constructions crossing land lots. Creation of a single monitoring system for local utilities will allow avoiding a lot of emergency situations and expenditure on mitigation of consequences.

Key words: utility system; network technical state; engineering and environmental problems; teleinspection; utility network monitoring; smart city.

REFERENCES

1. Samoilov V. S., Levadnyi V. S. *Vodosnabzhenie, vodootvedenie. Skvazhiny, kolodtsy, kanalizatsiia* [Water supply, water disposal. Drilling holes, wells, sewerage system]. Available at: <http://science.totalarch.com/book/0928.rar> (accessed 12th October, 2016)
2. Eremkin A. I., Koroleva T. I., Danilin G. V. and other. *Ekonomika energosberezheniia v sistemakh otopeniia, ventiliatsii i konditsionirovaniia vozdukha* [Energy saving economy within heating systems, and air ventilation and conditioning systems]. Moscow, ASV Publ., 2008. 184 p.
3. Finogeev A. G., Bozhдай A. S., Bogatyrev V. E. [Formalization of methodology and principles of solution making according to the results of Housing and Communal Services utility monitoring]. *Otkrytoe obrazovanie – Open Education*, 2011, no. 2(86), p. 2, pp. 210–214. (In Russ.)
4. Dolgikh E. I., Antonov E. V., Erlich V. A. [Smart cities: prospects for development in Russia]. *Urbanistika i rynek nedvizhimosti – Urban Studies and the Real Estate Market Journal*, 2015, no. 1, pp. 50–61. (In Russ.)

УДК 622.235

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ МЕХАНИЗМА ДРОБЛЕНИЯ СКАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ВЗРЫВАНИИ ВЫСОКИХ УСТУПОВ

НАСИРОВ У. Ф., ОЧИЛОВ Ш. А., РАВШАНОВА М. Х.

Рассмотрен механизм дробления скальных горных пород при взрывании высоких уступов парносближенными скважинными зарядами взрывчатого вещества. Установлено, что на характер разрушения среды при приложении к ней импульсных нагрузок большое влияние оказывают параметры поля напряжений, которые определяются формой взрывного импульса и распределением компонентов напряжения на разных расстояниях от взрыва. Существенное изменение суммарных напряжений при неизменных условиях взрывания наблюдается при взрыве групп парносближенных зарядов, расположенных в одну линию. Получены экспериментальные данные зависимости процента выхода негабарита от интенсивности напряжения. Установлено, что применение парносближенных зарядов обуславливает значительное увеличение расстояния между отдельными пучками скважин в ряду. В конкретных горно-геологических условиях метод взрывания парносближенных зарядов эффективен только при определенных диаметрах скважин.

Ключевые слова: буровзрывные работы; парносближенные скважинные заряды; параметры поля напряжений; изменение формы заряда; дробление горных пород; формирование плоского фронта; плоский фронт волны.

В современных условиях разработки полезных ископаемых буровзрывным способом горная масса должна быть хорошо раздроблена и удобно расположена для достижения максимальной производительности погрузочно-транспортных механизмов. В настоящее время к качеству дробления горных пород взрывом предъявляются требования, заключающиеся в получении заданного гранулометрического состава взорванной горной массы и ее компактного размещения на уступах, обеспечивающие эффективное применение циклично-поточной и поточной технологий открытой разработки полезных ископаемых [1–4]. Переход на поточную технологию повлек за собой изменение параметров системы разработки, в частности увеличение высоты уступа в глубоких карьерах. При этом возрастает величина линии наименьшего сопротивления (ЛНС) уступа, что в свою очередь требует пропорционального изменения диаметра заряда, использования более мощных ВВ либо применения наклонных или парносближенных скважин.

Насиров Уткир Фатидинович – доктор технических наук, доцент, заведующий кафедрой горного дела. 100095, Республика Узбекистан, г. Ташкент, ул. Университетская, 2, Ташкентский государственный технический университет. E-mail: unasirov@yandex.ru

Очилов Шухратулла Атоевич – старший научный сотрудник. 100095, Республика Узбекистан, г. Ташкент, ул. Университетская, 2, Ташкентский государственный технический университет. E-mail: o.shuhrat84@yandex.ru

Равшанова Мухаббат Хуснидиновна – ассистент кафедры горного дела. 210100, Республика Узбекистан, г. Навои, ул. Южная, 27а, Навоийский государственный горный институт. E-mail: m_ravshanova@nsmi.uz

Одним их наиболее распространенных методов, позволяющих решить проблему взрывания высоких уступов в глубоких карьерах, является метод парно-сближенных скважинных зарядов.

На характер разрушения среды при приложении к ней импульсных нагрузок большое влияние оказывают параметры поля напряжений, которые определяются формой взрывного импульса и распределением компонентов напряжения на разных расстояниях от взрыва. Существенное изменение суммарных напряжений при неизменных условиях взрывания наблюдается при взрыве групп парно-сближенных зарядов, расположенных в одну линию [5, 6]. Эффективное средство управления параметрами поля напряжений – изменение формы заряда. Применение плоских зарядов [7, 8] позволяет интенсифицировать дробление горных пород за счет увеличения напряжений в удаленных точках массива. Формирование плоского фронта волны напряжений связано с существованием ударных волн в ближней от заряда зоне. Возмущения большой амплитуды обладают высокой скоростью распространения и способствуют выполаживанию фронта в зоне пластических деформаций.

При применении зарядов эллиптической или цилиндрической формы в трещиноватой анизотропной среде образуется зона трещинообразования эллиптической формы с неравномерно распределенными параметрами поля квазистатических напряжений, фронт которого приближается к плоскому фронту. При взрывании парно-сближенных зарядов плоский фронт волны напряжений будет формироваться только в случае соблюдения строго определенного расстояния между ними. Это дает возможность определить принципы расчета эффективных параметров парно-сближенных скважин.

При расчете принято, что линия скважин параллельна нижней бровке уступа и заряды в этих скважинах взрываются одновременно. Обозначим S площадь фигуры $nbcmt$, образованной отрезком дуги окружности и отрезками прямых nb , bc и cm (рис. 1).

Ввиду симметричности картины в дальнейшем будем рассматривать площадь S только в первой четверти координат (при $y > 0$ и $x > 0$). Рассматриваемую площадь можно представить в виде разности:

$$S = S_1 - S_2,$$

где S_1 – площадь прямоугольника $obcd$; S_2 – площадь фигуры $onmd$.

Выразим S_1 и S_2 в форме

$$S_1 = R^2 \operatorname{ctg} \beta;$$

$$S_2 = \int_0^{x_m} \sqrt{R^2 \left(x - \frac{a}{2}\right)^2} dx = \frac{1}{2} \left[\left(x_m - \frac{a}{2}\right) \sqrt{R^2 - \left(x_m - \frac{a}{2}\right)^2} + R^2 \arcsin \frac{x_m - a/2}{R} + R^2 \arcsin \frac{a}{2R} + \frac{a}{2} \sqrt{R^2 - \frac{a^2}{2}} \right],$$

где x_m – абсцисса точки m .

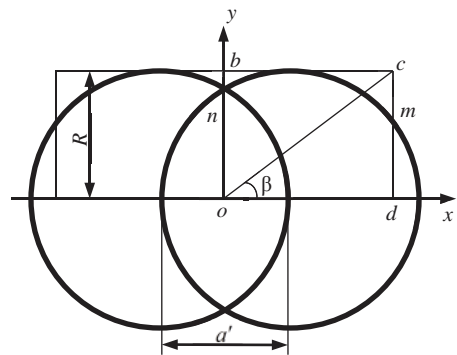


Рис. 1. Схема для расчета оптимального расстояния между парно-сближенными зарядами

Из рассмотрения треугольника ocd следует, что $x_m = R \operatorname{ctg} \beta$.

Тогда

$$S_2 = \frac{1}{2} \left[\left(R \operatorname{ctg} \beta - \frac{a}{2} \right) \sqrt{R^2 - \left(R \operatorname{ctg} \beta - \frac{a}{2} \right)^2} + R^2 \arcsin \frac{a'}{2R} + R^2 \arcsin \frac{R \operatorname{ctg} \beta - a/2}{R} + \frac{a}{2} \sqrt{R^2 - \frac{a^2}{4}} \right]$$

В этом случае площадь S запишем в виде

$$S = R^2 \operatorname{ctg} \beta - \frac{1}{2} \left[\left(R \operatorname{ctg} \beta - \frac{a}{2} \right) \sqrt{R^2 - \left(R \operatorname{ctg} \beta - \frac{a}{2} \right)^2} + R^2 \arcsin \frac{a'}{2R} + R^2 \arcsin \frac{R \operatorname{ctg} \beta - a/2}{R} + \frac{a}{2} \sqrt{R^2 - \frac{a^2}{4}} \right]$$

Найдем минимум этой функции относительно параметра a

$$\frac{\partial S}{\partial a} = \frac{1}{2} \sqrt{R^2 - \left(R \operatorname{ctg} \beta - \frac{a}{2} \right)^2} - \frac{1}{2} \sqrt{R^2 - \frac{a^2}{4}} = 0,$$

откуда

$$\sqrt{R^2 - \left(R \operatorname{ctg} \beta - \frac{a}{2} \right)^2} = \sqrt{R^2 - \frac{a^2}{4}}.$$

Решая полученное уравнение, определим, что экстремум достигается при $a = R \operatorname{ctg} \beta$. Докажем, что в этой точке значение S минимально

$$\frac{d^2 S}{da^2} = \frac{1}{4} \frac{R \operatorname{ctg} \beta a/2}{\sqrt{R^2 - (R \operatorname{ctg} \beta - a/2)^2}} + \frac{a}{8\sqrt{R^2 - a^2/4}};$$

$$\left. \frac{d^2 S}{da^2} \right|_{a=R \operatorname{ctg} \beta} = \frac{\operatorname{ctg} \beta}{4\sqrt{1 - \operatorname{ctg}^2 \beta/4}} > 0.$$

Входящая в выражение для второй производной величина $\operatorname{ctg} \beta$ определяется из параметров сетки скважин $\operatorname{ctg} \beta = b/2W$, где b – расстояние между скважинами в ряду; W – ЛНС для первого ряда скважин или расстояние между рядами для последующих.

При существующей технологии ведения взрывных работ всегда $\operatorname{ctg} \beta < 2$. Отсюда следует, что для данной расчетной схемы вторая производная функции, определяющая зависимость площади от параметра a , положительна, что доказывает существование минимума в найденной точке.

Таким образом, критерием оптимальности сближения спаренных скважин является выполнение условия $a = R \operatorname{ctg} \beta$.

Определим величину R . По физическому смыслу она должна равняться величине пластически деформированной зоны по линии, соединяющей центры зарядов $R_{\text{пл}}$. Согласно экспериментальным данным $R \approx 3 R_{\text{пл}}$.

Изменение напряжений в зависимости от расстояния в пластической зоне будет соответствовать формуле Коула: $\sigma = 14\,800/r^{1,13}$, где r – относительное расстояние от заряда ВВ.

Давление на границе зарядной полости определим из соотношения

$$P = \frac{\rho_{\text{ВВ}} D^2}{2(1+J)},$$

где $\rho_{\text{ВВ}}$ – плотность заряда ВВ, кг/м³; D – скорость детонации заряда ВВ, м/с; J – отношение акустических жесткостей ВВ и породы.

Из полученных соотношений определим давление по линии, соединяющей центры зарядов

$$P_{\text{пл}} = \left[\frac{\rho_{\text{ВВ}} D^2}{2(1+J)\sigma_*} \right]^{0,88},$$

где σ_* – прочность породы на раздавливание.

Тогда расстояние между центрами зарядов

$$a' = 1,5d_{\text{эф}} \left[\frac{\rho_{\text{ВВ}} D^2}{2(1+J)\sigma_*} \right]^{0,88} \cdot \text{ctg}\beta,$$

где $d_{\text{эф}}$ – эффективный диаметр скважин, выражается соотношением $d_{\text{эф}} = \sqrt{2}d_3$, d_3 – диаметр заряда ВВ, м.

Область эффективного применения парносближенных скважинных зарядов ВВ на открытых разработках в значительной мере определяется физико-механическими свойствами разрушаемых взрывом пород, их структурными характеристиками и диаметром зарядов [9].

Метод парносближенных скважинных зарядов эффективен только в том случае, если представляется возможным уменьшить объем трудоемких буровых работ при неизменном гранулометрическом составе взорванной горной массы. Применение парносближенных зарядов обуславливает значительное увеличение расстояния между отдельными пучками скважин в ряду. Это увеличение пропорционально диаметру скважин. Если массив разбит системами трещин на крупные отдельности, то расширение сетки скважин может привести к резкому увеличению выхода некондиционных фракций. Поэтому в случае конкретных горно-геологических условий метод взрывания парносближенных зарядов будет эффективным только при определенных диаметрах скважин.

Установим связь между параметрами сетки скважин и диаметром парносближенных зарядов. На основе анализа размерностей установлена зависимость вида

$$\frac{V}{L} = \frac{K}{f} d_{\text{эф}}, \quad (1)$$

где V – объем взорванной горной массы; L – глубина скважин, м; K – коэффициент, определяющий выход горной массы с 1 м скважины в зависимости от свойств горных пород.

Разрушаемый объем не ограничивается линиями внешних скважин, поэтому его приближенно можно выразить следующей зависимостью (для простоты считаем расстояние между скважинами в ряду (РМС) равным расстоянию между рядами (РМР) в случае многорядного взрывания):

$$V = NLb_1^2, \quad (2)$$

где N – число скважин; b_1 – расстояние между двумя парами скважин.

Из соотношений (1) и (2) получим

$$b_1 = \left(\frac{Kd_{\text{эф}}}{f} \right)^{0.5}.$$

Введем некоторые интегральные величины, характеризующие напряженное состояние разрушаемого массива. Среднее напряжение в данной точке r массива запишем в виде

$$\overline{\sigma}_m(r) = \frac{1}{\tau_r} \int_0^{\tau_r} \sigma(r, t) dt,$$

где τ_r – длительность импульса напряжения в данной точке, мс; τ – длительность импульса напряжения в массиве горных пород, мс; $\sigma(r, t)$ – закон изменения напряжений.

Усредняя $\overline{\sigma}_m(r)$ по половине расстояния между скважинами, получаем некоторый параметр δ , характеризующий интенсивность напряженного состояния:

$$\delta = \frac{2}{b_1} \int_{d/2}^{b_1/2} \overline{\sigma}_m(r) \varepsilon(r) dr, \quad (3)$$

где $\varepsilon(r)$ – закон убывания напряжения с расстоянием, отражающий отклонение свойств горного массива от модели абсолютно упругого тела.

Среднее напряжение $\overline{\sigma}_m(r)$ является энергетической характеристикой поля напряжений, поэтому закон его убывания с расстоянием, определяемый геометрическим расхождением, имеет вид

$$\overline{\sigma}_m(r) = \frac{\sigma_m(r)}{r},$$

здесь

$$\sigma_m = \frac{1}{\tau_0} \int_0^{\tau_0} \sigma\left(\frac{d}{2}, t\right) dt,$$

где τ_0 – длительность взрывного импульса в скважине.

Зависимость $\varepsilon(r)$ может быть представлена в виде

$$\varepsilon(r) = \exp(-\alpha^* r),$$

где α^* – коэффициент трещиноватости массива. Подставляя эти выражения в формулу (3), получаем

$$\delta = \frac{2}{b_1} \overline{\sigma}_m \int_{d/2}^{b_1/2} \frac{\exp(-\alpha^* r)}{\tau} dr = \frac{2}{b_1} \overline{\sigma}_m \left[E_i\left(-\alpha^* \frac{b_1}{2}\right) - F_i\left(-\alpha^* \frac{d}{2}\right) \right],$$

здесь $E_i(-\alpha^*(b_1/2))$ и $F_i(-\alpha^*(d/2))$ – значения интегральной показательной функции в точках $(-\alpha^*/2)b_1$ и $(-\alpha^*/2)d$.

Анализ экспериментальных данных показал, что зависимость процента выхода негабарита от интенсивности напряжения можно приблизительно аппроксимировать соотношением $\eta = 100 \% \exp(-g^{\delta})$, где g – коэффициент, зависящий от величины ребра негабарита и среднего размера отдельности.

Из полученных соотношений следует, что уменьшение диаметра скважин и зарядов в них с одновременным сгущением их сетки снижает выход негабарита. Однако при этом резко возрастает объем бурения, а следовательно, и затраты на буровые работы.

Введем функцию $f(d)$, характеризующую динамику изменения расходов с ростом диаметра скважин,

$$f(d) = C_1 V_n + C_2 \frac{f}{kd} V,$$

где C_1 – стоимость разделки 1 м³ негабарита; V_n – суммарный объем негабарита фракций; C_2 – стоимость бурения 1 м скважин.

При $d \rightarrow \infty$ и $d \rightarrow 0$ значение функции неограниченно возрастает. Монотонный характер изменения обоих слагаемых показывает, что экстремальная точка $d_{\text{опт}}$ будет соответствовать минимальному значению данной функции, т. е. минимальным затратам. Определим $d_{\text{опт}}$ из уравнения

$$C_1 \frac{\partial \eta}{\partial d} - C_2 \frac{f}{kd^2} = 0.$$

Пользуясь асимптотическим представлением для интегральных показателей функции и используя разложение в ряд Тейлора, найдем, что

$$d_{\text{опт}} = \frac{100 k}{f} \exp\left(C_2 / (C_1 g \bar{\sigma}_m^2)\right),$$

где $\bar{\sigma}_m$ – среднее давление на стенку скважины.

Таким образом, установлено, что применение парносближенных зарядов обусловливает значительное увеличение расстояния между отдельными пучками скважин в ряду. В конкретных горно-геологических условиях метод взрывания парносближенных зарядов эффективен только при определенных диаметрах скважин.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Норов Ю. Д., Бибик И. П., Норов Ж. А., Насиров У. Ф., Норматова М. Ж. Производство взрывных работ в сложных гидрогеологических условиях // Горный журнал. 2013. № 8(1). С. 30–31.
2. Норов Ю. Д., Насиров У. Ф., Умаров Ф. Я., Заиров Ш. Ш. Новые прогрессивные технологические решения циклично-поточной технологии в карьере Мурунтау // Известия Кыргызского государственного технического университета. 2014. № 33. С. 245–248.
3. Шеметов П. А., Насиров У. Ф., Очиллов Ш. А. Анализ технологической схемы развития горных работ на карьере Мурунтау // Известия вузов. Горный журнал. 2015. № 1. С. 23–27.
4. Пастихин Д. В., Толипов Н. У., Заиров Ш. Ш. Обоснование рациональной конструкции рабочего борта на Восточном участке карьера Мурунтау // Горный журнал. 2013. № 8(1). С. 39–42.
5. Насиров У. Ф., Умаров Ф. Я. Расчет сближенных скважинных зарядов при предварительном целеобразовании откосов глубоких карьеров // Горный вестник Узбекистана. 2016. № 2. С. 16–20.
6. Норов Ю. Д., Шеметов П. А., Заиров Ш. Ш., Тухташев А. Б. Совершенствование методов управления дроблением горных пород взрывом: монография. Бухара: Бухоро, 2011. 200 с.
7. Насиров У. Ф. Развитие газовой полости искусственно заглубленного линейного заряда выброса при образовании удлиненных выемок // ГИАБ. 2010. № 6. С. 50–52.
8. Норов Ю. Д., Заиров Ш. Ш., Ивановский Д. С. Теоретические исследования закономерностей действия цилиндрического заряда в разнопрочных горных породах на пластовых месторождениях // ГИАБ. 2010. № 4. С. 140–142.

9. Норов Ю. Д., Бибик И. П., Заиров Ш. Ш. Управление эффективными параметрами буровзрывных работ по критерию качества взорванной горной массы // Известия вузов. Горный журнал. 2016. № 1. С. 87–93.

Поступила в редакцию 9 января 2017 года

THEORETICAL INVESTIGATION OF HARD ROCK CRUSHING MECHANISM WHEN BLASTING HIGH BENCHES

Nasirov U. F., Ochilov Sh. A. – Tashkent State Technical University, Tashkent, Republic of Uzbekistan. E-mail: unasirov@yandex.ru

Ravshanova M. Kh. – Navoiy State Mining Institute, Navoiy, Republic of Uzbekistan. E-mail: m_ravshanova@nsmi.uz

The article examines the mechanism of hard rock crushing when blasting high benches with double contiguous downhole explosive charges. It is determined that stress field parameters, which are determined by blasting impulse shape and stress components distribution at various distances from the explosion, influence greatly the character of medium breaking when applying impulse loads to it. Significant change in total stresses under fixed conditions of blasting is observed when blasting the groups of double contiguous downhole explosive charges, positioned linearly. Experimental data are obtained of the dependence of oversize material output percentage on the stress intensity. It is determined that the use of double contiguous downhole explosive charges conditions on the significant increase in the distance between separate bunches of wells in a line. In certain mining-geological conditions the method of blasting double contiguous downhole explosive charges is efficient only under certain wells diameters.

Key words: drilling and blasting operations; double contiguous downhole explosive charges; stress field parameters; explosive charges shape change; rock crushing; plane front forming; plane wave front.

REFERENCES

1. Norov Iu. D., Bibik I. P., Norov Zh. A., Nasirov U. F., Normatova M. Zh. [Blasting works in complex hydrogeological conditions]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2013, no. 8(1), pp. 30–31. (In Russ.)
2. Norov Iu. D., Nasirov U. F., Umarov F. Ia., Zairov Sh. Sh. [New progressive technological solutions for cyclical and continuous method at Muruntau open pit]. *Izvestiia Kyrgyzskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta im. I. Razzakova – Journal of Kyrgyz State Technical University named after I. Razzakov*, 2014, no. 33, pp. 245–248.
3. Shemetov P. A., Nasirov U. F., Ochilov Sh. A. [Analysis of the technological scheme of mining development at Muruntau open pit]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2015, no. 1, pp. 23–27. (In Russ.)
4. Pastikhin D. V., Tolipov N. U., Zairov Sh. Sh. [Rational construction substantiation of a highwall at the Eastern section of Muruntau open pit]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2013, no. 8(1), pp. 39–42. (In Russ.)
5. Nasirov U. F., Umarov F. Ia. [Calculating contiguous downhole explosive charges under preliminary fissure generation of deep open pits slopes]. *Gornyi vestnik Uzbekistana – Mining News of Uzbekistan*, 2016, no. 2, pp. 16–20. (In Russ.)
6. Norov Iu. D., Shemetov P. A., Zairov Sh. Sh., Tukhtashev A. B. *Sovershenstvovanie metodov upravleniia drobleniem gornykh porod vzryvom: monografiia* [Monograph “Rock blasting crushing control methods development”]. Bukhara, Bukhoro Publ., 2011. 200 p.
7. Nasirov U. F. [Development of gas bubble of artificially buried linear pin-point blasting charge under the generation of extended mining]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2010, no. 6, pp. 50–52. (In Russ.)
8. Norov Iu. D., Zairov Sh. Sh., Ivanovskii D. S. [Theoretical investigation into the regularities of cylindrical charge acting in rocks of various strength of embedded deposits]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2010, no. 4, pp. 140–142. (In Russ.)
9. Norov Iu. D., Bibik I. P., Zairov Sh. Sh. [Efficient parameters control for drilling and blasting operations by the criterion of exploded rock mass quality]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2016, no. 1, pp. 87–93. (In Russ.)

УДК 622.235 (043.3)

ИЗМЕНЕНИЕ ПРОЧНОСТИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД В ЗАВИСИМОСТИ ОТ КОНСТРУКЦИИ ЗАБОЕК СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

МИСЛИБАЕВ И. Т., ТУХТАШЕВ А. Б., ГИЯЗОВ О. М., СОЛИЕВ Б. З.

Проведены исследования изменения длительности воздействия импульса волны напряжения массива горных пород в зависимости от положительной и отрицательной фаз амплитуды при взрыве скважинных зарядов взрывчатого вещества (ВВ) с разными конструкциями забойки. Установлено, что начало отрицательной фазы амплитуды волны напряжений массива горных пород равно 8; 9,5 и 12 мс для конструкций с пассивной, компенсационной и активной забойкой скважинного заряда ВВ соответственно. Исследованы зависимости изменения размеров зон ослабления массива горных пород, создаваемых физическим методом с использованием взрыва скважинных зарядов ВВ с разными конструкциями забойки. Установлено, что при использовании разных конструкций забойки размеры зон ослабления массива меняются. Так, при применении пассивной, активной и компенсационной забоек в скважинных зарядах ВВ радиус зоны ослабления массива по верхнему торцу заряда составляет 6,5; 7 и 8 м соответственно при диаметре скважинных зарядов ВВ 125 мм. При диаметре скважины 214 мм радиус зоны ослабления массива по верхнему торцу заряда составляет 11, 12 и 12,5 м для пассивной, активной и компенсационной забоек скважинных зарядов ВВ соответственно.

Ключевые слова: взрывные работы; ослабление горного массива взрывом; параметры взрывных работ; пассивная забойка; активная забойка; компенсационная забойка; размеры зон ослабления; трещиноватость массива.

На горных предприятиях всего мира усложняются горно-геологические условия добычи руд в связи с переходом к отработке менее благоприятных месторождений и участков, снижается содержание полезных компонентов в добываемой руде, растут издержки производства. За последние пятьдесят лет мировое потребление железной руды увеличилось в 1,4–1,6 раза, алюминия – в 1,5–2 раза, меди – в 1,5–1,7 раза, никеля – в 2,6–2,8 раза, цинка – в 1,2–1,4 раза. В настоящее время в развитых странах горная наука, проектная и производственная практики прогнозируют широкомасштабное применение открытого способа разработки месторождений полезных ископаемых для обеспечения народного хозяйства минерально-сырьевыми ресурсами. Поиски эффективных путей снижения энергоемкости разрушения горных пород являются главным направлением современных научных исследований в горной науке. В выполнении поставленной задачи особое место отводится горнодобывающей промышленности.

Последние годы характеризуются развитием теоретических и экспериментальных исследований в области управления действием взрыва при разрушении

Мислибаев Илхом Туйчибаевич – доктор технических наук, доцент, профессор кафедры горного дела. 210100, Республика Узбекистан, г. Навои, ул. Южная, 27а, Навоийский государственный горный институт. E-mail: i.mislibaev@nsmi.uz

Тухташев Алишер Баходирович – кандидат технических наук, доцент, заведующий кафедрой горного дела. 210100, Республика Узбекистан, г. Навои, ул. Южная, 27а, Навоийский государственный горный институт. E-mail: a.tukhtashev@nsmi.uz

Гиязов Отабек Мухиддинович – ассистент кафедры горного дела. 210100, Республика Узбекистан, г. Навои, ул. Южная, 27а, Навоийский государственный горный институт. E-mail: otabek.6556@mail.ru

Солиев Бекзод Зокирбаевич – старший преподаватель кафедры горного дела. 210100, Республика Узбекистан, г. Навои, ул. Южная, 27а, Навоийский государственный горный институт. E-mail: bek-848120@mail.ru

горных пород. Значительный интерес представляет изыскание способов снижения энергоемкости процесса разрушения за счет изменения свойств породы взрывом. В настоящее время разработано достаточное количество методов управления действием энергии взрыва для достижения заданных результатов.

При расчетах параметров скважинных зарядов ВВ необходимо учитывать зоны ослабления прочности горного массива, которые образуются в результате многоциклических взрывных нагрузок. Ослабление прочности горных пород происходит в виде макро- и микротрещин под действием динамических нагрузок при снижении предела их прочности на растяжение [1]. Учет этого факта открывает неиспользованные резервы повышения эффекта действия энергии взрыва. Аналитическое решение задачи об ослаблении горных пород при взрывных нагрузках затруднительно, поскольку до сих пор не разработана физическая модель подобного процесса.

Установление закономерностей протекания процесса ослабления прочности горных пород в глубине массива способствует разработке способов ведения взрывных работ с применением эффекта ослабления и определению их рациональных параметров. В связи с этим проблема разработки ресурсосберегающей технологии ведения буровзрывных работ с использованием зон ослабления прочности массива горных пород приобретает в настоящее время исключительную важность.

Создаваемое взрыванием серии скважинных зарядов многоциклическое воздействие взрыва на массив горных пород приводит не только к их дроблению на отдельные части, но и к изменению физико-механических свойств в законтурном массиве, в частности, ослаблению прочности массива горных пород.

В порфиритизированных гранитах и известняках на месторождении, разрабатываемом АО «Гранит» (Республика Узбекистан) проведены исследования изменения длительности воздействия импульса волн напряжения массива горных пород в зависимости от их положительной фазы амплитуды при взрыве скважинных зарядов ВВ с разными конструкциями забойки.

Исследовались следующие конструкции забоек скважинных зарядов ВВ:

– *пассивная забойка* из буровой мелочи; для удержания продуктов взрыва в зарядной полости выше заряда размещается забойка [2], в качестве которой на открытых работах используются буровая мелочь или отходы дробильных цехов или песка;

– *компенсационная забойка* из флегматизированного ВВ на основе аммиачной селитры и воды; известна конструкция компенсационной забойки из флегматизированного ВВ [3], состоящей из пассивного промежуточного заряда из аммиачной селитры с дизельным топливом и активной забойки из флегматизированного ВВ из аммиачной селитры с добавлением 10–15 % воды;

– *активная забойка* из камуфлетного заряда, находящегося между нижней и верхней частями забойки; существует конструкция скважинного заряда ВВ с активной забойкой [4], состоящей из основного заряда и забойки из инертного материала и камуфлетного заряда, при взрыве которого образуется камуфлетная полость, обеспечивающая кратное запираение продуктов детонации.

Для измерения параметров волн напряжения в промышленных условиях производятся взрывы по следующей схеме (рис. 1). В массиве горных пород буровым станком СБШ-250МН бурятся одиночные скважины диаметром 250 мм и глубиной 15–20 м. В нижней части скважины закладывают основной заряд из промышленного ВВ по паспорту буровзрывных работ для данного карьера. Далее над зарядом ВВ закладывают пассивную забойку из буровой мелочи.

Регистрация выходных сигналов и установка датчиков на уступе при взрыве скважинного заряда ВВ производятся по методикам [5–7]. Электродинамические

датчики типа СПЭД для регистрации параметров волн напряжения на уступе устанавливают и закрепляют на разных расстояниях от устья взрывных скважин: $50\bar{r}$; $100\bar{r}$; $150\bar{r}$, \bar{r} – приведенное расстояние от очага взрыва.

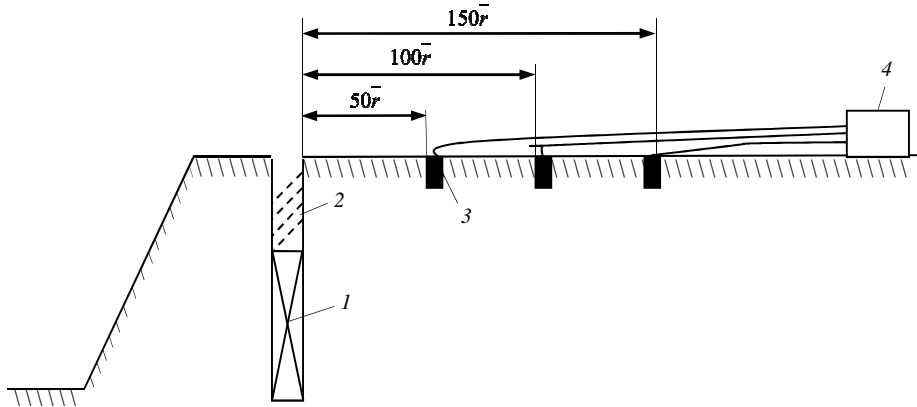


Рис. 1. Схема расположения датчиков и регистрирующих приборов на рабочей площадке уступа:

1 – заряд взрывчатых веществ; 2 – пассивная забойка; 3 – электродинамические датчики типа СПЭД; 4 – регистрирующая аппаратура

Выходные сигналы с установленных датчиков регистрируются при взрыве скважинных зарядов ВВ портативным магнитофоном, расположенным на безопасном расстоянии по разлету кусков породы при взрыве (более 1000 м) или в специальном укрытии (так как длина магистрального провода получения сигналов от датчиков не должна превышать 1000 м).

По аналогичной схеме эксперименты проводились для компенсационной и активной забоек скважинных зарядов ВВ.

На рис. 2 приведены изменения размеров зон ослабления прочности горного массива в зависимости от конструкции забойки скважинных зарядов ВВ. Данные зависимости характеризуются закономерностью параболического типа.

Полученные зависимости показывают, что с увеличением длительности импульса от 0 до 4 мс положительная фаза амплитуды волн напряжения возрастает. Исследованиями установлено, что при длительности импульса 4–6 мс амплитуда волн напряжений принимает максимальное значение, равное 10, 25 и 32,5 МПа для пассивной, компенсационной и активной забойки соответственно.

Дальнейший рост длительности импульса (для пассивной и компенсационной забоек – более 4 мс, для активной забойки – более 6 мс) сопровождается снижением положительной фазы амплитуды волн напряжений.

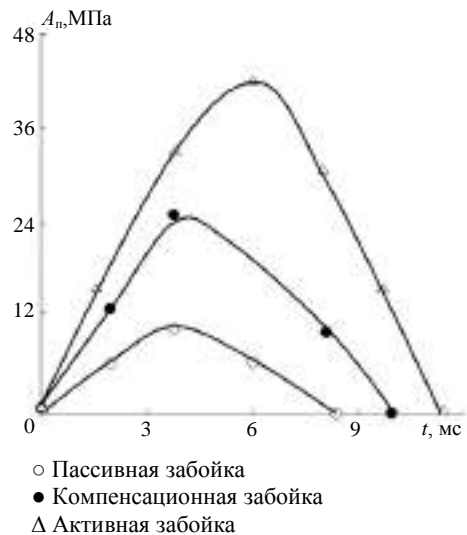


Рис. 2. Изменение длительности воздействия импульса волн напряжения массива горных пород от положительной фазы амплитуды при взрыве скважинных зарядов ВВ с разными конструкциями забойки

Абсолютные значения изменения длительности воздействия импульса волн напряжений массива горных пород в зависимости от положительной фазы амплитуды при взрыве скважинных зарядов ВВ с разными конструкциями забойки приведены в таблице.

Абсолютные значения изменения длительности воздействия импульса волн напряжений массива горных пород от амплитуды при взрыве скважинных зарядов ВВ с разными конструкциями забойки

Длительность воздействия, мс	Амплитуда положительной фазы, МПа			Амплитуда отрицательной фазы, МПа		
	Пассивная забойка	Компенсационная забойка	Активная забойка	Пассивная забойка	Компенсационная забойка	Активная забойка
2,0	5,6	12,2	15,0	–	–	–
4,0	10,0	25,0	32,5	–	–	–
6,0	5,6	25,0	42,0	–	–	–
8,0	–	10,0	30,0	2,8	5,0	7,0
10,0	–	–	15,0	5,0	8,0	12,0
12,0	–	–	–	5,0	12,0	15,0
14,0	–	–	–	3,5	8,0	12,0
16,0	–	–	–	–	5,0	8,0
18,0	–	–	–	–	–	1,8

Исследовалось изменение длительности воздействия импульса волн напряжений массива горных пород в зависимости от отрицательной фазы амплитуды при взрыве скважинных зарядов ВВ с разными конструкциями забойки. Полученные закономерности характеризуются зависимостью параболического типа (рис. 3).

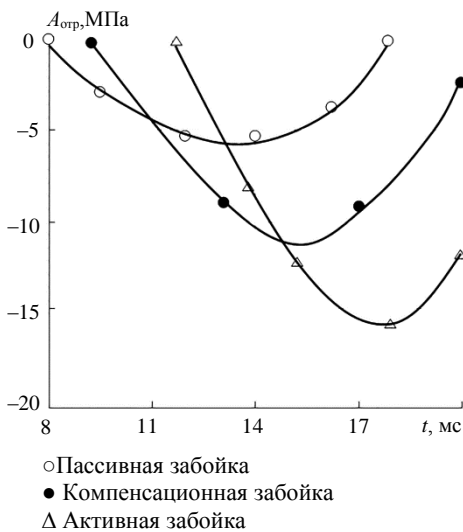


Рис. 3. Изменение длительности воздействия импульса волн напряжений массива горных пород от отрицательной фазы амплитуды при взрыве скважинных зарядов ВВ с разными конструкциями забойки

В результате исследований установлено, что начало отрицательной фазы амплитуды волн напряжений массива горных пород равно 8,0; 9,5 и 12 мс для конструкций с пассивной, компенсационной и активной забойками скважинного заряда ВВ соответственно.

Полученные зависимости показывают, что с увеличением длительности импульса от 8 до 24,5 мс отрицательная фаза амплитуды волн напряжений возрастает. Определено, что при длительности импульса, равной 14; 15,5 и 18 мс отрицательная фаза амплитуды волн напряжений принимает максимальные значения 5; 12 и 15 МПа для конструкций с пассивной, компенсационной и активной забойками скважинного заряда ВВ соответственно.

Зависимости показывают, что дальнейший рост длительности импульса

(более 14; 15,5 и 18 мс для конструкций с пассивной, компенсационной и активной забойками соответственно) сопровождается снижением отрицательной фазы амплитуды волн напряжений.

Размеры зон ослабления прочности массива горных пород определялись взрывами скважинных зарядов ВВ с разными конструкциями забойки в промышленных условиях. Исследования также проводились в порфиритизированных гранитах и известняках месторождения, разрабатываемого АО «Гранит» (Республика Узбекистан) [8].

На рис. 4 показано изменение контура зоны ослабления прочности массива горных пород взрывами скважинных зарядов ВВ с разными конструкциями забойки. Установлено, что вблизи свободной поверхности уступа при относительно большой трещиноватости массива уровень воды опускается быстрее. С увеличением расстояния в глубь массива радиус зоны ослабления прочности горных пород уменьшается, на что указывает снижение фильтрации воды как с удалением от свободной поверхности уступа, так и по глубине скважин.

Кривые зависимости водопоглощаемости массива горных пород от глубины можно разделить на четыре области, каждая из которых характеризуется определенной интенсивностью зоны ослабления прочности массива при взрыве скважинных зарядов ВВ с разными конструкциями забойки.

Исследованы закономерности изменения размеров зон ослабления массива горных пород, создаваемых физическим методом с использованием взрыва скважинных зарядов ВВ с разными конструкциями забойки, которые характеризуются прямолинейной зависимостью (рис. 5).

Таким образом, установлено, что при использовании разных конструкций забойки размеры зон ослабления массива меняются. При применении пассивной, активной и компенсационной забоек в скважинных зарядах ВВ радиус зоны ослабления массива по верхнему торцу заряда составляет 6,5; 7,0 и 8,0 м соответственно при диаметре скважинных зарядов ВВ 125 мм. При диаметре скважины 214 мм радиус зоны ослабления массива по верхнему торцу заряда составляет 11, 12 и 12,5 м для пассивной, активной и компенсационной забоек скважинных зарядов ВВ соответственно.

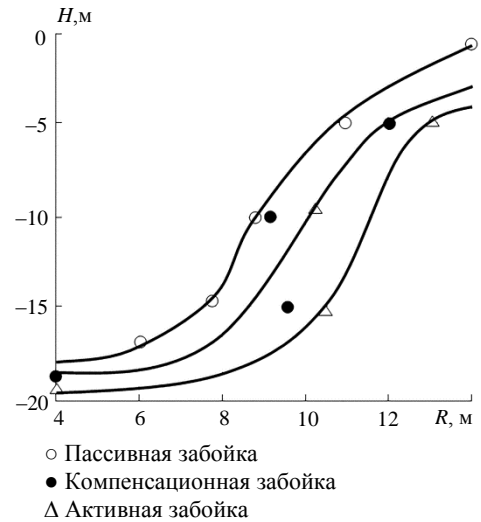


Рис. 4. Изменение контура зоны ослабления прочности горных пород взрывами скважинных зарядов ВВ с разными конструкциями забойки в глубь массива и по глубине скважины

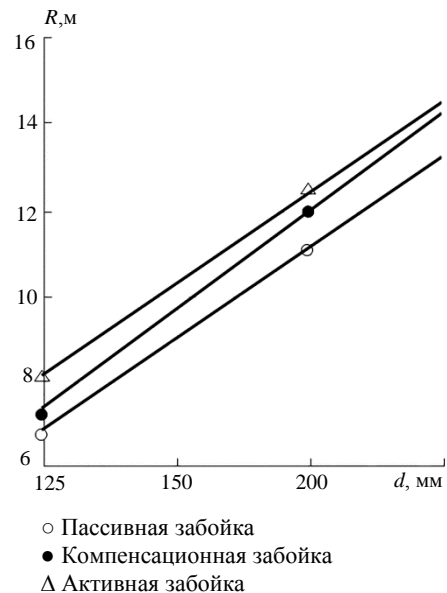


Рис. 5. Зависимость изменения размеров зон ослабления массива горных пород при взрыве скважинных зарядов ВВ с разными конструкциями забойки:
 d – диаметр скважин

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Норов Ю. Д. Исследование зон ослабления горного массива при взрыве скважинных зарядов ВВ // Научные основы управления состоянием горного массива: науч. сообщ. ин-та горного дела им. А.А.Скочинского. 1985. Вып. 235. С. 96–104.
2. Барон Л. И. Трещиноватость горных пород при взрывной отбойке. М.: Недра, 1960. 130 с.
3. Друкованый М. Ф. Методы управления взрывом на карьерах. М.: Недра, 1973. 415 с.
4. Тухташев А. Б. Обоснование и разработка конструкции скважинного заряда взрывчатых веществ с активной забойкой: дис. ... канд. техн. наук. Навои, 2011. 134 с.
5. Назаров З. С., Тураев А. С., Тухташев А. Б. и др. Методика определения скорости детонации скважинных зарядов взрывчатых веществ. Навои, 2006. 46 с.
6. Ахмеджанов Ф. Р., Алиев Н. А., Асраров Ш. А. и др. Методика определения взрывного импульса в горных породах. Навои, 2008. 59 с.
7. Норов Ю. Д., Мислибаев И. Т. Методика исследования радиусов зон ослабления горного массива при взрывании серии скважинных зарядов взрывчатых веществ. Навои, 2015. 45 с.
8. Снитка Н. П., Мислибаев И. Т. Экспериментальное обоснование параметров сетки скважин на карьерах в зоне взрывного ослабления породного массива // Горный журнал. 2016. № 2. С. 13–15.

Поступила в редакцию 12 декабря 2016 года

ROCK MASSIF STRENGTH CHANGING DEPENDING ON DOWNHOLE EXPLOSIVE CHARGES STEMMING CONSTRUCTION

Mislibaev I. T., Tukhtashev A. B., Giiazov O. M., Soliev B. Z. – Navoiy State Mining Institute, Navoiy, Republic of Uzbekistan. E-mail: i.mislibaev@nsmi.zu

Rock massif strain waves impulse exposure time changing investigations are fulfilled depending on positive and negative amplitude phase when blasting downhole explosive charges (EC) with various stemming constructions. It is stated that the beginning of rock massif strain waves negative amplitude phase is equal 8, 9.5 and 12 ms for construction with passive, compensatory and active downhole EC stemming correspondingly. Changing dependences of rock massifs weakness zones sizes are examined, created by physical method with the use of a blast from downhole EC with various stemming constructions. It is stated that with the use of various stemming constructions massif weakness zones sizes change. Thus, with the use of passive, active and compensatory stemming in downhole EC the radius of massif weakness zone along the upper face of a charge constitutes 6.5, 7 and 8 m correspondingly under downhole EC diameter 125 mm. Under the well diameter 214 mm, massif weakness zone radius along the upper face of a charge constitutes 11, 12 and 12.5 m for passive, active and compensatory downhole EC stemming correspondingly.

Key words: blasting operations; rock massif blasting weakness; blasting operations parameters; passive stemming; active stemming; compensatory stemming; weakness zones sizes; massif rock jointing.

REFERENCES

1. Norov Iu. D. [Examination of rock massif weakness zones under downhole EC blasting]. *Nauchnye osnovy upravleniia sostoianiem gornogo massiva: nauch. soobshch. in-ta gornogo dela im. A. A. Skochinskogo* [Sci. reports of scientific centre of Skochinsky Institute of Mining "Scientific fundamentals of rock massif condition control"]. 1985, issue 235, pp. 96–104. (In Russ.)
2. Baron L. I. *Treshchinovost' gornykh porod pri vzryvnoi otkoike* [Rock jointing under rock blasting]. Moscow, Nedra Publ., 1960. 130 p.
3. Drukovanyi M. F. *Metody upravleniia vzryvom na kar'erakh* [Open pit blasting control methods]. Moscow, Nedra Publ., 1973. 415 p.
4. Tukhtashev A. B. *Obosnovanie i razrabotka konstruksii skvazhinnoy zariada vzryvchatykh veshchestv s aktivnoi zaboikoi: dis. ... kand. tekhn. nauk* [Substantiation and development of downhole explosive charges with active stemming construction. Cand. eng. sci. diss.]. Navoiy, 2011. 134 p.
5. Nazarov Z. S., Turaev A. S., Tukhtashev A. B. and other. *Metodika opredeleniia skorosti detonatsii skvazhinnykh zariadov vzryvchatykh veshchestv* [Method of determinating downhole explosive charges detonation velocity]. Navoiy, 2006. 46 p.
6. Akhmedzhanov F. R., Aliev N. A., Asrarov Sh. A. and others. *Metodika opredeleniia vzryvnogo impul'sa v gornykh porodakh* [Method of determinating explosion impulse in rocks]. Navoiy, 2008. 59 p.
7. Norov Iu. D., Mislibaev I. T. *Metodika issledovaniia radiusov zon oslableniia gornogo massiva pri vzryvanii serii skvazhinnykh zariadov vzryvchatykh veshchestv* [Methods of investigating rock massif weakness zones radiuses when blasting series of charges]. Navoiy, 2015. 45 p.
8. Snitka N. P., Mislibaev I. T. [Experimental substantiation of well pattern at open pits in the zone of rock massif blasting weakness]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2016, no. 2, pp. 13–15. (In Russ.)

УДК 622.235

ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПРОВЕДЕНИЯ СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

КРАПИВИНА И. С.

На основе использования энергии взрывчатых веществ, характеристик горных пород и условий взрывания при производстве строительных горных выработок – проведении траншей глубиной до 5 м и шириной по дну до 3 м – определены зоны интенсивного дробления и оптимальные параметры буровзрывных работ скважинными зарядами эталонного и смежных диаметров в разных группах крепких горных пород и мерзлых грунтов. В статье рассмотрены варианты проведения траншей в различных сочетаниях горных пород и мерзлых и талых грунтов. Дана экономическая оценка минимизации объемов взрывааемых горных пород и мерзлых грунтов и уменьшения затрат на взрывчатые вещества. Приведены расчеты трудоемкости затрат на 100 м траншеи по объему взорванной горной массы и расходу взрывчатых веществ для разных вариантов расположения взрывных скважин в траншее. Сделаны выводы по рациональной технологии проведения траншей в крепких горных породах.

Ключевые слова: буровзрывные работы; крепкие горные породы и грунты; параметры буровзрывных работ; строительные горные выработки; методы проведения траншей; трудоемкость затрат.

Установлено, что стоимость цикла буровзрывных работ (БВР) по крепким горным породам и мерзлым грунтам составляет 35–50 % от общей стоимости проведения строительных горных выработок (СГВ) – траншей. Это обуславливает актуальность совершенствования БВР, что окажет большое влияние на качественную проработку траншей и на экономическую составляющую их проведения. Снижение затрат на буровзрывные работы, стремление к минимизации объемов взрывных работ и объема извлекаемой из траншеи взорванной горной массы при обязательном соблюдении проектных параметров траншеи – глубине H и ширине по дну B_d – является основной экономической целью.

Для реализации этой экономической цели предложена и детально разработана методика определения рациональных параметров БВР при проведении траншей с позиции взрывного интенсивного дробления горных пород в ближней зоне взрывных скважин на основе использования энергии взрывчатых веществ (плотности и энергоемкости), учета характеристик горных пород (их пределов на сжатие и скалывание), условий взрывания – «зажима» пород (K_3), факторов «глубины» (K_r) и совместного взаимодействия ($K_{вз}$) зарядов ВВ [1, 2].

При разработке данной методики все крепкие горные породы согласно принятой классификации М. М. Протодяконова были распределены на пять групп:

1-я – I и II – в высшей степени и очень крепкие породы (диабаз, габбро и кварцит с коэффициентом крепости $f = 14-20$);

2-я – III – крепкие породы (диорит, гранит с $f = 10-14$);

3-я – IIIa – крепкие породы (известняк, доломит с $f = 8-10$);

4-я – IV – довольно крепкие породы (песчаник с $f = 6-8$);

5-я – IVa – довольно крепкие породы (сланцы с $f = 4-6$).

В зависимости от характеристик взрывчатых веществ и горных пород, диаметра взрывных выработок (скважин) и условий взрывания определены радиусы R_i

и зоны B_i интенсивного дробления для эталонного (110 мм) диаметра и смежных (93, 130 и 150 мм) диаметров скважин, а с учетом коэффициентов зажима K_z , глубины K_r и совместного взаимодействия $K_{вз}$ зарядов определены параметры буровзрывных работ при одно-, двух- и трехрядном продольном расположении в траншее скважинных зарядов эталонного (110 мм) и смежных диаметров [2].

Таблица 1

Трудоёмкость затрат по объёму горной массы, м³/100 м длины траншеи

Горные породы (группы)	H, м	Варианты расположения скважин в траншее							
		I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII
		Ø = 110 мм		Ø = 130 мм		Ø = 110 мм		Ø = 130 мм	
		$l_{пер} = 0$	$l_{пер} = max$	$l_{пер} = 0$	$l_{пер} = max$	$l_{пер} = 0$	$l_{пер} = max$	$l_{пер} = 0$	$l_{пер} = max$
1 (I, II)	1	93,3	93,0	117,5	172,5	193,3	236,6	262,1	501,9
	2	260,0	487,7	310,5	699,6	501,8	909,0	668,5	1208,7
	3	487,7	799,0	699,6	996,8	909,0	1439,9	1208,7	1954,2
	4	764,5	1275,1	902,4	1465,5	1319,3	2241,2	1784,1	2847,1
	5	1067,2	1911,4	1265,0	2192,2	1894,3	2890,4	2489,2	4082,4
2 (III)	1	106,6	210,0	131,9	219,7	226,6	426,8	301,9	585,1
	2	307,0	505,0	429,3	706,5	596,7	1126,2	798,2	1503,7
	3	505,0	1064,6	706,5	1257,3	1126,2	1874,2	1503,7	2467,3
	4	947,9	2098,1	1110,2	1829,9	1707,6	2737,5	2229,7	3534,3
	5	1369,6	2432,4	1571,9	8410,4	2369,9	4078,4	3311,5	5160,1
3 (IIIa)	1	111,8	217,8	137,3	254,9	236,3	279,2	326,9	609,4
	2	328,4	616,3	387,0	721,1	543,6	1016,2	847,3	1516,9
	3	616,3	1106,4	721,1	1278,6	1016,2	1952,8	1516,9	2574,0
	4	970,1	1636,2	1129,3	1882,2	1752,6	2849,7	2512,6	3673,1
	5	1393,9	2000,0	1620,0	2855,0	2466,9	4223,3	3197,6	5338,2
4 (IV)	1	131,2	270,3	156,4	307,0	286,0	438,6	386,5	726,0
	2	395,8	732,2	455,7	838,2	794,8	1391,8	1036,6	1796,4
	3	732,2	1319,0	838,2	1506,4	1391,8	2382,1	1796,4	3758,0
	4	1182,4	2010,1	1364,3	2314,1	2143,4	3469,1	2787,6	4603,9
	5	2013,6	3043,6	1959,4	3427,5	3012,7	5040,0	3957,9	6155,0
5 (IVa)	1	146,4	299,4	212,9	343,9	326,4	651,5	446,5	1057,7
	2	425,8	809,0	505,6	958,0	876,2	1588,7	1176,6	2156,9
	3	809,0	1401,1	958,0	1636,3	1588,7	2590,6	2156,9	4176,9
	4	1264,3	2144,5	1482,1	2479,1	2365,2	3819,4	3261,2	5058,0
	5	1836,4	3219,2	2135,9	3671,0	3087,7	5564,2	4460,9	7250,3

Предложенные параметры БВР по крепким горным породам действительны и для мерзлых грунтов, разрабатываемых с помощью взрыва, крепость которых достигает 6–8 по шкале М. М. Протодяконова, т. е. для них приемлемы параметры БВР, соответствующие IIIa и IV степеням крепости горных пород.

Такие параметры БВР обеспечивают рациональную разработку траншеи любой глубины (от 1 до 5 м) по любым крепким горным породам и мерзлым грунтам при разных способах проведения траншей – раздельном или совместном.

При разработке параметров БВР для крепких горных пород соблюдены условия: при глубине скважины $H = 1-2$ м длина заряда не должна быть больше половины скважины; при глубине скважины $H > 2$ м длина забойки не должна быть меньше 12–15 диаметров скважин. Соблюдение этих условий необходимо, чтобы не допустить излишнего разлета взорванной горной массы, особенно в стесненных условиях взрыва.

Сравниваемыми вариантами проведения СГВ (траншей) выбраны следующие:

- по технологии разработки талых и мерзлых грунтов, мерзлых грунтов и горных пород;
- по послышной разработке или на всю глубину траншеи;
- по разработке узких и широких траншей;
- по одно-, двух- и трехрядному продольному расположению скважинных зарядов ВВ;
- по применению разных типов предохранительных укрытий;
- по использованию различных мер по снижению или локализации негативных действий взрыва.

При определении экономической эффективности рассматриваемых вариантов в первую очередь исходили из определения экономии эксплуатационных затрат, расчет которой проводится по формуле:

$$\Delta = (C_1 - C_2)Q,$$

где C_1 и C_2 – существующая и предлагаемая себестоимость соответственно; Q – объем производства.

Исходя из типов заложения талых и мерзлых грунтов и горных пород выбраны рациональные схемы проведения траншей [3].

При заложении только мягких пород (грунтов) разработка производится без буровзрывных работ и не представляет трудности, поэтому в данной статье не рассматривается.

При разработке только мерзлых грунтов ввиду ограниченной глубины промерзания грунтов (до 2–3 м) принимается однослойная схема.

Раздельная (послышная) разработка мягких (талых) или мерзлых грунтов и крепких горных пород является классической схемой.

Наиболее приемлема совместная, на всю глубину траншеи, разработка всех вмещающих пород, которая по сравнению с раздельной дает сравнительно больший экономический эффект за счет упрощения технологического процесса проведения траншей и значительного уменьшения объема извлекаемой из траншеи горной массы.

При наличии в верхней части траншеи мягких (талых) грунтов затраты при совместной разработке значительно уменьшаются за счет частичного или полного использования мягких грунтов в качестве предохранительных укрытий для уменьшения разлета взорванных крепких горных пород нижнего слоя вместо применения специальных дорогостоящих предохранительных укрытий. Подобную, но менее эффективную работу взрыва частично можно рассматривать при разработке вмещающих горных пород (мерзлых грунтов и крепких горных пород).

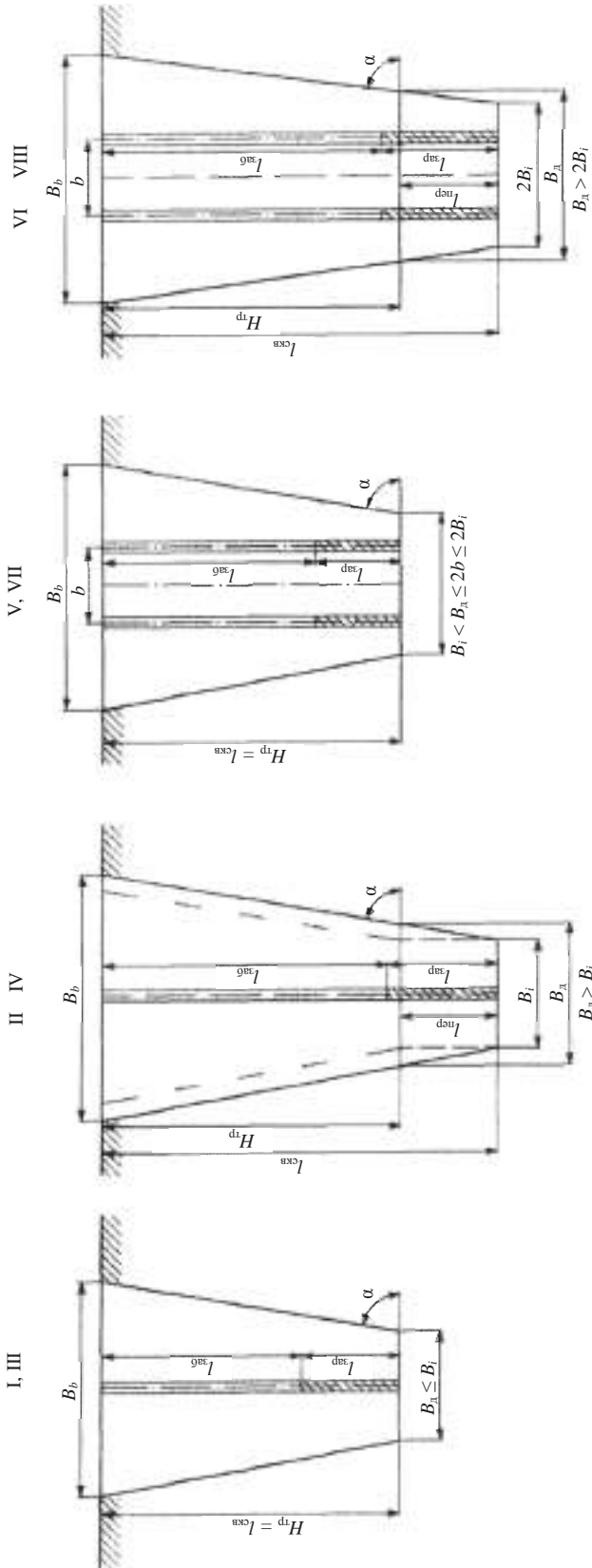


Рис. 1. Варианты расположения скважинных зарядов в граншеях

Исходя из приведенных условий экономическая эффективность, р., для наиболее широко распространенного варианта заложения пород – мягкие грунты и крепкие горные породы – выражается следующей зависимостью:

$$\Xi = Z_{\text{разд}} - Z_{\text{совм}}, \quad (1)$$

где $Z_{\text{разд}}$, $Z_{\text{совм}}$ – общие затраты при раздельной и совместной разработке вмещающих грунтов и крепких горных пород, или

$$\Xi = (C_1 V_{\text{т.г.}} + C_2 V_{\text{г.п.}} + C_3 N_1 + Z_{\text{укр}} + C_{\text{ВВ}} Q_1) - (C_4 V_{\text{т.р.}} + C_3 N_2 + C_{\text{ВВ}} Q_2),$$

где C_1 , C_2 и C_4 – затраты на экскавацию талых, крепких горных пород и их комбинации, р.; C_3 – затраты на бурение 1 м³ по крепким горным породам, р.; $C_{\text{ВВ}}$ – стоимость взрывания 1 кг ВВ, р.; Q_1 , Q_2 – расход ВВ при раздельной и совместной разработке, кг; $V_{\text{т.г.}}$, $V_{\text{г.п.}}$ и $V_{\text{т.р.}}$ – объем талых грунтов, крепких горных пород и их комбинации, м³; N_1 , N_2 – объем бурения при раздельной и совместной разработке, м³; $Z_{\text{укр}}$ – затраты на применение предохранительных укрытий, р.

При раздельной разработке увеличивается объем земляных работ за счет расширения траншеи с целью размещения на дне верхнего слоя оборудования для обустройства нижнего слоя.

Приведенная зависимость (1) справедлива и для мерзлых грунтов, и для крепких горных пород.

В холодный период года при разработке мерзлых грунтов под слоем талых грунтов рационально выбирать глубину бурения взрывных скважин до контакта промерзания.

При использовании в соответствии с Техническими правилами ведения взрывных работ (бывший трест «Союзвзрывпром») недобура мерзлых грунтов и при размещении взрывчатых веществ в талом нижнем слое грунтов (опыт бывшего Челябинского управления буровзрывных работ треста «Южуралспецстрой») определены следующие недостатки: неполная проработка мерзлого слоя, что приводит к дополнительному применению механического способа и увеличению общих затрат в первом случае и значительному увеличению расхода дорогостоящих взрывчатых материалов, увеличению затрат на взрывные работы и на предотвращение увеличенного разлета взорванного мерзлого грунта, особенно нежелательного в стесненных условиях во втором случае.

Поэтому в принятом варианте бурения до контакта промерзания за счет дальнейшего замерзания дна скважины создаются условия эффективного действия взрыва, нормального разрыхления мерзлого грунта при оптимальном расходе взрывчатых материалов, особенно ценной является *минимизация объема рыхления мерзлых грунтов*.

Таким образом, экономическая эффективность складывается из экономии ВВ, уменьшения объема взорванной горной массы и ликвидации малопроизводительных работ по зачистке остатков мерзлых грунтов:

$$\Delta Z = Z_2 - Z_1,$$

где ΔZ – экономия затрат на разработку мерзлого грунта, р.; Z_1 , Z_2 – затраты эталонного ($l_{\text{СКВ}} = H_{\text{м.г.}}$, $H_{\text{м.г.}}$ – толщина слоя мерзлого грунта) и других вариантов ($l_{\text{СКВ}} > H_{\text{м.г.}}$, $l_{\text{СКВ}} < H_{\text{м.г.}}$), р.

В нормативных документах по взрывному делу отражены в основном технологические параметры буровзрывных работ для карьерных условий и в меньшей степени – для строительства земляных выработок. Экономические показатели ввиду резких изменений стоимости материалов, оборудования и курса рубля и доллара мало приемлемы для расчета экономической эффективности того или иного метода проведения строительных горных выработок (траншей).

В нормативном источнике Госстроя России «Государственные элементные сметные нормы на строительные работы ГЭСН-2001-03. Сборник № 3 «Буровзрывные работы». М.: Госстрой России, 2001., предназначенном для определения потребности в ресурсах (затраты труда рабочих, строительные машины, материалы), приведены экономические показатели по затратам рабочей силы (человеко-час), оборудования (машино-час) и материалов на 100 м³ горных пород, взорванных скважинными зарядами в траншеях шириной по дну $B_d = 1-1,5$ м и $B_d = 1,5-3,0$ м (таблицы ГЭСН 03-02-001 и ГЭСН 03-02-002 соответственно), что дает возможность сравнивать варианты методов проведения строительных

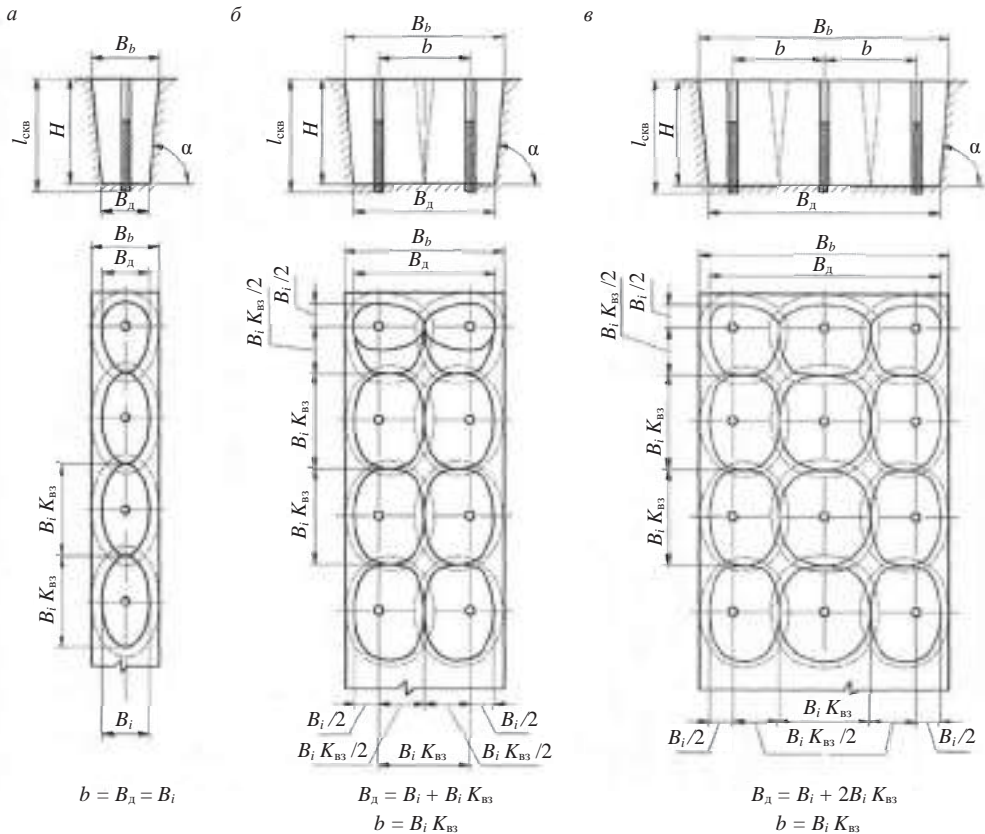


Рис. 2. Расположение скважинных зарядов в траншеях:

а – однорядное продольное, б – двухрядное продольное, в – трехрядное продольное

горных выработок – траншей. Однако для этого необходим перерасчет по трудоемкости со 100 м³ горной массы на единицу длины траншеи, так как указанный в расценках измеритель в кубических метрах не характерен для траншей с разными глубинами H и откосами α из-за равнозначности объемов горных пород при разных длинах траншей.

На основе рекомендуемых параметров буровзрывных работ ($d_{\text{скв}} = 110$ мм, $d_{\text{скв}} = 130$ мм), и таблиц ГЭСН 03-02-001 и ГЭСН 03-02-002 сборника № 3 БВР проведен перерасчет затрат по трудоемкости в машино-часах со 100 м^3 горных пород на 100 м траншеи.

На основании расчетных данных со 100 м^3 горной массы на 100 м длины траншеи рассчитана трудоемкость затрат при проведении траншеи по 5-и группам горных пород глубиной от $1,0$ до $5,0 \text{ м}$ при ширине траншеи от $0,5$ до $3,0 \text{ м}$ по объемам горной массы $V, \text{ м}^3$, и расходу взрывчатых веществ $Q, \text{ кг}$.

Таблица 2

Затраты по расходу взрывчатых материалов, кг/100 м длины траншеи

Горные породы (группы)	H, м	Варианты расположения скважин в траншее							
		I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII
		$\varnothing = 110 \text{ мм}$		$\varnothing = 130 \text{ мм}$		$\varnothing = 110 \text{ мм}$		$\varnothing = 130 \text{ мм}$	
		$l_{\text{пер}} = 0$	$l_{\text{пер}} = \text{max}$	$l_{\text{пер}} = 0$	$l_{\text{пер}} = \text{max}$	$l_{\text{пер}} = 0$	$l_{\text{пер}} = \text{max}$	$l_{\text{пер}} = 0$	$l_{\text{пер}} = \text{max}$
1 (I, II)	1	419,9	339,5	528,8	569,3	753,9	709,8	891,1	1330,0
	2	728,0	975,4	838,4	1189,3	1179,2	1545,3	1437,3	1813,1
	3	975,4	1398,2	1189,3	1744,4	1545,3	2087,9	1933,9	2835,9
	4	1376,1	1512,7	1890,2	2198,3	1979,0	3137,7	2675,2	3986,0
	5	1600,8	2198,1	1897,5	2521,0	2465,6	2890,4	3236	4082,4
2 (III)	1	383,8	493,5	441,9	582,2	679,8	981,6	784,9	994,7
	2	660,1	782,8	837,1	883,1	1074,1	1464,1	1237,2	1503,7
	3	752,8	1437,2	883,1	1571,6	1464,1	2342,8	1503,7	2467,3
	4	1327,1	2307,9	1387,8	2104,4	1963,7	2600,6	2341,2	3357,6
	5	1643,5	2189,2	1807,7	2169,4	2369,9	3058,8	3145,9	3870,0
3 (IIIa)	1	352,2	479,2	411,9	535,3	638,0	600,3	702,8	975,0
	2	591,1	832,0	657,9	739,6	869,8	1219,4	1143,9	1516,9
	3	832,0	1272,4	739,6	1406,5	1219,4	1952,8	1516,9	2369,1
	4	1164,1	1636,2	1298,7	1882,2	1840,2	2422,2	2638,2	3122,1
	5	1463,6	1600,0	1863,0	2284,0	2220,2	2956,3	2877,8	3735,7
4 (IV)	1	255,8	364,9	305,0	429,8	472,4	614,0	579,7	1016,4
	2	475,0	622,4	546,8	712,5	874,3	1043,8	1140,3	1257,5
	3	622,4	989,2	712,5	1059,7	1043,8	1867,5	1257,5	2630,6
	4	886,8	1266,4	1023,2	1457,9	1393,2	1630,5	1811,9	2163,8
	5	1308,8	1521,8	1273,6	1713,7	1657,0	2016,0	2176,8	2462,0
5 (IVa)	1	241,6	314,4	351,3	481,5	440,6	651,5	491,2	634,6
	2	447,1	606,8	505,6	622,7	701,0	953,2	823,6	970,6
	3	606,8	882,7	622,7	1030,9	953,2	1217,6	970,6	1670,8
	4	821,8	1072,3	963,4	1239,6	1182,6	1527,6	1532,8	2023,2
	5	1010,0	1287,7	1174,7	1468,4	1389,5	1780,5	2791,7	2320,0

Для разных вариантов расположения в траншее взрывных скважин (рис. 1, 2) диаметром 110 и 130 мм с нулевым и максимальным перебором проведены расчеты по трудоемкости затрат на 100 м длины траншеи по количеству взрывных скважин и расходу бурения; по объему взорванной горной массы и расходу взрывчатых веществ.

Учитывая основную экономическую цель при проведении строительных горных выработок (траншей), в качестве примера приводятся сравнительные данные по объему горной массы (табл. 1) и по расходу взрывчатых материалов (табл. 2).

Итак, при ширине траншеи по дну, равной или меньшей зоны интенсивного дробления, $B_d \leq B_i$, целесообразно применять только однорядное продольное расположение скважинных зарядов диаметром 110 или 130 мм, без перебура, т. е. $l_{скв} = H_{тр}$ (варианты I, III).

При ширине траншеи по дну, превышающей зону интенсивного дробления, $B_d > B_i$, однорядное продольное расположение скважинных зарядов диаметром 110 или 130 мм возможно с учетом перебура скважин $l_{пер}$ от минимальных до максимальных значений для достижения проектных данных по ширине траншеи по дну B_d на уровне проектной глубины траншеи $H_{тр}$ – вариант II для диаметра скважин 110 мм и вариант IV – для диаметра скважин 130 мм.

При дальнейшем превышении ширины траншеи B_d зоны интенсивного дробления B_i целесообразно применить двухрядное продольное расположение скважинных зарядов диаметром 110 или 130 мм без перебура (варианты V и VII соответственно) при условии $B_i < B_d \leq 2b \leq 2B_i$, где b – расстояние между продольными рядами, и с перебурами $l_{пер}$ при условии $B_d > b$, но меньше двукратного значения зоны интенсивного дробления ($2B_i$) – вариант VI для диаметра 110 мм и вариант VIII для диаметра 130 мм.

При проведении в особо крепких породах мелких траншей ($H_{тр} < 2,0$ м), но широких по дну ($B_d > 2,0-2,5$ м) экономически целесообразно увеличить количество продольных рядов скважин до 3–4-х без перебура или с перебуrom.

Наиболее экономически выгодно применять однорядное продольное расположение скважинных зарядов без перебуров, изменяя диаметр скважин с эталонного 110 мм на смежные, равные 130 или 150 мм.

Увеличение глубины скважины $l_{скв}$ больше глубины траншеи $H_{тр}$ приводит к увеличению объема траншеи $V_{тр}$, к увеличению трудоемкости и затрат на рыхление горной массы, на ее экскавацию, перевалку или транспортирование, на обратную засыпку и расход дорогостоящих взрывчатых материалов на взрывное рыхление крепких горных пород, а в зимний период – и мерзлых грунтов.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Крапивина И. С. Методическое обоснование выбора эффективных рациональных параметров буровзрывных работ при проведении строительных горных выработок // Уральская горная школа – регионам: матер. междунар. науч.-практ. конф. Екатеринбург, 2016. С. 594–595.
2. Крапивина И. С., Берсенов Г. П. Методика выбора эффективных параметров буровзрывных работ при проведении строительных горных выработок // Технология и безопасность взрывных работ: матер. науч.-техн. конф. Екатеринбург, 2016. С. 66–73.
3. Крапивина И. С. Методика определения рациональных параметров буровзрывных работ при проведении траншей // Изв. вузов. Горный журнал. 2015. № 1. С. 102–108.

Поступила в редакцию 22 декабря 2016 года

ECONOMIC ASPECTS OF CONSTRUCTIVE MINE WORKINGS

Krapivina I. S. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: victoria508@mail.ru

On the basis of explosives energy use, rock characteristics and blasting conditions under the fulfillment of constructive mine workings (driving trenches up to 5 m depth and bottom width up to 3 m), zones of intensive drilling are determined as well as optimal parameters of drilling and blasting with downhole charges of reference and related diameter in various groups of hard rock and frozen ground. The article examines variants of trenches in various combinations of rock, frozen and thawed ground. Economic estimation is given to miniaturization of blasted rocks and frozen ground, and reduction of expenses for explosives. Calculations are made of labour intensity for 100 m of trench over the bulk of the exploded rock mass and explosives consumption for different variants of explosives arrangement in a trench. Conclusions are made about rational technology of driving trenches in hard rocks.

Key words: drilling and blasting operations; hard rocks and grounds; drilling and blasting parameters; constructive mine workings; trenches; labour intensity; methods of trenches driving.

REFERENCES

1. Krapivina I. S. [Methodical substantiation of the choice of efficient rational parameters of drilling and blasting operations under the fulfillment of constructive mine workings]. *Ural'skaia gornaia shkola – regionam: mater. mezhdunar. nauch.-prakt. konf.* [Proc. of the Int. Research-to-Pract. Conf. “From the Urals mining school – to the regions”]. Ekaterinburg, 2016, pp. 594–595. (In Russ.)
 2. Krapivina I. S., Bersenev G. P. [Methods of choosing efficient parameters of drilling and blasting operations under the fulfillment of constructive mine workings]. *Tekhnologiia i bezopasnost' vzryvnykh robot: mater. nauch.-tekhn. konf.* [Proc. of Sci.-Techn. Conf. “Technology and safety of blasting operations”]. Ekaterinburg, 2016, pp. 66–73. (In Russ.)
 3. Krapivina I. S. [Method of determining rational parameters of blasting during trench works]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2015, no. 1, pp. 102–108. (In Russ.)
-

МЕХАНИЗАЦИЯ ГОРНЫХ РАБОТ. ГОРНЫЕ МАШИНЫ И КОМПЛЕКСЫ

УДК 669.18

УСТРОЙСТВО ДЛЯ КРЕПЛЕНИЯ РЕЗЦА НА ИСПОЛНИТЕЛЬНОМ ОРГАНЕ ГОРНОГО КОМБАЙНА

СТАРКОВ Л. И., ШИШЛЯННИКОВ Д. И., МАКСИМОВ А. Б.

Выполнен анализ факторов, определяющих снижение эффективности процесса разрушения горных массивов резами проходческих и очистных комбайнов. Указывается, что наиболее частой причиной отказов породоразрушающего инструмента горных комбайнов является абразивный износ головной части державки и потеря твердосплавной вставки вследствие действия значительных боковых нагрузок на державки резцов. Описана конструкция и принцип действия устройства для крепления резца на исполнительном органе горного комбайна, обеспечивающего автоматическую самоустановку корпуса резцедержателя с резцом в процессе разрушения массива горной породы, что позволяет осуществлятьрезы без отклонений вдоль всех линий намеченной схемы разрушения. Предложенные технические решения обеспечивают снижение энергоемкости процесса разрушения массива и увеличение срока службы резцов проходческих и очистных комбайнов.

Ключевые слова: *резец; резцедержатель; автоматическая самоустановка; горный комбайн; исполнительный орган; повышение эффективности резания; увеличение наработки.*

На предприятиях, осуществляющих ведение подземных горных работ, широкое применение нашли проходческие и очистные комбайны, оснащенные исполнительными органами режущего типа. Факторами, влияющими на эффективность процесса разрушения породных массивов и определяющими производительность горных комбайнов, являются технический уровень и совершенство конструкции используемого резового инструмента. Качество применяемых резцов как прямо (через стоимость инструмента), так и косвенно (через затраты времени на их замену, снижение ресурса элементов трансмиссии, приводов и других узлов комбайна) влияет на стоимость проведения горных выработок. Эксплуатация резцов с нарушенным состоянием приводит к увеличению силовых и энергетических показателей процесса разрушения горных пород. Затраты на замену режущего инструмента в зависимости от крепости и абразивности разрушаемой породы могут достигать до 30 % от общей стоимости работ по проведению выработок [1].

Большая часть проходческих и выемочных работ с использованием механизированных комбайновых комплексов реализуется по породам средней крепости и абразивности [2]. Резцы комбайнов движутся в пространстве по сложным криво-

Старков Леонид Иванович – кандидат технических наук, доцент кафедры горной электромеханики. 614990, г. Пермь, Комсомольский просп., 29, Пермский национальный исследовательский политехнический университет. E-mail: mec@pstu.ru

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

Максимов Алексей Борисович – аспирант кафедры горной электромеханики. 614990, г. Пермь, Комсомольский просп., 29, Пермский национальный исследовательский политехнический университет. E-mail: maksimov.aleksey.9858975@gmail.com

линейным траекториям, параметры которых определяются кинематикой и характеристиками приводов исполнительных органов. При этом резцы и резцедержатели в процессе разрушения горного массива не изменяют свое положение относительно первоначально заданного положения на исполнительном органе. Жесткое крепление и криволинейная траектория движения обуславливают увеличение площади контакта головных частей резцов и разрушаемой горной породы, что приводит к значительному нарастанию боковых нагрузок на державки резца и определяет повышение интенсивности процесса абразивного износа головных частей державок.

Опыт эксплуатации резцов проходческих и очистных комбайнов показывает, что в большинстве случаев причиной потери работоспособности резцов является изнашивание головных частей державок, сопровождающееся выламыванием твердосплавных вставок. Преждевременный износ державок резцов по отношению к их твердосплавным вставкам приводит к неполному расходу ресурса породоразрушающего инструмента [3]. Последствиями значительных изгибающих напряжений являются нерациональный процесс резания и увеличение энергоемкости разрушения горного массива.

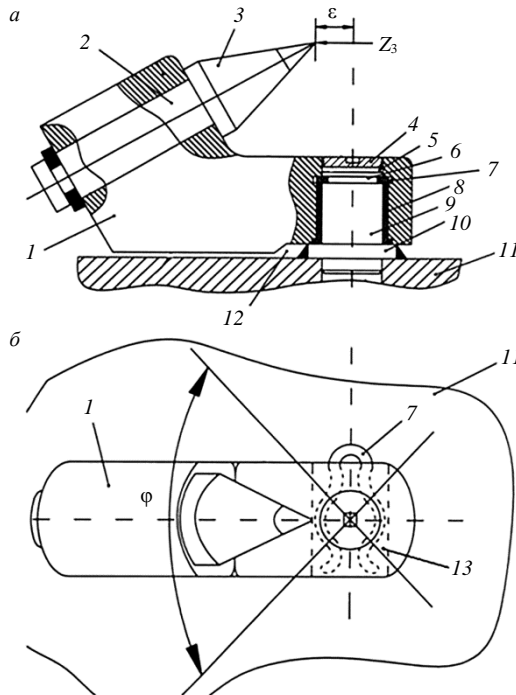


Рис. 1. Принципиальная схема устройства для крепления тангенциального поворотного резца на исполнительном органе комбайна:
а – вид сбоку; б – вид сверху

Увеличение ресурса породоразрушающего инструмента горных комбайнов и снижение удельных энергозатрат процесса резания горных пород возможно посредством использования резцедержателей, обеспечивающих подвижность резцов относительно исполнительного органа горной машины и их автоматическую самоустановку в соответствии с заданной линией резания.

Авторами предложено устройство [4] для крепления резца на исполнительном органе горного комбайна (рис. 1), состоящее из монолитного корпуса резцедержа-

теля 1, в котором выполнено сквозное отверстие 2 под закрепленный резец 3. В выступающей перед резцом части резцедержателя выполнено вертикальное отверстие 5, в которое запрессовывается втулка 8 из антифрикционного материала. Для предотвращения попадания кусков породы в процессе резания отверстие 5 сверху закрыто заглушкой 4. В сквозное отверстие 5 через втулку 8 вставлена ось 9 переменного сечения: горизонтальная составляющая оси выполнена в виде шайбы 10 и является упором, над которым выполнена проточка 6 под пружинную чеку-фиксатор 7. Фиксатор 7 вставляется в пазы 13 корпуса резцедержателя 1. Упор 10 оси 9 жестко крепится к исполнительному органу 11 комбайна сваркой и образует зазор 12 между исполнительным органом 11 и корпусом резцедержателя 1.

Резец 3 устанавливается в резцедержатель 1 таким образом, что вершина режущей кромки смещена относительно линии симметрии оси 9 на величину эксцентриситета ϵ . Конструкция устройства обеспечивает поворот корпуса резцедержателя 1 в процессе работы относительно оси 9 на угол φ для реализации автоматической самоустановки породоразрушающего инструмента.

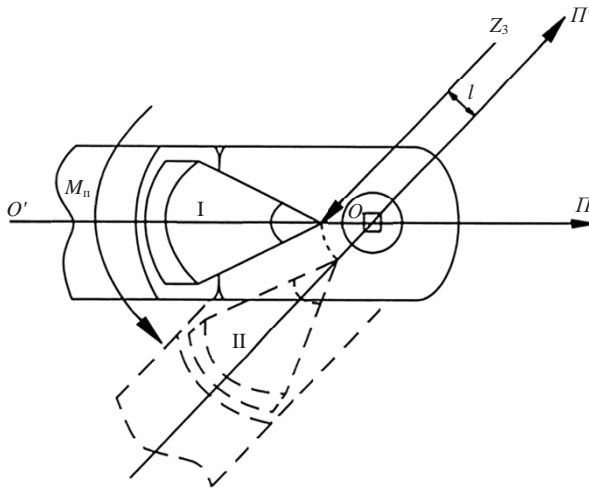


Рис. 2. Схема автоматической самоустановки резца при работе горного комбайна

Устройство работает следующим образом (рис. 2). После компоновки устройства горный комбайн подается на забой. При этом корпус резцедержателя зафиксирован в первоначальном положении I пружинной чекой-фиксатором на оси $O-O'$, а исполнительный орган комбайна – в положении, указанном стрелкой II. В момент взаимодействия режущей кромки резца с горной породой и подачи исполнительного органа комбайна по направлению стрелки $П'$ появляется усилие резания Z_3 . Наличие эксцентриситета ϵ режущей кромки резца относительно оси обуславливает возникновение момента поворота, равного $M_{\text{п}} = Z_3 l$. Под действием момента $M_{\text{п}}$ корпус резцедержателя с закрепленным резцом поворачивается относительно оси на угол φ в положение II вдоль линии действия силы резания Z_3 по направлению стрелки $П'$. Таким образом, реализуется автоматическая самоустановка резца в процессе разрушения горной породы, обеспечивается разрушение массива твердосплавной вставкой резца при минимальных боковых нагрузках на головную часть державки.

В случае, если исполнительный орган горного комбайна отходит от забоя для смены траектории движения или прекращения работ, корпус резцедержателя с резцом возвращается в исходное положение I под действием чеки-фиксатора.

Предложенное устройство может быть использовано для крепления на исполнительных органах горных комбайнов как тангенциальных (рис. 1), так и радиальных резцов (рис. 3).

Существенный эффект от внедрения разработки может быть достигнут при установке предлагаемых устройств крепления резцов на стреловидные исполнительные органы проходческих комбайнов, резцы которых в процессе разрушения горных пород (крепостью до 8 по шкале М. М. Протодяконова) имеют сложные циклоидные траектории движения. В процессе разрушения массива стреловидные исполнительные органы горных комбайнов помимо вращательного движения обеспечивают перемещение резцов вдоль плоскости забоя и осуществление зарубки, при этом жестко установленные резцы подвергаются значительным боковым нагрузкам и интенсивному абразивному износу.

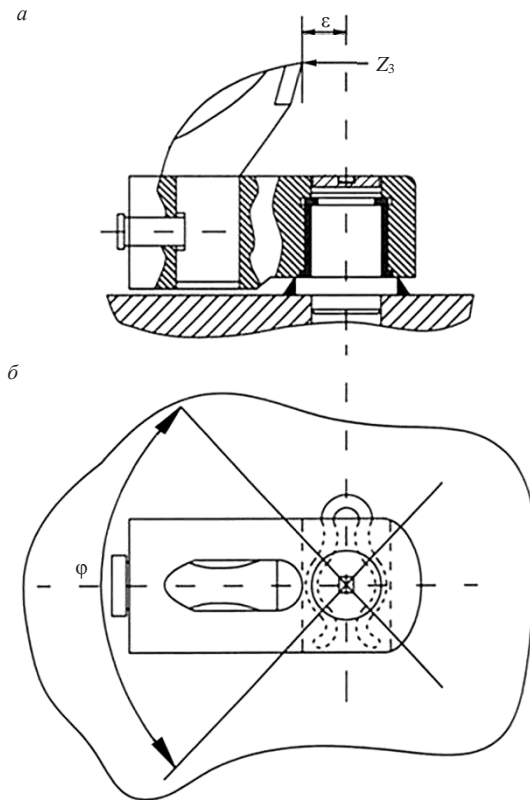


Рис. 3. Принципиальная схема устройства для крепления радиального резца на исполнительном органе горного комбайна:
а – вид сбоку; б – вид сверху

Перспективным является применение предлагаемых устройств крепления резцового инструмента на планетарно-дисковых исполнительных органах, обеспечивающих разрушение массива резами, параметры и направление которых существенно изменяются в зависимости от угла поворота резцовых дисков [5].

Использование предложенного устройства обеспечивает воздействие резца на горную породу по строго заданной линии резания, реализуя тем самым рациональные режимы разрушения и исключая боковые изгибающие нагрузки на головку резца. При этом снижается энергоемкость процесса разрушения, увеличивается работоспособность и ресурс резцов и резцедержателей горных комбайнов.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Леванковский Л. А., Глатман Л. Б. Анализ и оценка влияния основных факторов и условий на износ поворотных резцов при работе проходческих комбайнов // Разрушение горных пород и композиционных материалов поворотными резцами: сб. научных трудов. М.: АГН, 1998. Вып. 1. С. 81–109.
2. Чупин С. А., Болобов В. И., Максимов А. Б. Исследование влияния термомеханической обработки материала державок поворотных резцов на его твердость // Горное оборудование и электромеханика. 2016. № 9. С. 38–41.
3. Чупин С. А. Повышение износостойкости поворотных резцов проходческих комбайнов для проведения выработок по породам средней крепости: дис. ... канд. техн. наук. СПб., 2016. 162 с.
4. Устройство для крепления резца на исполнительном органе горной машины: пат. 2602435 Рос. Федерация. № 2015142649/03; заявл. 07.10.2015; опубл. 20.11.2016. Бюл. № 32. 12 с.
5. Бувевич В. В., Чекмасов Н. В., Шишлинников Д. И., Габов В. В. Совершенствование исполнительных органов проходческо-очистных комбайнов «Урал» // Горный журнал. 2016. № 4. С. 52–55.

Поступила в редакцию 12 декабря 2016 года

CUTTER MOUNTING DEVICE IN THE EXECUTIVE DEVICE OF A CONTINUOUS MINER

Starkov L. I., Shishliannikov D. I., Maksimov A. B. – Perm National Research Polytechnic University, Perm, the Russian Federation. E-mail: mec@pstu.ru

The analysis of factors is fulfilled, which determine degradation of rock massifs breaking process with the cutters of heading machines and winning machines. It is indicated that the most frequent reason for rock-breaking tool of continuous miners' failure is abrasive wear of the holder's head and the loss of the hard alloy insert as the result of the action of significant side loads on the cutters holders. The construction and the principle of action are described for the cutter mounting device in the executive device of a continuous miner, which provides automated self-adjustment of the cutter support body with the cutter in the process of rock massif breaking; this allows cutting without deviation along all the lines of the designed breaking scheme. Suggested engineering solutions provide the decline in the massif breaking process energy capacity and heading and winning machines cutters service life increase.

Key words: cutter; cutter holder; automated self-adjustment; continuous miner; executive device; cutting efficiency improvement; operating hours increase.

REFERENCES

1. Levankovskii L. A., Glatman L. B. [Analysis and estimation of the main factors and conditions influence on the deterioration of rotating cutters during the work of heading machines]. *Razrushenie gornykh porod i kompozitsionnykh materialov povorotnymi reztsami: sb. nauch. tr.* [Collected papers "Rock and composite materials breaking with rotating cutters"]. Moscow, AGN Publ., 1998, issue 1, pp. 81–109. (In Russ.)
2. Chupin S. A., Bolobov V. I., Maksimov A. B. [Examination of rotating cutters holders material thermomechanical processing influence on the material hardness]. *Gornoe oborudovanie i elektromekhanika – Mining Equipment and Electromechanics*, 2016, no. 9, pp. 38–41. (In Russ.)
3. Chupin S. A. *Povyshenie iznosostoikosti povorotnykh reztsov prokhodcheskikh kombainov dlia provedeniia vyrabotok po porodam srednei kreposti: dis. ... kand. tekhn. nauk* [Heading machines rotating cutters durability improvement to drive workings over medium-hard rocks. Cand. eng. sci. diss.]. St. Petersburg, 2016. 162 p.
4. Starkov L. I., Makarova L. E., Trifanov M. G., Shishliannikov D. I., Lauk V. V. *Ustroistvo dlia krepneniia reztsa na ispolnitel'nom organe gornoj mashiny* [Cutter mounting device at a continuous miner executive device]. Patent RF, no. 2602435, 2016.
5. Buevich V. V., Chekmasov N. V., Shishliannikov D. I., Gabov V. V. [Development executive devices in heading and winning machines "Ural"]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2016, no. 4, pp. 52–55. (In Russ.)

УДК 622.53

КАРЬЕРНЫЕ ВОДООТЛИВНЫЕ УСТАНОВКИ С ПУТЕВЫМ РАСХОДОМ В ЗОНАХ ОРОШЕНИЯ АВТОДОРОГ

БОРИСОВ Ф. И., МОРИН А. С., БРОВИНА Т. А.

Предложен новый способ подавления пыли в карьерах, основанный на распылении воды из напорных трубопроводов водоотливных установок. Рассмотрены элементы системы пылеподавления, размещаемые вдоль карьерных автодорог. Приведена методика определения напорной характеристики трубопровода водоотливной установки с путевым отбором воды для борьбы с пылью. Выполнен расчет возможных параметров работы водоотлива, совмещенного с предлагаемой системой орошения. На основе анализа полученных рабочих показателей сформулированы рекомендации по выбору насосов для проектируемых и действующих карьерных водоотливных установок с путевым расходом в зонах орошения автодорог, а также обоснованы условия рационального применения этих установок. Показано, что избыточный резерв производительности насосной станции при откачивании нормальных водопритоков в карьере является важным фактором эффективного использования водоотливных установок для снижения запыленности воздуха.

Ключевые слова: открытые горные работы; правила безопасности; охрана труда; ядовитые газы; витающая пыль; орошение карьерных автодорог; водоотливные установки; напорные водоводы; путевой отбор воды; гидравлические сопротивления; потери напора; напорная характеристика трубопровода; напор и подача насоса; максимальные и нормальные водопритоки.

Открытые горные работы могут быть источником интенсивного загрязнения атмосферного воздуха и часто сопровождаются сверхнормативным пылевым фоном. Пылевая нагрузка отрицательно сказывается на эксплуатационных показателях горного оборудования, ускоряет износ трущихся деталей машин, приводит к росту числа профессиональных заболеваний и снижению трудоспособности персонала.

Значительное негативное влияние на состав воздуха в карьерах оказывает технологический автотранспорт, являющийся источником большого количества ядовитых газов, сажи и мелкодисперсной витающей пыли. Специалистами в области охраны труда регистрировались случаи, когда запыленность воздуха вблизи дорог при движении по ним автосамосвалов длительное время превышала ПДК в десятки и сотни раз при общекарьерном пылевом фоне 0,3–2 мг/м³ [1, 2].

Перспективным способом снижения запыленности и загазованности транспортных магистралей карьера и общекарьерного пространства в целом является

Борисов Федор Иванович – кандидат технических наук, доцент кафедры горных машин и комплексов. 660025, г. Красноярск, просп. им. газеты «Красноярский рабочий», 95, Сибирский федеральный университет. E-mail: F.Borisov@sfu-kras.ru

Морин Андрей Степанович – доктор технических наук, доцент, заведующий кафедрой инженерной графики. 660025, г. Красноярск, просп. им. газеты «Красноярский рабочий», 95, Сибирский федеральный университет. E-mail: AMorin@sfu-kras.ru

Бровина Татьяна Александровна – старший преподаватель кафедры горных машин и комплексов. 660025, г. Красноярск, просп. им. газеты «Красноярский рабочий», 95, Сибирский федеральный университет. E-mail: tabrovina@mail.ru

трубопроводная общеобменная вентиляция, осуществляемая по комбинированным динамическим схемам. Воздуховоды большого диаметра для реализации этих схем [3–6] находятся на стадии лабораторно-исследовательских разработок.

В настоящее время одним из распространенных методов борьбы с пылью в карьерах является периодическая поливка дорог с помощью оборудованных цистернами автомашин, вода из которых под напором насоса или самотеком поступает в разбрызгивающее устройство или нагнетается в ствол установленного на машине гидромонитора. Основной недостаток карьерных поливальных машин заключается в малой удельной производительности при значительных капитальных затратах и существенных эксплуатационных расходах.

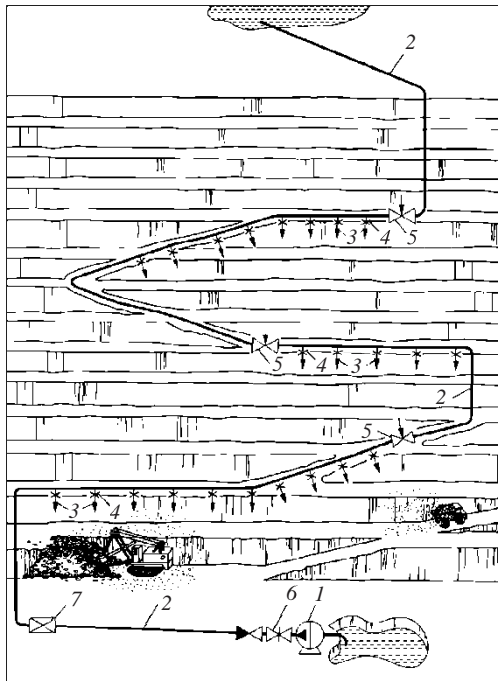


Рис. 1. Гидравлическое подавление вредных газов и пыли с помощью карьерной водоотливной установки

Для повышения эффективности поливки автодорог во многих карьерах целесообразно использовать действующие системы водоотлива. В этом случае орошение транспортных брем и примыкающих зон обеспечивается с помощью присоединенных к напорной магистрали водоотливной установки оросительных устройств. Технические предложения [7, 8] имеют разные варианты реализации, простейший из которых показан на рис. 1. На нем схематически изображена карьерная водоотливная установка, содержащая насосные агрегаты 1 и напорные трубопроводные магистрали 2. На участках примыкания трубопроводной сети к транспортным берам в стенках водоводов 2 закреплены штуцеры с форсунками 3, открываемые кранами 4. В конце участков с путевым расходом жидкости установлены вентили (регулирующие проходные клапаны) 5.

Полив автодорог и орошение воздуха в карьере осуществляют в теплое время года в периоды откачки нормальных водопритоков. Для этого открывают краны 4 на штуцерах 3, после чего часть перемещаемой по трубам 2 воды под давлением распыляется из форсунок 3 с образованием водяных факелов в окружающей ат-

мосфере. При повышении концентрации загрязнений или их объема в одной из орошаемых зон увеличивают путевой расход и факел выброса воды из форсунок 3 на прилегающем к этой зоне участке напорных трубопроводов 2 путем уменьшения пропускной способности расположенного на данном участке вентиля 5. Одновременно с этим при необходимости можно понизить давление на входе в форсунки на вышележащих участках напорных трубопроводов за счет полного открытия вышерасположенных вентилях с переводом форсунок соответствующих участков из режима орошения в режим полива автодорог.

Снижение расхода воды по длине напорных трубопроводов 2 вследствие путевого расхода уменьшает суммарные потери давления в трубопроводной сети и вызывает автоматическое увеличение подачи насосов 1. Для предотвращения выхода из рабочей зоны и поддержания номинального режима работы насосов может потребоваться дросселирование напорных трубопроводов, например с помощью регулирующих клапанов (вентилей) 5, пусковых задвижек 6 или дроссельных клапанов 7, или изменение частоты вращения приводного вала, например с помощью преобразователей частоты. Во избежание дополнительных капитальных затрат целесообразно использовать насосы, рабочий интервал которых позволяет осуществлять путевой отбор воды без средств регулирования рабочего режима.

Для доказательства принципиальной возможности устойчивой и экономичной работы современных рудничных насосов на водоотливе, совмещенном с системой орошения, был выполнен гидравлический расчет карьерной водоотливной установки с учетом непрерывного отбора воды на двух промежуточных участках BC и DE ее напорной магистрали AF . Длины этих участков, а также начального AB , промежуточного CD и конечного EF участков без отбора воды были приняты на основании приближенных к реальному карьере условий: $l_{AB} = 400$ м; $l_{BC} = 1125$ м; $l_{CD} = 225$ м; $l_{DE} = 1250$ м и $l_{EF} = 500$ м. Геометрическая высота подъема воды из карьера $H_r = 340$ м. Требуемый расход в трубопроводе водоотливной установки $Q_p = 516$ м³/ч. Суммы коэффициентов местных гидравлических сопротивлений на отдельных участках трубопроводной сети AF были приняты ориентировочно: $\Sigma \xi_{AB} = 15$; $\Sigma \xi_{BC} = 3$; $\Sigma \xi_{CD} = 1$; $\Sigma \xi_{DE} = 3$; $\Sigma \xi_{EF} = 2$ (с учетом потери динамического напора на выходе из сети).

Расчетный внутренний диаметр нагнетательного трубопровода

$$D_p = [Q_p / (900\pi u_s)]^{0.5} = 0,266 \text{ м},$$

где $u_s = 4,2 \cdot (Q_p / 3600)^{0.25} = 2,584$ м/с – экономически целесообразная скорость движения воды в нагнетательном трубопроводе.

Расчетная толщина стенки нагнетательного трубопровода [9]

$$\delta_p = 1,18 [\delta_0 + (0,25 + u_k)t] = 13,2 \text{ мм},$$

где $\delta_0 = 1875 \cdot 10^{-6} \rho g H_p D_p / \sigma_p = 5,8$ мм – минимальная по условиям прочности толщина стенки труб (здесь $\rho = 1025$ кг/м³ – плотность откачиваемой воды; $g = 9,8$ м/с² – ускорение свободного падения; $H_p = 478,5$ м – напор предварительно выбранного насосного агрегата ЦНС 500-480 при подаче Q_p ; $\sigma_p = 412$ МПа – допускаемое сопротивление разрыву стали Ст4сп, из которой изготовлены трубы); $u_k = 0,2$ мм/год – скорость коррозионного износа внутренней поверхности труб при перекачивании воды с водородным показателем pH = 6–7 [9]; $t = 12$ лет – срок службы трубопровода водоотливной установки.

Для нагнетательной линии водоотливной установки взяты трубы с наружным диаметром $d = 299$ мм и толщиной стенки $\delta = 14$ мм. В последующих расчетах

использовалось стандартное значение внутреннего диаметра напорного трубопровода $D = 0,271$ м.

Коэффициент линейного гидравлического сопротивления трубопроводной сети [9]

$$\lambda = 0,0195/D^{1/3} = 0,0301.$$

Расчетная длина последовательно соединенных участков AB , BC , CD , DE и EF трубопроводной сети, включающая геометрическую l и эквивалентную местным гидравлическим сопротивлениям l_s , составляющие [10]:

$$\begin{aligned} L_{AB} &= l_{AB} + D \sum \xi_{AB} / \lambda = 535 \text{ м}; \\ L_{BC} &= l_{BC} + D \sum \xi_{BC} / \lambda = 1152 \text{ м}; \\ L_{CD} &= l_{CD} + D \sum \xi_{CD} / \lambda = 234 \text{ м}; \\ L_{DE} &= l_{DE} + D \sum \xi_{DE} / \lambda = 1277 \text{ м}; \\ L_{EF} &= l_{EF} + D \sum \xi_{EF} / \lambda = 518 \text{ м}. \end{aligned}$$

Гидравлическое сопротивление участков AB , BC , CD , DE и EF трубопроводной сети

$$\begin{aligned} R_{AB} &= \mu L_{AB} = 909,5 \text{ с}^2/\text{м}^5; \\ R_{BC} &= \mu L_{BC} = 1958,4 \text{ с}^2/\text{м}^5; \\ R_{CD} &= \mu L_{CD} = 397,8 \text{ с}^2/\text{м}^5; \\ R_{DE} &= \mu L_{DE} = 2170,9 \text{ с}^2/\text{м}^5; \\ R_{EF} &= \mu L_{EF} = 880,6 \text{ с}^2/\text{м}^5, \end{aligned}$$

где $\mu = 8\lambda/(g\pi^2 D^5) = 1,7 \text{ с}^2/\text{м}^6$ – удельное гидравлическое сопротивление трубопровода.

Полные потери напора в трубопроводе AF (включая потерю динамического напора) при наличии двух участков BC и DE с путевым отбором воды рассчитываются по формуле:

$$\begin{aligned} \Delta H_{AF} &= \Delta H_{AB} + \Delta H_{BC} + \Delta H_{CD} + \Delta H_{DE} + \Delta H_{EF} = R_{AB} Q_{AB}^2 + R_{BC} Q_{BC}^2 + R_{CD} Q_{CD}^2 + R_{DE} Q_{DE}^2 + \\ &+ R_{EF} Q_{EF}^2 = R_{AB} (Q_{CD} + Q_{nBC})^2 + R_{BC} \left(\sqrt{Q_{CD}^2 + Q_{CD} Q_{nBC} + Q_{nBC}^2 / 3} \right)^2 + R_{CD} Q_{CD}^2 + \\ &+ R_{DE} \left(\sqrt{Q_{EF}^2 + Q_{EF} Q_{nDE} + Q_{nDE}^2 / 3} \right)^2 + R_{EF} Q_{EF}^2 = R_{AB} (Q_{CD}^2 + 2Q_{CD} Q_{nBC} + Q_{nBC}^2) + \\ &+ R_{BC} (Q_{CD}^2 + Q_{CD} Q_{nBC} + Q_{nBC}^2 / 3) + R_{CD} Q_{CD}^2 + R_{DE} (Q_{EF}^2 + Q_{EF} Q_{nDE} + Q_{nDE}^2 / 3) + R_{EF} Q_{EF}^2 = \quad (1) \\ &= R_{AB} Q_{CD}^2 + R_{AB} 2Q_{CD} Q_{nBC} + R_{AB} Q_{nBC}^2 + R_{BC} Q_{CD}^2 + R_{BC} Q_{CD} Q_{nBC} + R_{BC} Q_{nBC}^2 / 3 + R_{CD} Q_{CD}^2 + \\ &+ R_{DE} Q_{EF}^2 + R_{DE} Q_{EF} Q_{nDE} + R_{DE} Q_{nDE}^2 / 3 + R_{EF} Q_{EF}^2 = (R_{AB} + R_{BC} + R_{CD}) Q_{CD}^2 + (2R_{AB} + R_{BC}) \times \\ &\times Q_{CD} Q_{nBC} + (R_{AB} + R_{BC} / 3) Q_{nBC}^2 + (R_{DE} + R_{EF}) Q_{EF}^2 + R_{DE} Q_{EF} Q_{nDE} + R_{DE} Q_{nDE}^2 / 3, \end{aligned}$$

где ΔH_{AB} , ΔH_{BC} , ΔH_{CD} , ΔH_{DE} и ΔH_{EF} – потери напора на участках AB , BC , CD , DE и EF трубопроводной сети, м; Q_{AB} , $Q_{CD} = Q_{AB} - Q_{nBC}$ и $Q_{EF} = Q_{CD} - Q_{nDE}$ – расход

воды в трубопроводе на участках AB , CD и EF , $\text{м}^3/\text{с}$; $Q_{\text{п}BC}$, $Q_{\text{п}DE}$ – путевого расход воды на участках BC и DE соответственно, $\text{м}^3/\text{с}$.

При $K_1 = Q_{\text{п}BC}/Q_{CD}$ и $K_2 = Q_{\text{п}DE}/Q_{EF}$ уравнение (1) можно преобразовать следующим образом:

$$\Delta H_{AF} = (R_{AB} + R_{BC} + R_{CD})Q_{CD}^2 + (2R_{AB} + R_{BC})K_1Q_{CD}^2 + (R_{AB} + R_{BC}/3)K_1^2Q_{CD}^2 + (R_{DE} + R_{EF})Q_{EF}^2 + R_{DE}K_2Q_{EF}^2 + R_{DE}K_2^2Q_{EF}^2/3 = R_{AD}Q_{CD}^2 + R_{DF}Q_{EF}^2, \quad (2)$$

где $R_{AD} = R_{AB} + R_{BC} + R_{CD} + 2R_{AB}K_1 + R_{BC}K_1 + R_{AB}K_1^2 + R_{BC}K_1^2/3 = (1 + 2K_1 + K_1^2)R_{AB} + (1 + K_1 + K_1^2/3)R_{BC} + R_{CD}$ – гидравлическое сопротивление участка AD с поправкой, учитывающей изменение расхода на участке BC , $\text{с}^2/\text{м}^5$; $R_{DF} = R_{DE} + R_{EF} + R_{DE}K_2 + R_{DE}K_2^2/3 = (1 + K_2 + K_2^2/3)R_{DE} + R_{EF}$ – гидравлическое сопротивление участка DF с поправкой, учитывающей изменение расхода на участке DE , $\text{с}^2/\text{м}^5$.

При $Q_{CD}/Q_{EF} = K_3$ уравнение (2) принимает вид:

$$\Delta H_{AF} = R_{AD}K_3^2Q_{EF}^2 + R_{DF}Q_{EF}^2 = R_{AF}Q_{EF}^2, \quad (3)$$

где $R_{AF} = R_{AD}K_3^2 + R_{DF}$ – гидравлическое сопротивление трубопровода AF с поправкой, учитывающей изменение расхода на участках BC и DE , $\text{с}^2/\text{м}^5$ (расчетное значение этого гидравлического сопротивления при отсутствии фактора путевого отбора воды $R_{AF} = R_{AB} + R_{BC} + R_{CD} + R_{DE} + R_{EF} = 6317,2 \text{ с}^2/\text{м}^5$).

После подстановки выражения (3) при $Q_{EF} = Q_{AB} - Q_{\text{п}BC} - Q_{\text{п}DE}$ в формулу полного напора водоотливной установки $H_{AF} = H_r + \Delta H_{AF}$ получено уравнение напорной характеристики трубопровода AF :

$$H_{AF} = H_r + R_{AF} [(Q_{AB} - Q_{\text{п}BC} - Q_{\text{п}DE})/3600]^2, \text{ м}, \quad (4)$$

где Q_{AB} – произвольные значения расхода воды на начальном участке AB , $\text{м}^3/\text{ч}$.

По уравнению (4) построены напорные характеристики 1 и 2 трубопровода AF (рис. 2, где 1 – напорная характеристика трубопроводной сети при $Q_{\text{п}BC} = Q_{\text{п}DE} = 0 \text{ м}^3/\text{ч}$; 2 – напорная характеристика трубопроводной сети при $Q_{\text{п}BC} = 45 \text{ м}^3/\text{ч}$ и $Q_{\text{п}DE} = 50 \text{ м}^3/\text{ч}$) при отсутствии и наличии путевого отбора воды соответственно. Во втором случае расчетные значения путевого расхода на участках орошения BC и DE автодороги

$$Q_{\text{п}BC} = l_{BC}Bq = 45 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$Q_{\text{п}DE} = l_{DE}Bq = 50 \text{ м}^3/\text{ч},$$

где $B = 40 \text{ м}$ – ширина автодороги в карьере (СП 37.13330.2012. *Промышленный транспорт. М.: Минрегион России, 2012. 196 с.*); $q = 0,001 \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$ – нормативный удельный расход воды, обеспечивающий подавление пыли без переувлажнения орошаемых зон (нормативный расход $q = 0,16\text{--}2,5 \text{ л}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$ зависит от дорожно-климатических условий в карьере и интенсивности движения автосамосвалов [11]).

После совмещения характеристик 1 и 2 с напорной характеристикой 3 насоса ЦНС 500-480 (рис. 2, 3 – напорная характеристика насоса ЦНС 500-480 с рабочим интервалом $380\text{--}600 \text{ м}^3/\text{ч}$) установлено, что в обоих случаях рабочий режим водо-

отливной установки находится в интервале экономичной и устойчивой работы насоса без кавитационных автоколебаний.

Результаты проведенного анализа показали, что одним из главных факторов эффективного использования водоотливных установок для снижения запыленности воздуха в карьере является наличие избыточного резерва производительности насосов в периоды откачивания нормальных водопритоков.

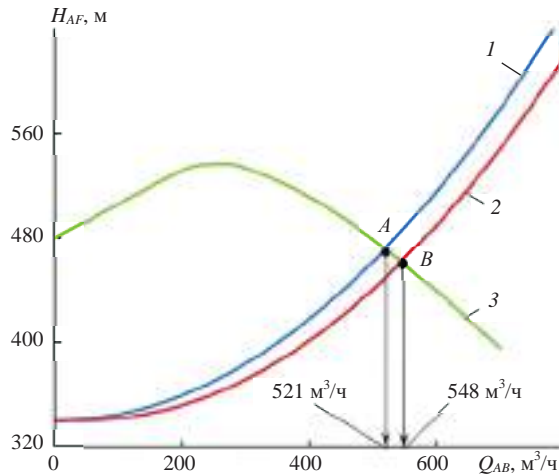


Рис. 2. Точки ожидаемого режима работы насоса ЦНС 500-480 на герметично собранный трубопровод (точка A) и на трубопровод с путевым отбором воды (точка B)

При доказательстве данного тезиса был принят во внимание тот факт, что большая часть объема воды, отбираемого по длине водоотливной установки для орошения карьера, сформирует дополнительный, рециркуляционный приток в водосборник насосной станции. Кроме того, отбор воды существенно влияет на расходную характеристику системы водоотлива. Так, в рассмотренном примере (рис. 2) оказалось, что при переводе водоотливной установки в режим орошения интенсивность удаления воды из карьера через один трубный став изменится с $Q_{EF} = Q_{AB} = 521 \text{ м}^3/\text{ч}$ (при работе насоса в точке A) до $Q_{EF} = Q_{AB} - Q_{пВС} - Q_{пДЕ} = 453 \text{ м}^3/\text{ч}$ (при работе насоса в точке B) и будет меньше изначально требуемой величины $Q_p = 516 \text{ м}^3/\text{ч}$. В связи с этим сравним следующие два возможных случая.

Известно [9], что при заданном соотношении величин максимального и нормального водопритоков $Q_{\max}/Q_n \leq 2$ расход Q_p для традиционного рудничного водоотлива рассчитывается по величине нормального водопритока Q_n в соответствии с требованиями Правил безопасности, в которых не заложены дополнительные резервы для работы водоотливной установки в режиме орошения. В этом случае при проектировании водоотлива, совмещенного с системой орошения карьера, необходимо повышать значение нормального водопритока на величину путевого отбора воды.

В условиях, когда необходимая производительность водоотлива назначается по величине максимального водопритока Q_{\max} (например, при соотношении $Q_{\max}/Q_n = 2,5-3$), у насосного агрегата, присоединенного к трубопроводной магистрали, имеется некоторый избыточный резерв производительности относительно естественных нормальных водопритоков. Величина этого резерва гарантирует откачку нормальных суточных притоков не более чем за 20 ч даже при возникновении рециркуляции значительной части откачиваемых из водосборника объемов.

Работа водоотливной установки в режиме орошения автодорог в этом случае дает дополнительный положительный эффект, связанный с уменьшением количества остановов и запусков насосных агрегатов.

Очевидно, что такие преобразования режима работы водоотлива будут связаны с издержками на создание системы путевой раздачи воды и с дополнительными расходами на откачивание рециркуляционных притоков в водосборник насосной станции. Экономическая целесообразность предлагаемых мероприятий определится разностью между этими затратами и изменением расходов на содержание и пробег поливальных машин.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Никитин В. С., Левинский О. Б., Суслов Н. В. Обеспыливание атмосферы карьеров. Ташкент: ФАН, 1974. 160 с.
2. Семенов Б. А., Бухман Я. З., Симаков П. Г., Таращик А. Д., Макаров В. И. Борьба с пылью на карьерных автодорогах / Опыт борьбы с загазованностью и запыленностью атмосферы карьеров. М.: НИИ Цветметинформация, 1968. С. 69–75.
3. Морин А. С. Изыскание оптимальных схем и средств искусственной вентиляции глубоких карьеров // Безопасность труда в промышленности. 2002. № 12. С. 43–47.
4. Морин А. С. Основы проектирования карьерных вентиляционных систем с гибкими плавучими трубопроводами // Безопасность труда в промышленности. 2003. № 10. С. 31–34.
5. Морин А. С., Буткин В. Д., Новоселов Р. Г. Энергосберегающие схемы и средства искусственного проветривания глубоких карьеров // Изв. вузов. Горный журнал. 2003. № 6. С. 21–27.
6. Борисов Ф. И., Морин А. С., Дроздова Н. А., Борисов Д. Ф. Вентиляционный комплекс с двухканальным пневматическим воздухопроводом для открытых горных работ // Изв. вузов. Горный журнал. 2016. № 2. С. 27–38.
7. Способ предупреждения и подавления пылегазовых выбросов в карьере: пат. 2572100 E21F 5/04 Рос. Федерация. № 2014151813/03; заявл. 19.12.2014; опубл. 27.12.2015. Бюл. № 36. 7 с.
8. Способ регулирования режима работы карьерной водоотливной установки: пат. 2580329 E02D 19/10 Рос. Федерация. № 2014146140/03; заявл. 17.11.2014; опубл. 10.04.2016. Бюл. № 10. 5 с.
9. Гришко А. П., Шелоганов В. И. Стационарные машины и установки. М.: МГТУ, 2004. 328 с.
10. Гейер В. Г., Дулин В. С., Боруменский А. Г. и др. Гидравлика и гидропривод. М.: Недра, 1981. 295 с.
11. Кошкаров В. Е., Валиев Н. Г. Опыт и перспективы применения битумных эмульсий при строительстве и эксплуатации карьерных автодорог // Изв. вузов. Горный журнал. 2011. № 5. С. 13–20.

Поступила в редакцию 14 декабря 2016 года

OPEN PIT WATER DRAINAGE FACILITIES WITH “along the line” TRACK CONSUMPTION WATER FLOW RATE IN THE AREAS OF AUTOMOBILE ROADS MOISTENING

Borisov F. I., Morin A. S., Brovina T. A. – Siberian Federal University, Krasnoyarsk, the Russian Federation.
E-mail: AMorin@sfu-kras.ru

A new way of dust suppression in open pits is suggested, based on water pulverization from pressure pipelines of water drainage facilities. The elements of the dust suppression system have been examined, which are located along open pit automobile roads. The article introduces the methods of detecting pressure characteristic of water drainage facility with track water intake for dust prevention. Calculation of possible parameters of water drainage combined with the suggested moistening system operation is fulfilled. On the basis of the obtained performance figures some recommendations on the pumps selection are stated for open pit water drainage facilities with track consumption water flow rate in the areas of roads moistening; conditions of these facilities rational use are also justified. It is shown, that capacity overstock of a pump station under normal water inflows piping out to the open pit is an important factor for water drainage facilities effective use to reduce air dust content.

Key words: opencast mining; safety rules; labour protection; poisonous gases; aerial dust; open pit roads moistening; water drainage facilities; power water conduits; track water intake; hydraulic resistances; pressure loss; pressure characteristic of a pipeline; pressure and pump capacity; normal water inflows.

REFERENCES

1. Nikitin V. S., Levinskii O. B., Suslov N. V. *Obespylivanie atmosfery kar'erov* [Dust removal in the atmosphere of open pits]. Tashkent, FAN Publ., 1974. 160 p.
2. Semenenko B. A., Bukhman Ia. Z., Simakov P. G., Tarashchik A. D., Makarov V. I. [Dust control on open pit automobile roads]. *Opyt bor'by s zagazovannost'iu i zapylennost'iu atmosfery kar'erov* [The experience of gas

contamination and dustiness protection in the atmosphere of open pits]. Moscow, NII Tsvetmetinformatsiia Publ., 1968, pp. 69–75.

3. Morin A. S. [Investigation of optimal schemes and means of artificial ventilation in deep open pits]. *Bezopasnost' truda v promyshlennosti – Industrial Workplace Safety*, 2002, no. 12, pp. 43–47. (In Russ.)

4. Morin A. S. [Fundamentals of open pit ventilation systems design with flexible floating pipeline]. *Bezopasnost' truda v promyshlennosti – Industrial Workplace Safety*, 2003, no. 10, pp. 31–34. (In Russ.)

5. Morin A. S., Butkin V. D., Novoselov R. G. [Energy saving schemes and ways of artificial ventilation in deep open pits]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2003, no. 6, pp. 21–27. (In Russ.)

6. Borisov F. I., Morin A. S., Drozdova N. A., Borisov D. F. [Ventilation complex with two-channel pneumatic air conduit for opencast mining]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2016, no. 2, pp. 27–38. (In Russ.)

7. Morin A. S., Brovina T. A., Borisov F. I., Demchenko I. I. *Sposob preduprezhdeniia i podavleniia pylegazovykh vybrosov v kar'ere* [The method of gas and dust outburst prevention in an open pit]. Patent RF, no. 2572100 E21F 5/04, 2015.

8. Morin A. S., Borisov F. I., Brovina T. A. *Sposob regulirovaniia rezhima raboty kar'ernoii vodootlivnoi ustanovki* [The method of monitor control over open pit water drainage facilities]. Patent RF, no. 2580329 E02D 19/10, 2016.

9. Grishko A. P., Sheloganov V. I. *Statsionarnye mashiny i ustanovki* [Fixed machines and installations]. Moscow, MSMU Publ., 2004. 328 p.

10. Geier V. G., Dulin V. S., Borumenskii A. G. and others. *Gidravlika i gidroprivod* [Hydraulics and hydraulic drive]. Moscow, Nedra Publ., 1981. 295 p.

11. Koshkarov V. E., Valiev N. G. [Experience and further use of emulsified bitum in automobile roads construction and exploitation]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2011, no. 5, pp. 13–20. (In Russ.)

УДК 622.273:622.742

РАЗРАБОТКА, ВЫБОР ОБОРУДОВАНИЯ И ОЦЕНКА СХЕМ КАРЬЕРНЫХ КОМПЛЕКСОВ ДЛЯ СУХОЙ ОЧИСТКИ СЫРЬЯ ОТ ГЛИНИСТЫХ ВКЛЮЧЕНИЙ

ЮДИН А. В., ШЕСТАКОВ В. С.

На стадии предпроектных исследований решается задача выбора технологии очистки карбонатного сырья от глины и карстовых включений. Принимается решение, какой схеме цепи аппаратов комплекса очистки сырья отдать предпочтение. Рассмотрена подобная проблема, возникшая при проектировании отработки глубинных горизонтов Чаньвинского карьера. В статье представлены результаты предпроектных исследований и разработки рациональных схем комплексов очистки известняка с целью сравнения их параметров и технико-экономических показателей. В настоящей статье рассмотрены варианты схем технологии комплексов на основе отечественного и зарубежного оборудования и приведена технико-экономическая оценка сравниваемых вариантов схем комплексов.

Ключевые слова: сухая очистка сырья; глинистые включения; грохот; комплекс очистки известняка; качественно-количественная схема; производительность; индекс доходности.

Опираясь на отечественный и зарубежный опыт и учитывая тенденцию выпуска технологического оборудования, можно сделать заключение: комплексы очистки известняка (КОИ) могут быть применены в стационарном, мобильном и комбинированном исполнении; структура КОИ, в зависимости от количества глинистых включений в исходной горной массе (ГМ), может включать одну, две и три стадии очистки; основное технологическое оборудование: для 1-й стадии – вибрационные питатели-грохоты, валковые грохоты, барабанные грохоты; для 2-й и 3-й стадий – вибрационные грохоты типа ГИТ и каскадно-консольного типа, валковые грохоты пальчикового типа.

Разработано несколько схем цепей аппаратов стационарных КОИ. Полученные результаты, а также данные о функционирующем на Чаньвинском карьере КОИ приняты за основу сравнительных показателей при оценке схем КОИ.

Основные исходные условия и параметры, принимаемые при оценке вариантов технических решений КОИ: средство доставки заглиненной ГМ – автосамосвалы; исходная ГМ – известняк с содержанием глины от 4 до 25 %; техническая производительность вариантов КОИ по исходной ГМ – 1000 т/ч, наибольший размер принимаемого куска – 1200 мм; эксплуатационная производительность КОИ оценивается возможностями отгрузки ГМ на нижней площадке.

Действующий комплекс очистки известняка от глины на Чаньвинском карьере проектировался как опытно-промышленная установка. Вначале была введена

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

установка первичной очистки (УПО) с вибропитателем-грохотом ГПТ, позднее – установка вторичной очистки (УВО) с грохотом ГИТ-51М. Поставленную задачу опытно-промышленный КОИ выполнил. Установлено, что заглиненную ГМ Чаньвинского месторождения с содержанием глины до 25 % разделить сухим способом и средствами вибропроцессов возможно. При эксплуатации получено, что в результате очистки до 55–60 % от исходной ГМ направляется на дробильно-сортировочный комплекс (ДСК) в качестве дополнительного кондиционного известняка. Установлено, что качественно-количественную схему КОИ можно улучшить путем введения 3-й стадии очистки с разделением по классам $\pm(40\text{--}50\text{ мм})$.

На рис. 1 приведена схема цепи аппаратов КОИ на Чаньвинском карьере. Автосамосвалы доставляют ГМ из карьера и разгружают в металлический бункер 1. Горная масса поступает на приемную плиту вибропитателя-грохота 2. Вибропитатель-грохот ГПТ – новая отечественная разработка. Машина выполняет две технологические функции: работает как отдельный питатель (пластинчатый) и как отдельный грохот типа ГИТ. Вибрационная машина с совмещенными технологическими функциями такой мощности, способная воспринимать динамические нагрузки при загрузке автосамосвалами (высота падения 8–9 м, размер кусков до 1,5 м, масса кусков до 3–4 т), в отечественной практике использована впервые.

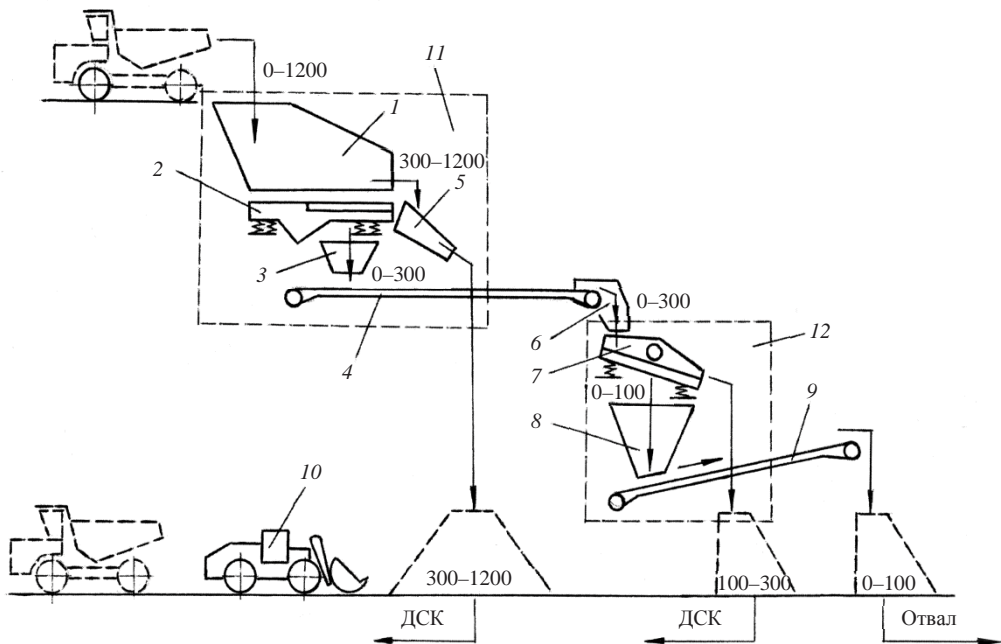


Рис. 1. Схема цепи аппаратов КОИ на Чаньвинском карьере

На грохотильной секции питателя-грохота ГМ разделяется на фракции. Надгрохотные фракции 300–1200 мм через наклонный лоток 5 поступают в отсек на нижней площадке комплекса. Подгрохотные фракции, включая глину, через загрузочную воронку 3 поступают на ленту конвейера 4 с шириной ленты 1,2 м. Конвейер связывает УПО 11 с установкой УВО 12. Заглиненная ГМ фракций 0–300 мм через переходную воронку 6 поступает на наклонную просеивающую поверхность 7 грохота ГИТ-51М, выполненную под условия КОИ. Горная масса на грохоте разделяется на фракции $\pm 100\text{ мм}$. Надгрохотные фракции 100–300 мм поступают в штабель на нижней площадке, заглиненные подгрохотные фракции 0–100 мм поступают в бункер 8 и далее ленточным конвейером 9 подаются в шта-

бель фракции 0–100 мм. Отгрузка известняка фракций 300–1200 мм и 100–300 мм на ДСК и заглиненной ГМ фракции 0–100 мм в отвал выполняется автомобильным транспортом. Загрузку автосамосвалов на нижней площадке выполняет погрузчик 10.

Испытания КОИ показали, что выход кондиционного известняка, пригодного для содового производства, во многом зависит от содержания глинистых включений γ в исходной ГМ. В соответствии с проектом КОИ предусматривалось содержание γ не более 15 %. Опыт эксплуатации показал, что в отдельные периоды сезона содержание γ доходило до 30 % и более. С 2012 г. КОИ находится в промышленной эксплуатации.

Комплекс с передвижной установкой первичной очистки известняка. Схема цепи аппаратов КОИ в рассматриваемом варианте соответствует характеристикам комплекса, разработанного УГГУ и ОАО «Уралмеханобр», и предусмотрена в проекте Чаньвинского карьера при отработке глубинных горизонтов [1, 2]. В соответствии с проектом УПО является передвижной и перемещается на собственном ходу, что позволяет сделать работу транспорта на нижней площадке безопасной и менее зависимой от действий, производимых человеком, за счет повышенной вместимости штабеля очищенного известняка фракций 300–1200 мм на нижней площадке. Эксплуатационная производительность КОИ возрастает.

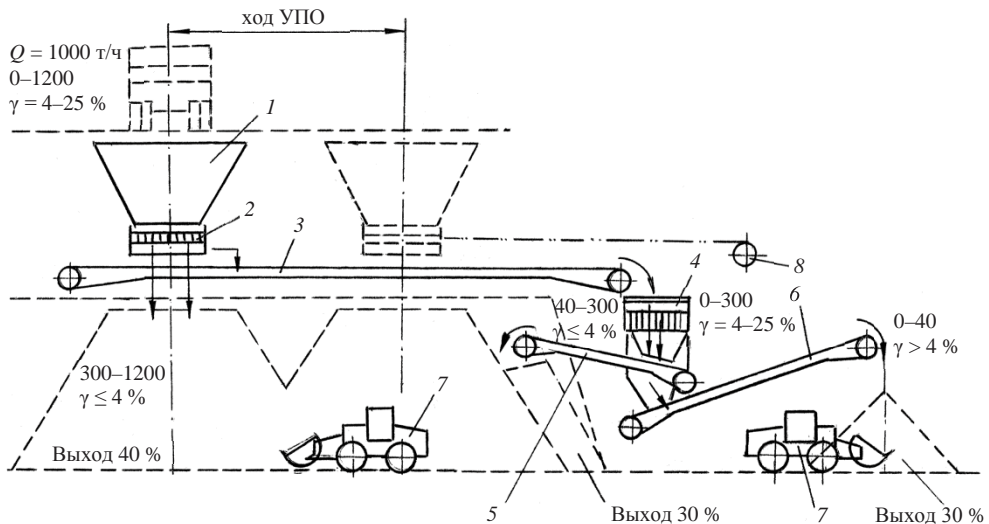


Рис. 2. Схема цепи аппаратов КОИ с передвижной установкой первичной очистки

Схема КОИ по сравниваемому варианту приведена на рис. 2. УПО известняка 1 с вибропитателем-грохотом ГПТ 2 установлена на железнодорожном ходу и перемещается вдоль подпорной стенки при помощи тяговой лебедки 8. УПО в пределах предусмотренного хода может занять несколько положений. За счет этого объем штабеля очищенного известняка значительно увеличивается, возрастает фронт работ погрузчика 7. Предусматривается независимая работа УПО и погрузчика. В результате разделения ГМ на УПО подгрохотные фракции 0–300 мм с глиной посредством конвейера 3 подаются на УВО, на грохот ГИТ-52М 4 с двумя рабочими просеивающими поверхностями. Верхняя дека каскадного колосникового типа разделяет ГМ на фракции ± 100 мм, нижняя дека разделяет фракции -100 мм на классы ± 40 мм. Фракции $+100$ мм с верхней деки и фракции $+40$ мм с нижней деки соединяются в одном потоке и при помощи конвейера 5

транспортируются в общий штабель очищенного известняка. Заглиненные фракции —40 мм с нижней деки попадают в бункер УВО и далее конвейером 6 передаются в штабель заглиненной ГМ.

Комплекс с передвижной установкой первичной очистки и бункерной погрузкой фракций на нижней площадке. Схема цепи аппаратов приведена на рис. 3. Загрузка ГМ из автосамосвалов в УПО выполняется аналогично схеме, рассмотренной ранее. Отличительной особенностью является то, что очищенный известняк фракций 40–1200 мм и заглиненная ГМ фракции 0–40 мм поступают не в штабели на нижней площадке, а каждая в свой бункер. Погрузка ГМ в автосамосвалы на нижней площадке производится из бункеров посредством питателей тяжелого типа без использования погрузчиков.

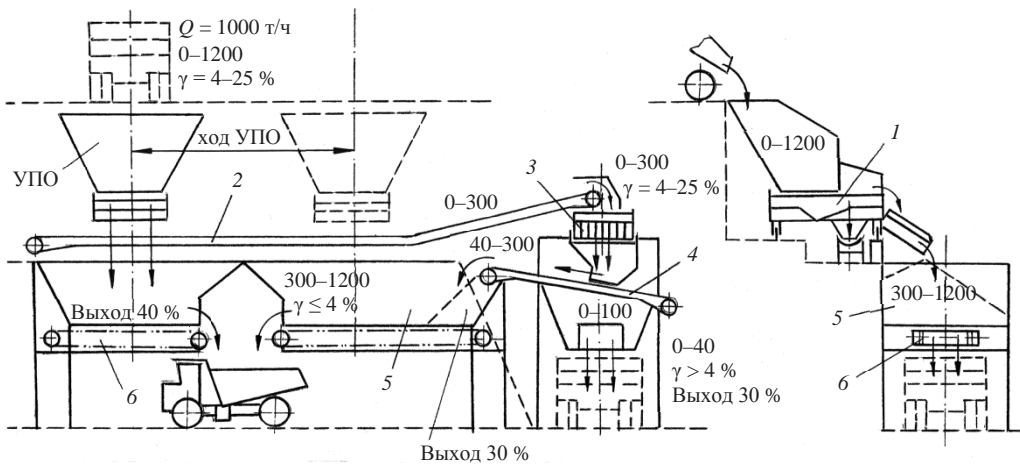


Рис. 3. Схема цепи аппаратов КОИ с бункерной погрузкой фракций на нижней площадке

Для УПО предусматривается два местоположения относительно бункеров 5. После разделения ГМ на вибропитателе-грохоте ГПТ 1 очищенные фракции 300–1200 мм поступают в бункер 5, а заглиненная ГМ фракции 0–300 мм посредством конвейера 2 поступает на УВО и на грохот типа ГИТ-52М. В результате разделения заглиненной ГМ на грохоте 3 фракции +100 и +40 с обеих деки одним конвейером 4 транспортируются в ближний бункер 5 фракции 300–1200 мм. Заглиненные фракции 0–40 мм поступают в бункер УВО. Для погрузки известняка в автосамосвалы из бункеров 5 предусматриваются цепные транспортеры 6 типа KF1200P зарубежного производства. Выпуск заглиненной ГМ из бункера УВО в автосамосвалы производится при помощи затвора.

Достоинства схемы: наиболее совершенная организация производства; возможность распределять очищенный известняк в бункерах по широкому фронту на длине хода УПО; отсутствие погрузочной техники на нижней площадке и снижение количества рабочих. Недостатки схемы: без увеличения общих высотных отметок КОИ снижается вместимость бункеров фракций 300–1200 мм, что предопределяет более жесткую связь работы всей транспортной системы; увеличиваются объемы строительных работ.

Комплексы на основе валковых и барабанных грохотов. Фирма Nordkalk (Польша) рекомендует использовать валковые грохоты для разделения скальной ГМ и глины. Достаточной информации по параметрам грохотов и результатам их работы не приводится. Однозначно известно, что валковые грохоты не могут работать под завалом, не предназначены для приема ГМ из автосамосвалов. Они требуют равномерного питания при помощи питателей.

Стационарные КОИ с валковыми грохотами структурно формируются по одинаковой схеме цепи аппаратов. Для сравнения рассмотрим схемы, разработанные компаниями *Nordkalk* и *Metso minerals*. Отличие схем в основном касается параметров исходной ГМ и диапазонов выделяемых фракций. Параметры сравниваемых КОИ приведены в табл. 1, указанные выходы кондиционного известняка не увязаны с содержанием глинистых включений в исходной ГМ γ . По наблюдениям автора, на карьерах Польши и Франции это содержание не больше 10 %.

Таблица 1

Параметры сравниваемых КОИ

Компания	Вариант схемы	Производительность, т/ч	Размер куска, м	Выделяемые фракции, м			Выход кондиционных фракций, %
<i>Nordkalk</i>	1	1000	до 1,2	0,10–1,2	0,02–0,10	0,0–0,02	75
	2	1000	до 1,2	0,08–1,2	0,04–0,08	0,0–0,04	82
<i>Metso minerals</i>	–	650	до 0,9	0,12–0,9	0,04–0,12	0,0–0,04	76

На рис. 4 приведена схема цепи аппаратов КОИ при использовании валковых грохотов для 1-й стадии очистки и валковых пальчиковых грохотов – для 2-й стадии очистки. Горная масса автосамосвалами подается в бункер 1 на рабочее полотно питателя 2. Оборудование установлено на опорных конструкциях. В последние годы за рубежом получили распространение питатели качающегося типа с гидравлическим или эксцентриковым приводом. Питатель подает ГМ на валковый грохот 3 с фасонными валками. В схеме на рис. 4 показано наличие двух

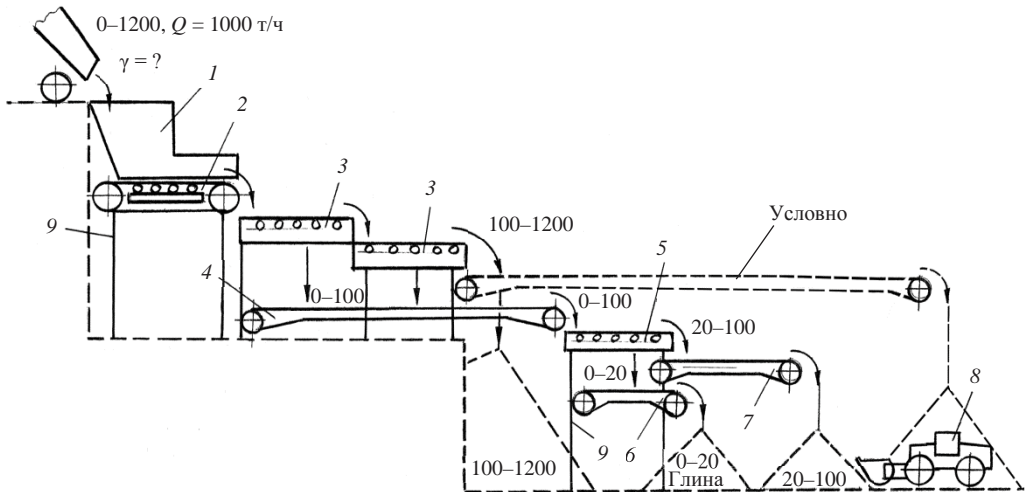


Рис. 4. Схема цепи аппаратов КОИ с грохотами валкового типа

грохотов по схеме компании *Nordkalk*. Фирма *Hazemag* (Германия) выпускает 2–3-каскадные валковые грохоты, которые также могут быть применены в схеме. Горная масса на грохотах разделяется на фракции ± 100 мм. Фракции 100–1200 мм поступают в отсек на нижней площадке. Фракции 0–100 мм конвейером 4 транспортируются на вторую стадию разделения – валковый грохот пальчикового типа 5 (изготовитель фирма *August Müller*). Грохот разделяет ГМ на фракции 20–100 мм и фракции 0–20 мм (с глиной), которые конвейерами 6 и 7 подаются в свои конусы.

Таблица 2

Показатели сравнимых вариантов комплексов очистки сырья

Наименование КОИ	Исходная ГМ		Выходные параметры		Ориентировочная вместимость, м ³		Производительность КОИ, т/ч				Показатель связи по приему и отгрузке ГМ К при z			
	Наибольший размер куска, м	Содержание глины, %	Фракции разделения, мм	Выход кондиционных фракций, %	Приемного бункера	Штабелей фракций на нижней площадке	Техническая по приемной способности оборудования	Расчетная по проекту (плановая)	Эксплуатационная при количестве погрузчиков z		1	2		
									1	2				
Опытно-промышленный КОИ на Чаньинском карьере Вариант 1 (рис. 1)	1,2	15–25	300–1200 100–300 0–100	60–70	40	775 120 75	850–1050	–	195	–	0,44	–		
Проектный КОИ с передвижной УПО Вариант 2 (рис. 2)	1,2	15–25	300–1200 100–300 40–100 0–40	60–70	40	2200 – 150	1000	492	–	250	0,52	0,88		
КОИ с передвижной УПО и бункерной площадкой Вариант 3 (рис. 3)	1,2	15–25	300–1200 100–300 40–100 0–100	60–70	40	1200 – – 150	1000	500	Без погрузчиков 500	–	0,9	0,9		
КОИ с валковыми грохотами компании Nordkalk Вариант 4.1 (рис. 4)	1,2	Н. д.	100–1200 20–100 0–20	75–82	35–40	Н. д.	800	Н. д.	–	–	–	0,85		
КОИ с валковыми грохотами компании Metso minerals Вариант 4.2 (рис. 4)	0,9	Н. д.	120–900 40–120 0–40	76	Н. д.	Н. д.	650	Н. д.	–	–	–	0,85		
КОИ с барабанным грохотом компании Nitrox Вариант 5 (рис. 5)	1,2	Н. д.	100–1200 60–100 0–60	60	Н. д.	Н. д.	1000	Н. д.	–	–	0,4	0,6		

Н. д. – нет данных.

Все фракции на нижней площадке вывозятся автотранспортом. Погрузка ГМ выполняется погрузчиками 8.

Приведем описание схемы стационарного комплекса очистки известняка с использованием барабанного грохота-трюмеля. Схема оборудования установки *Trommel Nirox TRG-403* приведена на рис. 5. Основным исполнительным органом в данном комплексе является барабанный грохот. В зависимости от требований барабан может состоять из одной, двух или трех секций. Каждая просеивающая секция изготовлена из кольцевых ребер, связанных между собой. Размеры отверстий барабана могут варьироваться в диапазоне 0–70, 70–120, 120–250 мм. В зависимости от количества секций барабана на выходе можно получать от двух до пяти фракций готового продукта. На стационарном трюмеле, описываемом в данном варианте, устанавливаются две просеивающие секции. Диаметр барабана составляет 2,3 м, длина – 8 м. Глина выделяется на первой секции барабана с отверстиями 60 × 60 мм, очищенный материал перемещается вдоль барабана на вторую секцию с отверстиями 100 × 100 мм. Куски известняка размером до 1200 мм выгружаются в конце барабана. Приемный бункер имеет вместимость 50 т, пластинчатый питатель оборудован гидроприводом, ширина полотна – 1820 мм, длина – 4800 мм. Привод барабана гидравлический, мощность привода – 90 кВт. Производительность комплекса до 1000 т/ч.

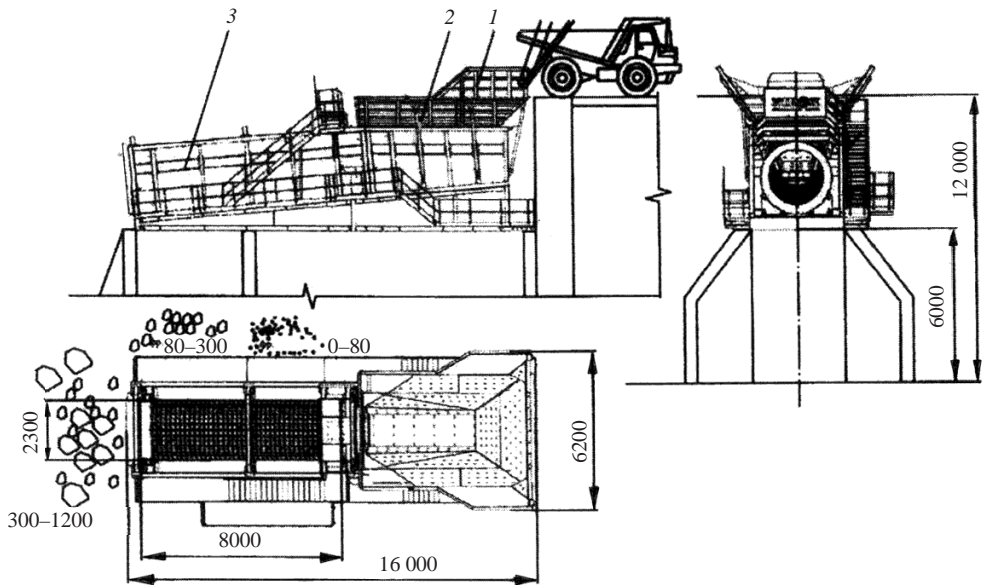


Рис. 5. Стационарный комплекс с барабанным грохотом

Основанием для оценки альтернативных вариантов послужило решение о включении комплекса очистки известняка в проект «Реконструкция Чаньвинского известнякового карьера в связи со вскрытием нижних горизонтов», а также накопленный опыт работы стационарной установки очистки известняка на Чаньвинском карьере.

До принятия проектных решений выполнены предпроектные исследования с целью обоснования инвестиций для применения сухой очистки сырья в условиях Чаньвинского месторождения известняков. Были рассмотрены и оценены варианты КОИ стационарного исполнения (табл. 2) в соответствии со схемами рис. 1–5. За базу при сравнении принималась производительность КОИ 1000 т/ч.

При оценке вариантов применен базисно-индексный метод определения стоимости строительства с учетом требований (*Методика определения стоимости строительной продукции на территории Российской Федерации: МДС 81-35.2004: принята и введ. в действие постановлением Госстроя России от 05.03.2004 № 15/1 с 9 марта 2004 г.*). 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.

Выбор аналогового альтернативного варианта определялся требованиями максимального соответствия характеристик сравниваемых объектов по производственно-технологическому и функциональному назначению. 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 с содержанием глины 4–25 % на КОИ приняты по 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 перспективном повышении добычи известняка для содового производства до 3500 тыс. т объемы поставки ГМ на КОИ повысятся до 635 тыс. т. В соответствии с проектом принят следующий режим работы КОИ: сезонный – 6 мес. в году, ежедневный, односменный с продолжительностью смены $T_{см} = 12$ ч.

Таблица 3

Сравниваемые показатели эффективности КОИ по вариантам

Вариант	Капитальные затраты, тыс. р.	Удельные капитальные затраты	Эксплуатационные расходы, тыс. р.	Удельные эксплуатационные расходы, р./т, при Q			Показатели эффективности инвестиционных проектов при производительности КОИ 288 тыс. т			
				635	374	288	ЧДД	ИД	ВНД, %	$T_{ок}$, год
1	73 770	197,24	11 590	18,25	30,98	40,24	725,7	10,8	200,7	1,58
2	133 970	374,25	18 575	29,25	49,66	64,50	685,1	6,1	75,1	2,68
3	204 120	545,77	29 520	46,48	78,93	102,50	574,5	3,8	40,1	4,30
4.1	132 700	354,81	18 211	28,67	48,69	63,24	729,5	6,5	87,3	2,41
4.2	112 120	299,78	15 805	24,88	42,25	54,88	735,0	7,6	108,5	2,12
5	72 680	194,33	10 897	17,16	29,10	37,84	731,0	11,1	209,4	1,56

Q – годовая производительность КОИ, тыс. т

Требуемая техническая среднечасовая производительность КОИ составит: при переработке 635 тыс. т известняка – 492 т/ч, при 374 тыс. т – 290 т/ч, при 288 тыс. т – 223 т/ч. Сравниваемые системы могут быть также оценены величиной показателя K , характеризующего отношение возможностей приема ГМ из автосамосвалов к возможностям отгрузки ГМ средствами мобильного погрузочного оборудования. Чем выше значения показателя K , тем лучше организационные свойства КОИ (табл. 2).

Результаты расчетов позволяют рассматриваемые варианты КОИ объединить в группы, имеющие близкие показатели. По общим капитальным вложениям и эксплуатационным расходам можно выделить две группы: 1, 5 и 2, 4.1, 4.2. Наиболее высокие показатели имеет вариант 3, который по организации работ и производительности труда наиболее соответствует техническим требованиям.

Сопоставимы по показателям варианты стационарных КОИ 1 и 5. В этом случае предпочтение следует отдать варианту 1, так как в схеме варианта 5 не предусмотрены конвейеры и отсутствуют штабели для складирования отдельных фракций (жесткая система).

По удельным капитальным и эксплуатационным расходам сопоставимы варианты 1, 5, и 2, 4.1, 4.2. Наиболее высокие удельные показатели также имеет вариант 3.

При оценке эффективности инвестиций можно выделить несколько групп: первая группа, с показателями ИД на уровне 11 и сроком окупаемости 1,57 года – это варианты 1, 5. Схема по варианту 1 (как показали испытания) при содержании глины в исходной ГМ до 15 % обеспечивает выход до 70 %; вторая группа – это варианты КОИ, обеспечивающие ИД в диапазоне 7,6–9,3 и срок окупаемости в пределах 1,85–2,12 года. Наилучшему КОИ в этой группе по параметрам соответствует вариант КОИ, испытанного в промышленной эксплуатации и построенного в оптимальной для месторождения точке карьерного поля. Индекс доходности в этом варианте 9,3. Третья группа – варианты КОИ с низким значением ИД и, соответственно, более высокими показателями сроков окупаемости инвестиций (более 2,4 года) – это схемы цепи аппаратов по вариантам 4, 2 и 3. При этом вариант 3 является наиболее емким из рассмотренных в проекте по капитальным затратам, но выход кондиционной продукции выше, чем у варианта 1, при содержании глинистых фракций в исходной ГМ до 25 % и организация работ является более совершенной.

Итак, опыт эксплуатации новой технологии на Чаньвинском карьере показал, что сухой способ разделения горной массы с содержанием глины до 25 % осуществим посредством карьерных КОИ при выходе кондиционного сырья до 70–80 % и зависит от качественно-количественной схемы комплекса, влияющей на полноту и использование запасов, снижение потерь полезного ископаемого, сроки эксплуатации месторождений. Эффективность технологии повышается при структуре КОИ, включающей 2–3 стадии разделения горной массы. Испытанный на карьере КОИ, исполненный в проектом варианте и построенный в оптимальной для месторождения точке карьерного поля, имеет высокий индекс доходности и срок окупаемости инвестиций до 1,5 года.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Юдин А. В., Ковырзин Ю. В., Щавлев Е. Г., Кошев Г. Я., Примак В. С. Совершенствование технологии очистки известняка от глины при разработке закарстованного месторождения // Горный журнал. 2009. № 10. С. 61–63.

2. Юдин А. В., Фомин В. И., Кошев Г. Я., Коноплев Е. В., Петерс А. А. Отвальный перегрузочный комплекс сухой очистки известняка на Чаньвинском карьере // Изв. вузов. Горный журнал. 1996. № 7. С. 91–96.

Поступила в редакцию 10 декабря 2015 года

DEVELOPMENT, CHOICE OF EQUIPMENT, AND ESTIMATION OF OPEN PIT FLOW SHEETS FOR RAW MATERIAL DRY CLEANING FROM CLAY INTRUSIONS

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

At the stage of exploratory design the problem of the choice of technology for calcareous rock cleaning from clay and karst intrusions is solved. Decision is made, which scheme of raw material cleaning complex devices chain should be given preference. Similar problem is examined, which took place at designing Chanvin open pit depth horizons mining. The article introduces the results of exploratory design and development of rational flow sheets for limestone cleaning complexes in order to compare their parameters and technical-economic indices. The present article examines variants

of complexes technology flow sheets on the basis of native and foreign equipment; technical-economic estimation of the compared variants of complex flow sheets is introduced.

Key words: raw material dry cleaning; clay intrusions; screen; limestone cleaning complex; qualitative-weighted flow sheet; capacity; profitability index.

REFERENCES

1. Iudin A. V., Kovyrtzin Iu. V., Shchavlev E. G., Koshev G. Ia., Primak V. S. [Limestone cleaning from clay technology development under the exploitation of karst deposit]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2009, no. 10, pp. 61–63. (In Russ.)
 2. Iudin A. V., Fomin V. I., Koshchev G. Ia., Konoplev E. V., Peters A. A. [Limestone dry cleaning dump transshipping complex at Chanvin open pit]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 1996, no. 7, pp. 91–96. (In Russ.)
-

РУДОПОДГОТОВКА И ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 622.7.09:620:113

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ОПЕРАЦИЙ ОБОГАЩЕНИЯ В СХЕМАХ ПОДГОТОВКИ ПРОБ

КОЗИН В. З., КОМЛЕВ А. С., ВОЛКОВ П. С.

При опробовании продуктов с малой массовой долей определяемых компонентов относительная случайная погрешность определения может быть большой. При малом числе зерен в пробе, содержащих определяемый компонент, вероятная систематическая погрешность может составить 100 %. Так, в навесках для анализа могут не оказаться крупные золотины, длиноволокнистый асбест и т. п. Общее решение снижения случайной и вероятной систематической погрешностей связано с включением в схемы подготовки пробы операции обогащения. Это позволяет выполнить анализ большой по массе пробы. Операция обогащения при подготовке пробы становится эффективной при извлечении определяемого компонента в концентрат выше значения, зависящего от погрешностей анализа, как руды, так и хвостов. Переход к анализу больших по массе проб позволяет снизить вероятную систематическую погрешность до приемлемых малых значений.

Ключевые слова: *схема подготовки проб; операция обогащения; случайная погрешность; вероятная систематическая погрешность.*

При опробовании продуктов с малой массовой долей определяемых компонентов относительная случайная погрешность определения оказывается большой. Кроме этого, при малом числе зерен, содержащих определяемый компонент, существенное влияние начинает оказывать вероятная систематическая погрешность, которая в предельном случае может составить 100 %. Так, в навесках для анализа могут не оказаться крупные золотины, длиноволокнистый асбест и т. п. Общее решение снижения случайной и вероятной систематической погрешностей связано с включением в схемы подготовки пробы операций обогащения. Это позволяет выполнить анализ достаточно большой по массе пробы. Такое решение реализовано в схемах подготовки и анализа проб асбестовой руды, предлагается для реализации в схемах подготовки и анализа проб золотых руд [1–3], является основным методом повышения чувствительности приближенно-количественного минералогического анализа.

Однако общего решения определения эффективности и условий включения операций обогащения в схемы подготовки и анализа проб нет.

Обычная схема подготовки проб состоит в том, что начальная проба измельчается и сокращается с тем, чтобы можно было отобрать навеску для анализа. После выполнения анализа выдается результат.

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

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

Волков Павел Сергеевич – инженер кафедры обогащения полезных ископаемых. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: Volkov_PS@bk.ru

Схема с обогащением пробы состоит в том, что начальная проба целиком доводится до крупности, при которой возможно получение концентрата, после чего обогащается с выделением концентрата и хвостов, которые взвешиваются с расчетом выходов γ_β и γ_g и анализируется отдельно с получением массовых долей β и g .

Тогда искомая массовая доля α определится по выражению

$$\alpha = \gamma_\beta \beta + \gamma_g g. \quad (1)$$

Из выражения (1) может быть получено значение относительной случайной погрешности P_α массовой доли α

$$P_\alpha^2 = \varepsilon_\beta^2 P_\beta^2 + \varepsilon_g^2 P_g^2, \quad (2)$$

где ε_β , ε_g – извлечение в концентрат и хвосты в долях единицы; P_β , P_g – относительные случайные погрешности подготовки и анализа концентрата и хвостов в процентах.

Уравнение (2) показывает, что итоговая погрешность P_α зависит от соотношения погрешностей определения массовых долей в концентрате P_β и хвостах P_g и извлечения в концентрат ε_β и в хвосты ε_g в операции обогащения.

Поскольку обычно P_β невелико, то формулу (2) можно упростить до

$$P_\alpha = \varepsilon_g P_g, \quad (3)$$

откуда может быть найдено минимально допустимое в операции обогащения извлечение в концентрат

$$\varepsilon_{\beta \min} = 1 - \varepsilon_g = 1 - \frac{P_\alpha}{P_g}.$$

Только при превышении фактического извлечения этой величины введение операции обогащения будет оправданно.

Если из пробы может быть выделен определенный компонент в чистом виде, например самородное золото или платина, то массовая доля α будет найдена по формуле

$$\alpha = m/q + g,$$

где m – масса определяемого компонента, выделенного обогащением; q – масса пробы, из которой выделен компонент массой m ; g – массовая доля определяемого компонента в хвостах, $\gamma_g \approx 1$.

Пренебрегая погрешностями взвешивания m и q , получим

$$P_\alpha = \frac{g}{\alpha} P_g \approx \varepsilon_g P_g, \quad (4)$$

совпадающее с (3).

Следовательно, погрешность определения массовой доли α в пробе массой q по схеме с обогащением и выделением чистого компонента прямо пропорциональна извлечению в хвосты и относительной погрешности определения массовой доли в хвостах.

Однако P_g , %, зависит от многих величин [4]:

$$P_g = 2 \sqrt{\frac{2 f \beta_m \rho_m (\bar{d}_{\text{нав}})^3}{g \rho_{\text{нав}}}} \cdot 100, \quad (5)$$

как и относительная погрешность определения α без обогащения

$$P_{\alpha 0} = 2 \sqrt{\frac{2f\beta_M \rho_M (\bar{d}_{\text{нав}})^3}{\alpha \rho_{\text{нав}}}} \cdot 100, \quad (6)$$

где f – коэффициент формы; β_M – массовая доля металла в минерале, г/г; ρ_M – плотность минерала, кг/м³; $\bar{d}_{\text{нав}}$ – средний размер частиц; $\rho_{\text{нав}}$ – плотность материала навески, кг/м³.

Из (4), (5) и (6) следует

$$P_{\alpha} = \sqrt{g/\alpha} P_{\alpha 0} \approx \sqrt{\varepsilon_g} P_{\alpha 0},$$

это выражение является основным для оценки эффективности обогащения пробы с выделением чистого компонента.

Величина $P_{\alpha 0}$ в настоящее время предопределяется массой навески для анализа. Обычно это малая масса: для руд цветных металлов – 1 г, для благородных металлов – 50 г, поэтому погрешность $P_{\alpha 0}$ может быть большой. Переход к большим массам навесок является редким событием. Так, только с использованием линейных ускорителей электронов сумели выполнить анализ навесок на золото массой 500 г [5, 6]. Введение операций обогащения позволяет снять ограничения на массу навески.

Поскольку обогащение пробы – это специфическая дополнительная операция в схеме подготовки пробы, ее следует использовать тогда, когда это существенно снизит P_{α} по сравнению с $P_{\alpha 0}$. Примем, что приемлемым окажется соотношение $P_{\alpha} \leq 0,3 P_{\alpha 0}$. Тогда $\varepsilon_g \leq 0,09$, и извлечение в концентрат должно быть больше 90 %, т. е. введение операций обогащения эффективно только при высоком извлечении определяемого компонента в концентрат.

Анализ большой по массе пробы, фактически, исключает или снижает вероятную систематическую погрешность.

Относительная вероятная систематическая погрешность, % [4, 7]

$$P_{\text{всп}} = \frac{1}{\bar{m}} \cdot 100,$$

где \bar{m} – среднее число зерен минерала, содержащего определяемый компонент, в навеске.

В навесках, обычно используемых для анализа, среднее число зерен \bar{m} может быть мало, а вероятная систематическая погрешность – велика.

Так, в навеске массой 50 г, передаваемой на пробирный анализ, может оказаться небольшое число золотинок. Пусть ожидаемая в навеске массовая доля золота $\alpha = 0,1$ г/г, средняя крупность материала навески 0,05 мм, тогда среднее число золотинок \bar{m} в навеске

$$\bar{m} = \frac{q\alpha}{f\rho_M \beta_M \bar{d}^3} = 5,5,$$

где q – масса навески, $q = 0,05$ кг; α – массовая доля золота, $\alpha = 0,1$ г/г; f – коэффициент формы, $f = 0,4$; ρ_M – плотность золотинок, $\rho_M = 18\,000$ кг/м³; β_M – массовая доля золота в золотинок, $\beta_M = 106$ г/г; \bar{d} – средняя крупность золотинок, $\bar{d} = 0,05$ мм.

Следовательно, в этом весьма благоприятном случае вероятная систематическая погрешность составит минус 18 %. Обогащение же такого материала мас-

сой, например, 5 кг позволит снизить вероятную систематическую погрешность в 100 раз, т. е. до 0,18 %.

Итак, при использовании операции обогащения в схеме подготовки пробы необходимо обеспечить извлечение определяемого компонента в концентрат не ниже значения, предопределяемого соотношением относительных случайных погрешностей подготовки и анализа необогащенной пробы и хвостов обогащения. При выделении обогащением из пробы определяемого компонента в чистом виде (золото, платина, алмазы и т. п.) случайная погрешность изменяется пропорционально корню квадратному из извлечения компонента в хвосты. Использование операции обогащения в схеме подготовки пробы позволяет выполнить анализ большой массы, что при анализе пробы с малой массовой долей полезного компонента снижает вероятную систематическую погрешность до заданного значения.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Романчук А. И., Никулин А. И., Жарков В. В., Коблов В. В. Технология и технические средства для извлечения свободного золота из проб золотосодержащих руд // Горный журнал. 2003. № 12. С. 79–83.
2. Петров С. В., Бедерова Л. Л., Бороздин А. П. К методике достоверного определения содержания благородных металлов в пробах с крупными выделениями самородных металлов // Обогащение руд. 2015. № 4. С. 44–48.
3. Кавчик Б. К. Схема обработки проб с предварительным извлечением крупного золота // Золотодобыча. 2013. № 177. С. 27–30.
4. Козин В. З. Опробование минерального сырья: науч. монография. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2011. 316 с.
5. Шеметов П. А., Бычков В. Н. Управление качеством рудного потока в карьере Мурунтау // Горный вестник Узбекистана. 2001. № 2. С. 31–35.
6. Козин В. З., Комлев А. С. Комбинированный способ отбора проб продуктов обогащения и оборудование для его реализации // Обогащение руд. 2014. № 3. С. 28–32.
7. Комлев А. С. Экспериментальное определение вероятной систематической погрешности при отборе проб продуктов обогащения комбинированным способом // Горный журнал. 2016. № 6. С. 84–90.

Поступила в редакцию 1 февраля 2017 года

CONCENTRATION OPERATIONS EFFICIENCY IN THE SCHEMES OF SAMPLES PREPARATION

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

When sampling products with low mass concentration of determined components relative accidental inclination may be high. Under the low quantity of grains which contain the determined component in a sample, probable systematic inclination may constitute 100%. Thus, large gold grains, long-fiber asbestos and other may not be found in the weighed quantities for analysis. General solution of accidental and probable systematic inclinations reduction is connected with the inclusion of concentration operation in the scheme of samples preparation. It helps fulfilling the analysis over the large sample mass. Concentration operation under samples preparation becomes efficient under the extraction of determined component into the concentrate with the value which is higher than the one that depends on the analysis inclinations, both ore and tailings. Transfer to the analysis of great samples at mass allows reducing probable systematic inclination up to acceptable low values.

Key words: samples preparation scheme; concentration operation; probable systematic inclination.

REFERENCES

1. Romanchuk A. I., Nikulin A. I., Zharkov V. V., Koblov V. V. [Technology and hardware to recover free gold out of the samples of gold ore]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2003, no. 12, pp. 79–83. (In Russ.)
2. Petrov S. V., Bederova L. L., Borozdin A. P. [Regarding the methods of reliable determination of precious metals content in the samples with large winning of native metals] *Obogashchenie rud – Mineral Processing*, 2015, no. 4, pp. 44–48. (In Russ.)
3. Kavchik B. K. [The scheme of samples handling with preliminary extraction of coarse gold]. *Zolotodobycha – Gold Mining*, 2013, no. 177, pp. 27–30. (In Russ.)
4. Kozin V. Z. *Oprobovanie mineral'nogo syr'ia* [Mineral raw materials sampling]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2011. 316 p.

5. Shemetov P. A., Bychkov V. N. [Quality control over the ore flow in Muruntau open pit]. *Gornyi vestnik Uzbekistana – Mining News of Uzbekistan*, 2001, no. 2, pp. 31–35. (In Russ.)
 6. Kozin V. Z., Komlev A. S. [Combined method of concentration products sampling and the equipment for its realization]. *Obogashchenie rud – Mineral Processing*. 2014, no. 3, pp. 28–32. (In Russ.)
 7. Komlev S. A. [Experimental determination of probable systematic inclination when sampling products of concentration with combined method]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2016, no. 6, pp. 84–90. (In Russ.)
-

ФИЗИЧЕСКИЕ И ХИМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

УДК 622.24

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПЛАЗМЕННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ УПРОЧНЕНИЯ ЭЛЕМЕНТОВ ШАРОШЕЧНЫХ БУРОВЫХ ДОЛОТ

БЛИНКОВ О. Г., ДМИТРИЕВ В. Т., БОЯРСКИХ Г. А.

Представлены результаты использования плазменной технологии для упрочнения элементов шарошечных буровых долот. В настоящее время широкое применение находит метод упрочнения поверхности, основанный на получении ионной компоненты металла в плазме электродугового разряда. Основным преимуществом, предопределившим широкое распространение вакуумного ионно-плазменного метода, является то, что в компактном и несложном по исполнению устройстве удастся получить плазменную струю металла с высокой степенью ионизации и высокой средней кинетической энергией ионов. Это позволяет термодинамически равновесный процесс формирования покрытий перевести в существенно неравновесный – прямой плазмохимический синтез. При этом значения критических температур, при которых достигаются нужная степень адгезии, высокая скорость реакции образования соединения и необходимый уровень когезионного взаимодействия, могут быть уменьшены с 1000 °С до значений, близких к нормальным. Кроме того, появляется возможность получения уникальных по составу покрытий с разным содержанием компонентов. В результате проведенных исследований установлены оптимальные материалы, параметры и режимы плазменного напыления износостойкого покрытия на беговые дорожки подшипниковых узлов шарошечных буровых долот. Использование на практике результатов проведенных исследований позволит существенно увеличить ресурс работы и надежность подшипниковых узлов шарошечного бурового инструмента и, как следствие, повысить эффективность и снизить стоимость проведения буровых работ.

Ключевые слова: шарошечное долото; беговые дорожки; электродуговой разряд; вакуумный ионно-плазменный метод.

Многолетняя практика применения шарошечных буровых долот показывает, что основной причиной отказов являются низкая износостойкость и недостаточная прочность конструкционных материалов опорных узлов и вооружения.

Перспективным является развитие комбинированных методов обработки деталей подшипниковых опор, обеспечивающих увеличение твердости и глубины упрочненного слоя, создание оптимальных напряжений в поверхностном слое и формирование оптимальной шероховатости поверхностей трения. В работе [1] приведена сравнительная оценка эффективности упрочнения элементов опоры шарошечных долот. Испытаниями шарошечных буроголовок [2] подтверждена

Блинков Олег Геннадиевич – доктор технических наук, профессор-консультант. 620002, г. Екатеринбург, ул. Мира, 19, Уральский федеральный университет. E-mail: blinkovog@gmail.com

Дмитриев Владимир Трофимович – доктор технических наук, профессор кафедры эксплуатации горного оборудования. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет.

Боярских Геннадий Алексеевич – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой эксплуатации горного оборудования. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: gmf.ego@ursmu.ru

высокая эффективность сочетания химико-термической обработки (ХТО), шлифования и вибрационной обработки как наиболее апробированных в производстве породоразрушающего инструмента и не требующих больших капитальных затрат на освоение. Однако потенциал эксплуатационных свойств сталей в сочетании с ХТО, используемых при производстве шарошечных долот, является в значительной степени исчерпанным [3, 4].

В настоящее время широкое применение находит вакуумный ионно-плазменный метод упрочнения поверхности. Основным преимуществом, предопределившим его широкое распространение, является то, что в компактном и несложном по исполнению устройстве удается получить плазменную струю металла с высокой степенью ионизации (до 90 %) и высокой средней кинетической энергией ионов (30 000 эВ).

В данном процессе определяющим становится новый, легко регулируемый в широких пределах технологический параметр – кинетическая энергия ионов. Это позволяет термодинамически равновесный процесс формирования покрытий перевести в существенно неравновесный – прямой плазмохимический синтез [5]. При этом критические температуры, при которых достигаются нужная степень адгезии, высокая скорость реакции образования соединения и необходимый уровень когезионного взаимодействия, могут быть уменьшены с 1000 °С до значений, близких к нормальным. Кроме того, появляется возможность получения уникальных по составу покрытий с разным содержанием компонентов (фаз внедрения).

Для упрочнения поверхности наиболее часто используются покрытия на основе нитридов, карбидов и карбонитридов переходных металлов (Al, Ti, Cr, Mo). Образование нитридов и карбидов в данной технологии происходит в результате прямого плазмохимического синтеза. Регулируемыми технологическими параметрами являются ток дуги, напряжение смещения, ток катушки магнита и давление реакционного газа. Ток дуги существенным образом влияет на процессы, происходящие на поверхности катода. С увеличением тока дуги эти процессы интенсифицируются (Барвинок В. А., Блинков О. Г., Самородов Д. В. *Разработка методики вакуумного ионно-плазменного и плазменного напыления покрытий на детали и узлы бурового инструмента, работающего в агрессивных средах. Отчет по НИР и ОКР. Самара: ИНПЦ «Технология». 1999. 48 с.*).

Для проведения упрочнения элементов шарошечного долота в качестве одного из интегрируемых процессов выбран вакуумный ионно-плазменный метод, позволяющий получать уникальные по составу покрытия с разным содержанием компонентов (Барвинок В. А., Торгашов А. В., Блинков О. Г. и др. *Разработка техники и технологии нанесения плазменных, ионно-плазменных покрытий на детали буровых шарошечных долот в целях повышения их износостойкости и долговечности. Отчет по НИОКР. Самара: НИИ «Технологии» РАН. 1998. 48 с.*).

В качестве объекта взяты шарошечные буровые долота, а основными элементами упрочнения за счет нанесения износостойкого покрытия стали следующие рабочие поверхности: беговые дорожки шарошек; беговые дорожки цапф лап; вершины зубьев стального фрезерованного вооружения.

Нанесение износостойкого покрытия на беговые дорожки подшипников шарошки потребовало проведения опытно-экспериментальных работ в следующих основных направлениях:

– проектирование и изготовление нестандартного плазменного оборудования для вращения и напыления на беговые дорожки шарошки, а также деталей имитаторов;

– создание (подбор) материалов на основе сложнелегированных металлов с НКС ≤ 55, толщиной ~ 0,8 мм;

– отработка процесса и плазменное напыление на образцах и деталях (Барвинок В. А., Торгашов А. В., Блинков О. Г. и др. *Разработка техники... 48 с.*).

По результатам проведенных опытных работ установлены оптимальные режим, параметры и материал (табл. 1), необходимые для успешного осуществления процесса. Для чистовой доводки поверхностей шарошек с покрытием в размер необходимо последующее послойное шлифование.

Таблица 1

Параметры износостойкого плазменного покрытия беговых дорожек подшипников шарошки

Конструкция покрытия	Толщина слоя	Состав
1-й слой	160 мкм	Ni-Al
2-й слой	0,8–0,12 мм	C-Fe-Ni-Cr-Cu

На рис. 1 представлена характерная микроструктура плазменного износостойкого покрытия для беговых дорожек бурового долота [5].

Для нанесения плазменного износостойкого покрытия необходимы материалы: электрокорунд № 80 ГОСТ 3647-80; газы – аргон ГОСТ 10157-79, водород ГОСТ 3022-80, азот ГОСТ 9293-74; порошки для 1-го слоя – Ni-Al, для 2-го слоя – C-Fe-Ni-Cr-Cu.

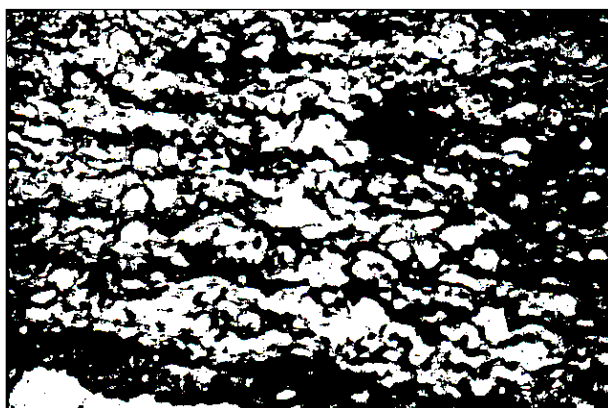


Рис. 1. Внешний вид характерной микроструктуры износостойкого покрытия системы C-Fe-Ni-Cr-Cu (шлиф не травлен):

1-й слой (нижняя часть) – интерметаллиды, $H_v = 320-360$ ед.;
2-й слой (верхняя часть) – карбиды, интерметаллиды, медная составляющая (около 10%), $H_v = 508-1210$ ед.

Параметры режима плазменной технологии напыления беговых дорожек шарошек представлены в табл. 2.

Нанесение износостойкого покрытия на беговые дорожки подшипников цапфы лап также потребовало проведения опытно-экспериментальных работ:

- по проектированию и изготовлению нестандартного плазменного оборудования для вращения и напыления на цапфы лап по беговым дорожкам;
- созданию (подбору) материалов на основе легированных металлов с обеспечением НКС > 55, толщиной 0,8–1 мм;
- отработке процесса и плазменному напылению на образцах и деталях.

Изыскание материала по плазменному напылению износостойкого покрытия на беговые дорожки подшипников цапфы лап осуществлялось на основе C–Fe–Ni–Cr и C–Fe–Ni–Al составов.

Таблица 2

Характеристики технологии плазменного напыления на беговые дорожки подшипников

Параметры напыления	1-й слой Ni–Al	2-й слой C–Fe–Ni–Cr–Cu
Напряжение, В	80	80
Сила тока, А	360	360
Дистанция, мм	100	100
Плазмообразующие газы	Аргон, азот	Аргон, азот
Расход газов, м/ч	1,8	1,8

По результатам опытных работ установлены оптимальные режимы, параметры и материалы (табл. 3), необходимые для успешного осуществления процесса. Для чистой доводки поверхностей лап с покрытием в размер необходимо последующее послеслойное шлифование (с малой подачей и съемом покрытия за проход).

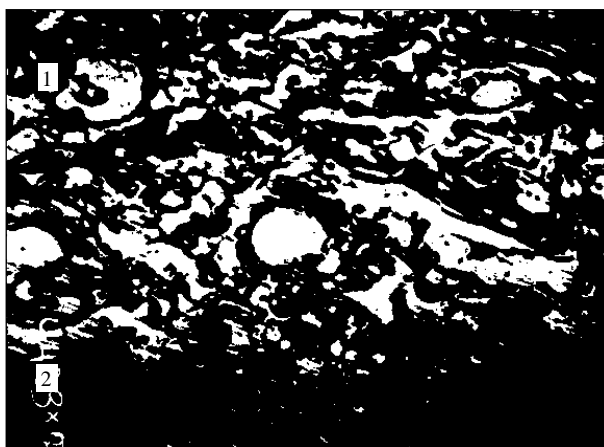


Рис. 2. Внешний вид характерной микроструктуры износостойкого покрытия системы C–Fe–Ni–Cr (шлиф нетравлен): 1-й слой – интерметаллиды, $H_{\mu} = 320\text{--}360$ ед.; 2-й слой – карбиды, интерметаллиды, графитные включения, $H_{\mu} = 512\text{--}747$ ед.

На рис. 2 представлена характерная микроструктура плазменного износостойкого покрытия на беговой дорожке цапфы лапы.

Таблица 3

Параметры износостойкого плазменного покрытия беговых дорожек подшипников цапфы лап

Конструкция покрытия	Толщина слоя	Состав
1-й слой	150–250 мкм	Ni–Al
2-й слой	1,3–1,5 мм	C–Fe–Ni–Cr

Таким образом, на основе проведенных исследований определены материалы, параметры и режимы для плазменного напыления износостойкого покрытия на беговые дорожки подшипниковых узлов шарошечных буровых долот.

Применение на практике предложенных разработок позволит существенно повысить ресурс работы и надежность подшипниковых узлов шарошечного бурового инструмента и, как следствие, снизить стоимость проведения буровых работ.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Боярских Г. А., Симисинов Д. И. Сравнительная оценка эффективности упрочнения элементов опоры шарошечных долот // Изв. вузов. Горный журнал. 2002. № 5. С. 65–72.
2. Симисинов Д. И., Курбанов Я. М., Симисинов И. Л., Горбунов В. А. Повышение технологических показателей шарошечных бурильных головок для бурения Уральской СГ-4 // Разведка и охрана недр. 2003. № 6. С. 8–10.
3. Симисинов Д. И., Боярских Г. А., Дмитриев В. Т. Самоорганизующаяся трибосистема как средство повышения эффективности работы опор шарошечных долот // Горное оборудование и электромеханика. 2006. № 8. С. 25–28.
4. Сериков Д. Ю., Панин Н. М., Агеева В. Н. Совершенствование систем герметизации подшипниковых узлов шарошечных долот // Строительство нефтяных и газовых скважин на суше и на море. 2016. № 4. С. 16–19.
5. Попов А. Н., Баталов С. П., Торгашов А. В. и др. Особенности изнашивания и пути повышения стойкости подшипников скольжения долот // Проблемы нефтегазового комплекса России: тезисы докл. Всерос. науч.-техн. конф. Уфа: Уфимский Государственный нефтяной технический университет. 1995. С. 105–109.

Поступила в редакцию 27 января 2017 года

THE USE OF PLASMA TECHNOLOGY TO REINFORCE THE ELEMENTS OF CUTTER ROCK DRILLING BIT

Blinkov O. G. – Ural Federal University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: blinkovog@gmail.com
Dmitriev V. T., Boiarskikh G. A. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: gmf.ego@ursmu.ru

The article introduces the results of the use of plasma technology to reinforce the elements of cutter rock drilling bits. The method of hard facing is currently being widely used; the method is based on getting ionic component of metal in the plasma of arc discharge. The main advantage, which has predetermined the wide spread occurrence of vacuum ionic-plasma method is the fact that in within a compact and simple device it is possible to obtain plasma jet of metal with high level of ionization and high average ion kinetic energy. It makes it possible to transfer thermodynamically-equilibrium covering generation process into essentially non-equilibrium – straight plasma chemical synthesis. At that the values of critical temperatures at which the required level of adhesion is obtained, high rate of connection formation reaction, and the required level of cohesive interaction, can be reduced from 1000°C to near normal values. Furthermore, possibility emerges to obtain coverings unique in composition with various content of components. As the result of investigations fulfilled, optimal materials are determined, as well as parameters and regimes of plasma coating of abrasion-resistant covering on link rails of bearing units of cutter rock drilling bits. Practical use of the investigation results will allow significantly increase operational life and reliability of bearing units of a cutter rock drilling bit and, consequently, increase efficiency and reduce the cost of drilling operations.

Key words: rock drilling bit; link rails; arc discharge; vacuum ionic-plasma method.

REFERENCES

1. Boiarskikh G. A., Simisinov D. I. [Comparative efficiency evaluation of rock drilling bits support elements reinforcement]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2002, no. 5, pp. 65–72. (In Russ.)
2. Simisinov D. I., Kurbanov Ia. M., Simisinov I. L., Gorbunov V. A. [The increase of technological indices roller bit drilling heads to drill the Uralskaia ultradeep well SG-4]. *Razvedka i okhrana neдр – Prospect and Protection of Mineral Resources*, 2003, no. 6, pp. 8–10. (In Russ.)
3. Simisinov D. I., Boiarskikh G. A., Dmitriev V. T. [Self-organizing tribosystem as a means of increasing operational efficiency of rock drilling bit supports]. *Gornoe oborudovanie i elektromekhanika – Mining Equipment and Electromechanics*, 2006, no. 8, pp. 25–28. (In Russ.)
4. Serikov D. Iu., Pанин N. M., Ageeva V. N. [Rock drilling bit bearing units hermetization system development]. *Stroitel'stvo nef'tianykh i gazovykh skvazhin na sushe i na more – Oil and Gas Wells Construction on Land and Sea*, 2016, no. 4, pp. 16–19. (In Russ.)
5. Popov A. N., Batalov S. P., Torgashov A. V. and others. [Peculiarities of wastage and ways of improving bits plain bearings rigidity]. *Problemy nef'tegazovogo kompleksa Rossii; tezisy dokl. Vseros. nauch.-tekhn. konf.* [Proc. All-Russ. Sci. and Tech. Conf. “The problems of oil and gas complex in Russia”]. Ufa, USPTU Publ., 1995, pp. 105–109.

ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ ГЕОЛОГИЯ, ГИДРОГЕОЛОГИЯ И ГЕОФИЗИКА

УДК 550.832.75

ИНДУКЦИОННЫЙ КАРОТАЖ СКВАЖИН В ПРОЦЕССЕ БУРЕНИЯ

РАТУШНЯК А. Н., БАЙДИКОВ С. В., ТЕПЛУХИН В. К.

Задачей исследований электромагнитными методами каротажа скважин в процессе бурения является определение проводящих свойств геологической среды с учетом пространственных неоднородностей: пространства скважины с буровым раствором и вмещающих пород, пересекаемых бурящейся скважиной. В работе выполнен анализ расчетов электромагнитного поля при гармоническом и импульсном режимах источника в виде магнитного диполя для цилиндрически-симметричной среды, неоднородной по удельному электрическому сопротивлению. Приведены информативные параметры электромагнитного поля при гармоническом и импульсном режимах источника, позволяющие определять проводящие свойства однородной вмещающей геологической среды. Исследована возможность применения индукционных импульсных и частотных зондирований для определения удельного электрического сопротивления пород с учетом влияния проводящего бурового раствора при скважинных исследованиях в процессе бурения.

Ключевые слова: гармоническое электромагнитное поле; импульсное электромагнитное поле; индукционные частотные зондирования; индукционные импульсные зондирования; каротаж в процессе бурения.

Разбуривание нефтегазовых месторождений горизонтальными и многоствольными наклонно-направленными скважинами является в настоящее время одним из наиболее эффективных методов формирования оптимальной системы разработки. Увеличение площади фильтрации углеводородного флюида в пространство скважины в значительной степени повышает эффективность разработки месторождения. Процесс направленного бурения скважины сопровождается его навигацией, осуществляемой по данным инклинометрии, и проведением каротажа комплексом геофизических методов.

Задачей исследований электромагнитными методами каротажа скважины в процессе бурения LWD (Logging While Drilling) является определение проводящих свойств геологических пород с учетом всех пространственных неоднородностей: пространства скважины с буровым раствором, зоны проникновения фильтрата и вмещающих пород, пересекаемых бурящейся скважиной.

В работе изучена возможность применения индукционного метода каротажа [1] при частотном и импульсном режимах источника тока для определения удельного электрического сопротивления пород при скважинных исследованиях в процессе бурения. Существенным осложнением таких исследований является значи-

Ратушняк Александр Николаевич – кандидат технических наук, заведующий лабораторией. 620016, г. Екатеринбург, ул. Амурдсена, 100, Институт геофизики УрО РАН. E-mail: geo_info@mail.ru

Байдинов Сергей Владимирович – кандидат технических наук, старший научный сотрудник. 620016, г. Екатеринбург, ул. Амурдсена, 100, Институт геофизики УрО РАН. E-mail: badikek@mail.ru

Теплухин Владимир Клавдиевич – доктор технических наук, руководитель отдела новых технологий. 452600, г. Октябрьский, Республика Башкортостан, ул. Садовое кольцо, 4А, ООО «ПетроТул-НБ». E-mail: teplukhin-v@yandex.ru

тельное влияние проводящего бурового раствора, подаваемого на забой внутри колонны и выносящегося со шламом в заколонном пространстве.

Модель среды и электромагнитное поле магнитного диполя на оси скважины. Физико-геометрическая модель среды, неоднородной по удельному электрическому сопротивлению, включает: скважину радиуса a , заполненную буровым раствором с удельным электрическим сопротивлением ρ_1 ; вмещающие породы с удельным сопротивлением ρ_2 ; магнитный диполь с моментом вдоль оси скважины M_z^* . Точка измерений N расположена на оси скважины на разном расстоянии L от диполя (разнос).

Основой для теоретических исследований электромагнитного поля, создаваемого гармоническим магнитным диполем, является работа [2], в которой приведено решение задачи о гармоническом электромагнитном поле осевого магнитного диполя в цилиндрически-симметричной неоднородной среде с проводящим S -слоем на границе сред с удельными электрическими сопротивлениями ρ_1 (пространство скважины) и ρ_2 (среда). Электромагнитное поле определено с помощью вспомогательного вектор-потенциала магнитного типа, который, в отличие от приближенного решения [3], в каждой из сред имеет две составляющие – вертикальную и радиальную.

В пространстве скважины на оси Z при $r = 0$ на расстоянии $z = L$ (разнос) от магнитного диполя с моментом $M_z^* = JS_r$ (где J – сила тока, S_r – площадь генераторной катушки) осевая составляющая магнитной индукции состоит из трех составляющих [2]

$$B_z = B_{z0} + B_{zc} + B_{zw}, \quad (1)$$

которые описывают соответственно:

$$B_{z0} = \frac{\mu_0 M_z^*}{2\pi L^3} (1 + k_1 L) \exp(-k_1 L) \text{ – магнитное поле диполя в однородной среде;}$$

$$B_{zc} = -\frac{\mu_0 M_z^*}{2\pi^2} \int_0^\infty \lambda^2 \alpha_1 \cos \lambda L d\lambda \text{ – магнитное поле стоячей волны;}$$

$$B_{zw} = -\frac{\mu_0 M_z^*}{2\pi^2} \int_0^\infty \lambda^2 m_1 \beta_1 \cos \lambda L d\lambda \text{ – магнитное поле бегущей волны, где}$$

$\mu_0 = 4\pi \cdot 10^{-7}$ Гн/м – магнитная постоянная; $m_1^2 = \lambda^2 + k_i^2$, $k_i^2 = j\omega\mu_0\sigma_i$, ω – круговая частота, $1/c$; $j = \sqrt{-1}$, $\sigma_i = 1/\rho_i$ – удельные электропроводности сред.

Входящие в формулы коэффициенты для частного случая контакта двух сред с разными удельными сопротивлениями ρ_1 (пространство скважины) и ρ_2 (среда) имеют вид:

$$\beta_1 = \frac{K_1(m_2 a)}{G} \left[\frac{\sigma_1 K_0(m_2 a)}{ap} - \alpha_1 I_0(m_1 a) - K_0(m_1 a) \right];$$

$$\alpha_1 = \frac{\sigma_2 m_1 K_0(m_2 a) K_1(m_1 a) - \sigma_1 m_2 K_1(m_2 a) K_0(m_1 a)}{p},$$

где $p = \sigma_2 m_1 I_1(m_1 a) K_0(m_2 a) + \sigma_1 m_2 I_0(m_1 a) K_1(m_2 a)$, $G = m_1 I_0(m_1 a) K_1(m_2 a) + m_2 I_1 \times (m_1 a) K_0(m_2 a)$, I_0 , I_1 , K_0 , K_1 – модифицированные функции Бесселя и функции Макдональда от комплексного аргумента ($m_i a$) порядков 0 и 1.

Полученное решение (1) для осевой составляющей магнитной индукции на разnose L , создаваемой током в соосном магнитном диполе, позволяет исследо-

вать закономерности изменения поля при разных физико-геометрических параметрах модели при гармоническом режиме тока источника.

При импульсном режиме изменения тока в источнике в виде ступенчатой функции Хевисайда измеряемой величиной поля является вещественная ЭДС, наводимая в измерительной катушке. Расчет временных характеристик поля выполняется с помощью численного синус-преобразования Фурье для положительной части спектра частот $\omega \geq 0$ вещественной части поля [4]:

$$\varepsilon(t) = \frac{2}{\pi} \int_0^{\infty} \operatorname{Re} \varepsilon(\omega) \frac{\sin(\omega t)}{\omega} d\omega.$$

ЭДС, наводимая в одном витке измерительной катушки малого радиуса $r \ll L$ изменяющимся магнитным полем, равна $\varepsilon(\omega) = -j\omega S B_z(\omega)$, следовательно: $\operatorname{Re} \varepsilon(\omega) = \omega S \operatorname{Im} B_z(\omega)$ и

$$\varepsilon(t) = \frac{2}{\pi} S \int_0^{\infty} \operatorname{Im} B_z(\omega) \sin(\omega t) d\omega. \quad (2)$$

Для режима спада поля после пропускания импульса тока длительностью T расчет проводится с помощью теоремы наложения $\varepsilon(T, t) = \varepsilon(T + t) - \varepsilon(t)$ [5], где время t отсчитывается от момента выключения тока. При больших временах зарядки T , когда магнитное поле устремляется к стационарному значению, ЭДС становления и спада равны по модулю $\varepsilon(T, t) = -\varepsilon(t)$.

Результаты расчетов электромагнитного поля. Частотный режим источника. Два слагаемых, входящих в формулу для расчета осевой составляющей магнитного поля B_z (1), представляют собой несобственные интегралы от осциллирующих комплексных функций. Численное интегрирование с задаваемой относительной погрешностью проводилось методом Лонгмана с удвоенной точностью представления величин, входящих в комплексную подынтегральную функцию [6]. Интегрирование между нулями осциллирующей функции выполнялось методом Гаусса по 81 узлу с задаваемой относительной погрешностью вычислений.

Расчеты ЭДС для импульсного режима источника тока осуществлялись с помощью численного синус-преобразования Фурье (2) по спектру значений мнимой части магнитной индукции (1), рассчитанных на дискретных частотах с интерполяцией промежуточных значений кубическим сплайном.

В работе [2] проанализированы закономерности изменения магнитного поля для частного случая, когда в пространстве скважины находится скважинный прибор, являющийся диэлектриком, т. е. $\rho_1 = \infty$. Магнитное поле на оси скважины при малых отношениях радиуса скважины к разному a/L в точности соответствует расчетам поля диполя в безграничной проводящей среде с удельным сопротивлением ρ_2 . Влияние первичного поля B_{z_0} и поля стоячей волны от непроводящего объема скважины B_{zc} , которые являются вещественными величинами, на мнимую часть магнитного поля $\operatorname{Im} B_z$ при $a \ll L$ отсутствует. Мнимая часть поля обусловлена вихревыми токами только в окружающей проводящей среде. В этом случае величину удельного электрического сопротивления среды удобно определять по частоте, соответствующей минимуму $\operatorname{Im} B_z$. Его положение всегда соответствует волновому параметру $p = \omega_0 \sigma L^2 = 4,93$, откуда следует формула для

определения удельного сопротивления среды по частоте, соответствующей минимуму измеряемой мнимой квадратуры $\text{Im}B_z$:

$$\rho = 1,6fL^2, \quad (3)$$

где f – частота, МГц; L – разнос, м.

В случае проводящей среды, заполняющей скважину ($\rho_1 \neq \infty$), слагаемые первичного поля B_{z0} и стоячей волны B_{zc} являются комплексными и вносят вклад в измеряемую мнимую квадратуру осевой составляющей магнитной индукции (1).

На рис. 1 приведены частотные кривые $\text{Im}B_z$ на разноре $L = 1,2$ м первичного поля B_{z0} , стоячей B_{zc} и бегущей B_{zw} волны в скважине радиусом $a = 0,075$ м для среды с удельным сопротивлением $\rho_1 = 1$ Ом · м при разном удельном сопротивлении вмещающей среды ρ_2 . Здесь и далее в силу линейности будем полагать момент магнитного диполя $M_z^* = 1$ А · м².

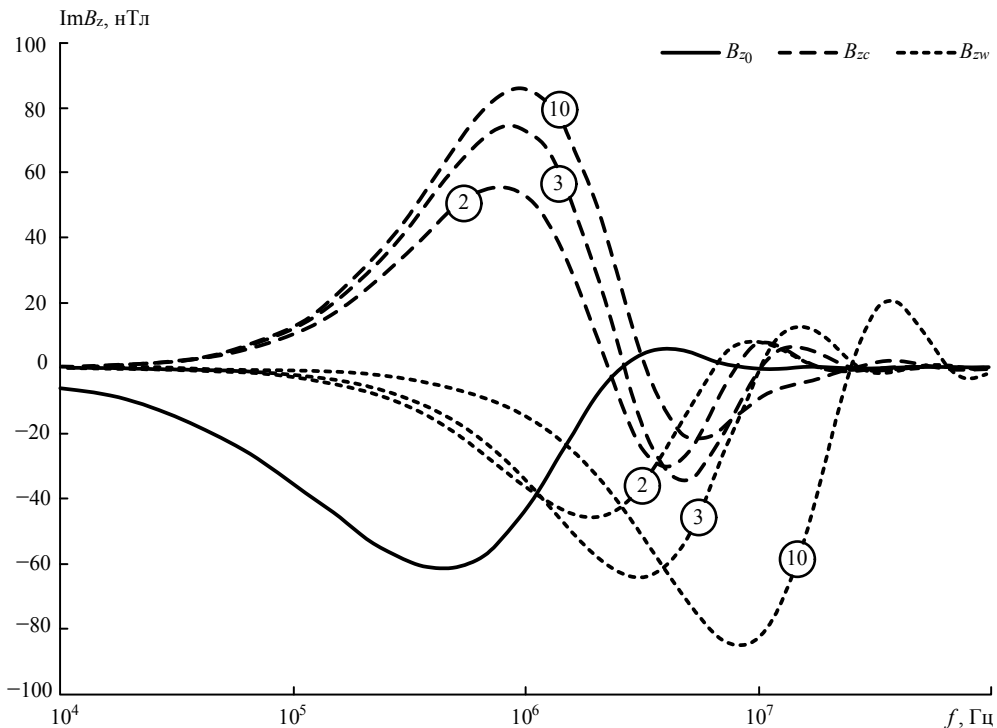


Рис. 1. Частотные кривые $\text{Im}B_z$ на разноре $L = 1,2$ м первичного поля B_{z0} , стоячей B_{zc} и бегущей B_{zw} волн в скважине радиусом $a = 0,075$ м в проводящих средах при $\rho_1 = 1$ Ом · м. Шифр кривых – ρ_2 (Ом · м)

Слагаемые поля стоячей B_{zc} и бегущей B_{zw} волны вносят заметный вклад в мнимую квадратуру осевой составляющей магнитной индукции $\text{Im}B_z$, но при этом имеют разные знаки, а их экстремальные значения находятся в более высокочастотной области спектра частот, чем B_{z0} . С понижением удельного сопротивления вмещающей среды ρ_2 до 2 Ом · м экстремальные значения слагаемых B_{zc} и B_{zw} уменьшаются. При этом частота, на которой находится экстремум B_{zw} , понижается и в пределе $\rho_2 \rightarrow \rho_1$ сравнивается с частотой экстремума B_{zc} , а значения $B_{zc} = -B_{zw}$, т. е. поле в однородной среде описывается одним слагаемым B_{z0} .

Увеличение разноре L до 2,4 м приводит к уменьшению амплитуд слагаемых магнитного поля B_z и смещению их величин в низкочастотную область спектра пропорционально изменению разноре как L^{-2} .

На рис. 2 приведены частотные кривые $\text{Im}B_z$ для тех же параметров модели при разном удельном сопротивлении вмещающей среды ρ_2 для фиксированного значения удельного сопротивления бурового раствора $\rho_1 = 1 \text{ Ом} \cdot \text{м}$, которое известно по данным резистивиметрии.

Как показывают расчеты, даже небольшое отличие в свойствах сред $\rho_1 < \rho_2$ приводит к искажению кривой $\text{Im}B_z$ по сравнению с однородной средой $\rho_1 = \rho_2$ и смещению частоты ее экстремальной точки в высокочастотную область. Искажение $\text{Im}B_z$ обусловлено влиянием стоячей волны, образующейся в пространстве скважины за счет влияния границы сред с разными удельными сопротивлениями.

Рис. 2 показывает, что при известном значении удельного сопротивления бурового раствора ρ_1 величина экстремума $\text{Im}B_z$ и соответствующая ему частота зависят от удельного сопротивления вмещающих пород ρ_2 . Интерпретация результатов измерений магнитного поля при частотном режиме источника с определением удельного сопротивления вмещающих пород по частоте экстремума квадратуры $\text{Im}B_z$ требует введения поправки за сопротивление бурового раствора.

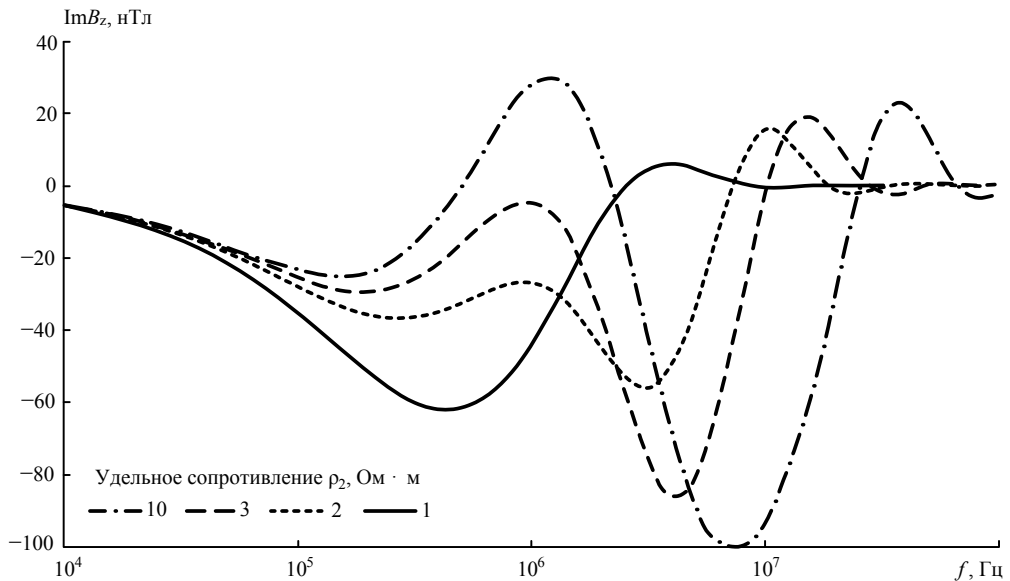


Рис. 2. Частотные кривые $\text{Im}B_z$ в скважине радиуса $a = 0,075 \text{ м}$ на разnose $L = 1,2 \text{ м}$ при $\rho_1 = 1 \text{ Ом} \cdot \text{м}$

Пример палетки для определения величины ρ вмещающей среды по частоте, соответствующей экстремуму $\text{Im}B_z$ с поправкой за влияние проводящего бурового раствора, приведен на рис. 3 для зонда с разnoseм $L = 1,2 \text{ м}$ при радиусе скважины $a = 0,075 \text{ м}$, где сплошная линия – кривая ρ однородной проводящей среды, определяемая по частоте, соответствующей экстремуму $\text{Im}B_z$, по формуле (3) для зонда с разnoseм $L = 1,2 \text{ м}$.

Импульсный режим источника. В проводящей однородной среде при гармоническом режиме тока в магнитном диполе ЭДС, наводимая в соосной измерительной катушке площадью S_n в случае, когда ее радиус a существенно меньше разноса L , определяется по формуле:

$$\varepsilon(\omega) = -\frac{d\Phi}{dt} = -j\omega\mu_0 S_n B_z = -j\omega\mu_0 S_n \frac{M_z^*}{2\pi L^2} (1 + kL) \exp(-kL).$$

Выполнив для данного выражения обратное преобразование Лапласа-Карсона [7], получим формулу ЭДС для нестационарного режима источника [8, 9]:

$$\varepsilon(t) = -\rho \frac{M_z^* S_n}{\pi \sqrt{2\pi L^5}} u^5 \exp(-u^2/2) = -\rho J d_{\kappa} \hat{\varepsilon}(u), \quad (4)$$

где $\hat{\varepsilon}(u) = u^5 \exp(-u^2/2)$, $u = L\sqrt{\mu_o/(2t\rho)}$, $d_{\kappa} = S_r S_n / (\pi \sqrt{2\pi L^5})$ – коэффициент установки.

Формула (4) справедлива для квазистационарного случая, когда токи смещения меньше токов проводимости, и измерения поля проводятся на временах, значительно превышающих время распространения сигнала до точки измерений от магнитного диполя.

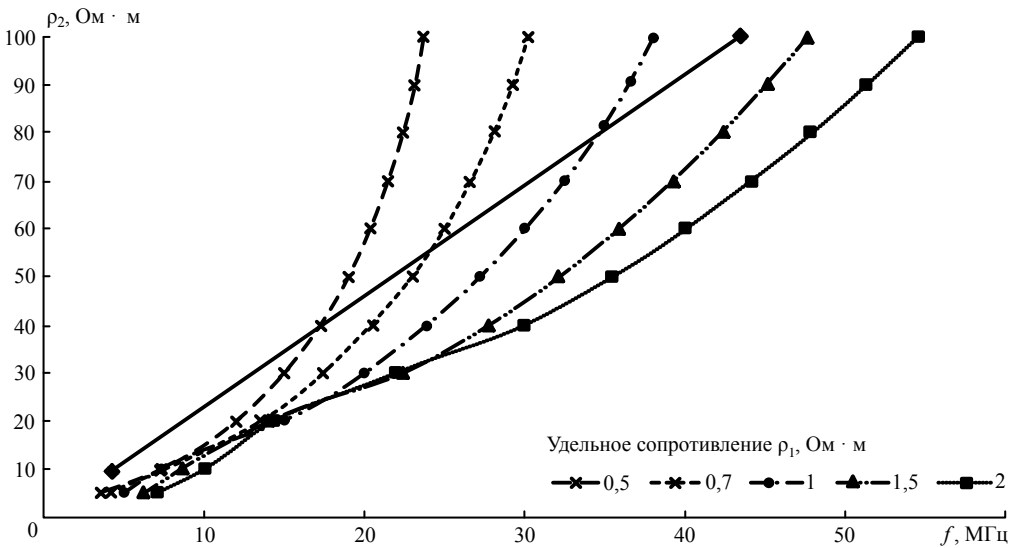


Рис. 3. Палетка определения ρ среды по частоте f экстремума $\text{Im}B_z$ на разnose $L = 1,2$ м

Временная характеристика ЭДС определяется только поведением безразмерной функции – электрического числа $\hat{\varepsilon}(u)$. Ее анализ ($\hat{\varepsilon}'_u = 0$) показывает, что максимум электрического числа $\hat{\varepsilon}(u) = 4,58869$ соответствует величине $u = \sqrt{5}$ (или параметру становления поля $p = u^2/2 = 2,5$) [10].

При этом произведение $\hat{\varepsilon}_{\max}(u) \cdot p_{\max} = 11,47 = \text{const}$. Следствием этого являются три важных вывода.

Во-первых, величину удельного сопротивления среды ρ по данным индукционного каротажа с импульсным режимом источника в однородной среде можно определять по времени t , соответствующему экстремуму измеряемой ЭДС:

$$\rho = \mu_o L^2 / 10 / t, \quad \text{или} \quad \rho = 40\pi L^2 / t \quad (t - \text{нс}). \quad (5)$$

Во-вторых, величину удельного сопротивления среды ρ по данным индукционного каротажа с импульсным режимом источника в однородной среде можно определять по величине экстремума измеряемой ЭДС:

$$\rho = \frac{\varepsilon_{\text{extr}}(t)}{J d_{\kappa} 4,58869} = K \varepsilon_{\text{extr}}(t), \quad (6)$$

$$K = \frac{\pi\sqrt{2\pi}L^5}{JS_{\Gamma}S_{\Pi}4,58869} = \frac{1,716L^5}{JS_{\Gamma}S_{\Pi}}$$

В-третьих, при проведении индукционных исследований в скважинах при нестационарном режиме источника тока в условиях радиально-неоднородных или горизонтально-неоднородных сред контроль качества каротажа в каждой точке измерений можно выполнять, проверяя величину произведения экстремума измеряемой ЭДС на время t , соответствующее экстремуму измеряемой ЭДС:

$$\varepsilon_{\text{extr}}(t) \cdot t_{\text{extr}} = \text{const}$$

или

$$\varepsilon_{\text{extr}} \cdot t_{\text{extr}} = \frac{\mu_0 \hat{\varepsilon}(u)}{10\pi\sqrt{2\pi}} \frac{JS_{\Gamma}S_{\Pi}}{L^3}$$

с любой размерностью входящих величин (например, мВ · нс) для каждой фиксированной величины коэффициента установки. Величину $C_L = \varepsilon_{\text{max}}(t) \cdot t_{\text{max}}$ следует считать постоянной зонда.

Это следует из прямой зависимости экстремума измеряемой ЭДС от удельного сопротивления и обратной зависимости времени t экстремума от удельного сопротивления.

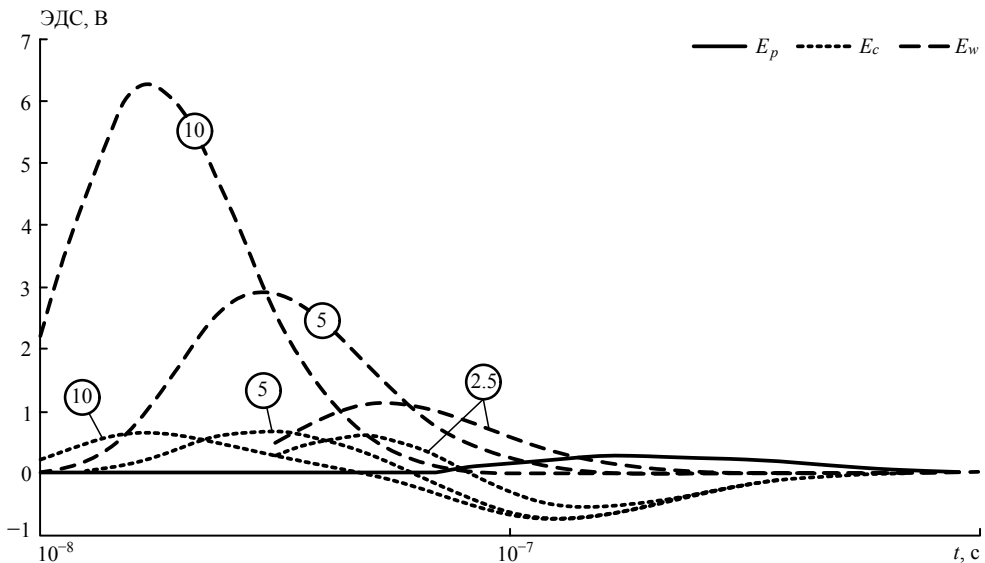


Рис. 4. Кривые спада ЭДС первичного поля E_p , стоячей E_c и бегущей E_w волн в скважине радиуса $a = 0,075$ м при $\rho_1 = 1$ Ом · м на разносе $L = 1,2$ м. Шифр кривых – ρ_2 (Ом · м)

Для частного случая, когда в пространстве скважины находится скважинный прибор, являющийся диэлектриком ($\rho_1 = \infty$), величина ЭДС при малых отношениях радиуса скважины к разносу a/L соответствует расчетам ЭДС от магнитного диполя в безграничной проводящей среде с удельным электрическим сопротивлением ρ_2 . Вклад в ЭДС от первичного поля источника и поля стоячей волны от

непроводящего объема скважины при $a \ll L$ отсутствует, так как измеряемая ЭДС обусловлена вихревыми токами только в окружающей проводящей среде.

Для модели проводящей среды, заполняющей скважину ($\rho_1 = 1 \text{ Ом} \cdot \text{м}$), слагаемые нестационарной ЭДС первичного поля E_p , стоячей E_c и бегущей E_w волн, рассчитанные с помощью преобразования (2) по формуле (1), в скважине радиусом $a = 0,075 \text{ м}$ при разных значениях ρ_2 на разnose $L = 1,2 \text{ м}$ приведены на рис. 4. Здесь и далее в силу линейности будем полагать единичной площадь измерительного контура $S_{\text{и}} = 1 \text{ м}^2$.

Слагаемое ЭДС от бегущей волны E_w , дающей основную информацию о проводящих свойствах вмещающей среды, имеет основной вклад в измеряемую величину ЭДС. При этом ЭДС от стоячей волны имеет тот же знак, но существенно меньшее экстремальное значение. ЭДС от первичного поля магнитного диполя имеют малую амплитуду, к тому же находятся в более поздней области времен, не внося заметного вклада в суммарную величину ЭДС. При понижении удельного сопротивления вмещающей среды ρ_2 экстремальные значения слагаемых E_c и E_w уменьшаются.

Расчеты показывают, что при постоянном значении удельного сопротивления вмещающей среды ρ_2 амплитуда спада ЭДС с уменьшением удельного сопротивления ρ_1 сначала возрастает до максимального значения, а затем спадает. При этом время t точки положения экстремума ЭДС сдвигается в область больших времен. Определение удельного сопротивления вмещающей среды ρ_2 по положению во времени экстремума ЭДС возможно по формуле для однородной среды (5), однако требует введения поправки за влияние проводящего бурового раствора.

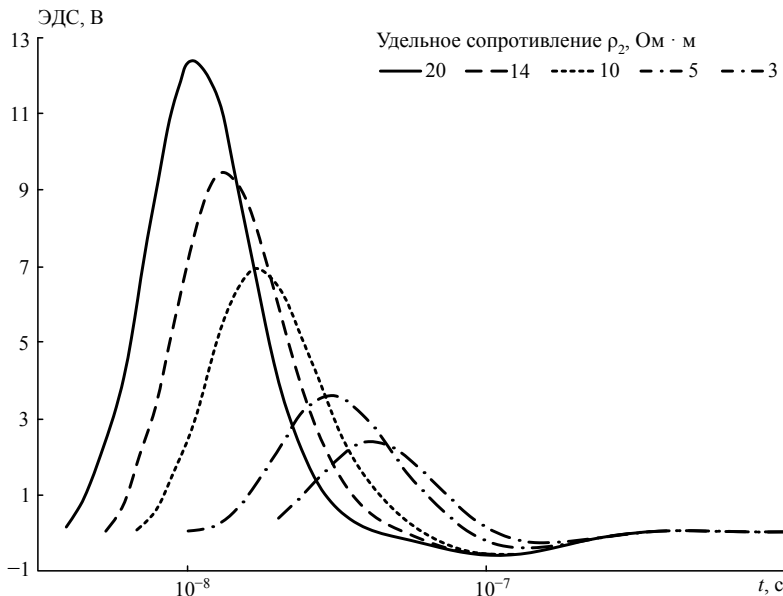


Рис. 5. Кривые спада ЭДС в скважине радиусом $a = 0,075 \text{ м}$ в проводящей среде $\rho_1 = 1 \text{ Ом} \cdot \text{м}$ на разnose $L = 1,2 \text{ м}$

На рис. 5 приведены кривые спада ЭДС для тех же параметров модели при разных удельных сопротивлениях вмещающей среды ρ_2 при постоянном значении удельного сопротивления бурового раствора $\rho_1 = 1 \text{ Ом} \cdot \text{м}$.

Как видно из рис. 5, при постоянном значении удельного сопротивления бурового раствора ρ_1 , заполняющего пространство скважины, амплитуды спада ЭДС зависят от разного удельного сопротивления вмещающей среды. Его определение по экстремуму ЭДС возможно по формуле для однородной среды (6), однако требует введения поправки за влияние проводящего бурового раствора.

Без введения такой поправки для параметров модели, приведенных к расчету (рис. 5), определение удельного сопротивления вмещающей среды ρ_2 по времени положения экстремума по формуле (5) и по величине экстремума ЭДС для однородной среды по формуле (6) приводят к занижению значений удельного сопротивления.

Таким образом, применение индукционного каротажа в процессе бурения скважин позволяет определять удельное сопротивление вмещающих пород как при частотном, так и при нестационарном режиме источника поля в виде магнитного диполя. Для определения удельного сопротивления пород по данным индукционного каротажа в процессе бурения скважин при частотном или нестационарном режимах источника поля необходим учет влияния проводящего бурового раствора, заполняющего пространство скважины.

Работа выполнена при поддержке программы фундаментальных исследований УрО РАН (проект № 15-11-5-13).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Долль Г. Теория индукционного метода исследования разрезов скважин и его применение в скважинах, пробуренных с глинистым раствором на нефти // Вопросы промысловой геофизики. 1957. С. 252–274.
2. Ратушняк А. Н., Байдилов С. В., Теплухин В. К. Индукционный каротаж скважин с учетом влияния проводящей промысловочной жидкости // Уральский геофизический вестник. 2016. № 1(27). С. 40–47.
3. Никитина В. Н. Общее решение осесимметричной задачи теории индукционного каротажа // Известия АН СССР. Сер. «Геофизика». 1960. № 4. С. 607–616.
4. Ваньян Л. Л. Основы электромагнитных зондирований. М.: Недра, 1965. 109 с.
5. Атабеков Г. И. Теоретические основы электротехники. Ч. 1. Линейные электрические цепи. М.: Энергия, 1978. 592 с.
6. Longman I. M. A method for the numerical evaluation of finite integrals of oscillatory functions // Math. Comput. 1960. Vol. 14. № 69. P. 53–59.
7. Диткин В. А., Прудников А. П. Справочник по операционному исчислению. М.: Высшая школа, 1965. 466 с.
8. Кауфман А. А. Индукционный каротаж методом переходных процессов // Геология и геофизика. 1969. № 7. С. 125–131.
9. Кауфман А. А., Соколов В. П. Теория индукционного каротажа методом переходных процессов. Новосибирск: Наука, 1972. 108 с.
10. Плюснин М. И., Вильге Б. И. Обоснование индукционного каротажа методом переходных процессов // Изв. вузов. Геология и разведка. 1969. № 5. С. 158–165.

Поступила в редакцию 13 января 2017 года

INDUCTIVE ELECTRO-MAGNETIC LOGGING OF WELLS IN THE PROCESS OF DRILLING

Ratushniak A. N., Baidikov S. V. – Institute of Geophysics, Ural Branch of RAS, Ekaterinburg, the Russian Federation.
E-mail: geo_info@mail.ru
Teplukhin V. K. – Petrotool LLC., Oktyabrsky, Republic of Bashkortostan, the Russian Federation.
E-mail: teplukhin-v@yandex.ru

The purpose of investigating wells with electro-magnetic methods of logging in the process of drilling is the determination of conductive properties of geological medium with the account of spatial heterogeneities: well space with drilling fluid and enclosing rock which are intersected by the drilled well. The article fulfills the analysis of calculations of electro-magnetic field under harmonic and impulse source regimes in the shape of magnetic dipole for cylindrically-symmetric medium which is heterogeneous according to its specific electrical resistance. Informative parameters are introduced for electro-magnetic field under harmonic and impulse source regimes, which help to determine conductive properties of homogeneous enclosing geological medium. The possibility is examined to use inductive impulse and parametric soundings to determine specific electric resistance of rocks with the account of conductive drilling fluid influence under the well investigations in the process of drilling.

Key words: harmonic and impulse electro-magnetic field; inductive impulse and parametric soundings; logging in the process of drilling.

REFERENCES

1. Doll' G. [The theory of inductive method of investigating well log and its application in the wells drilled with clay fluid on oil]. *Voprosy promyslovoi geofiziki – The Problems of Petroleum Geophysics*, 1957, pp. 252–274. (In Russ.)
 2. Ratushniak A. N., Baidikov S. V., Teplukhin V. K. [Inductive logging of wells with the account of conductive drilling fluid influence]. *Ural'skii geofizicheskii vestnik – Urals Geophysical Bulletin*, 16, no. 1(27), pp. 40–47. (In Russ.)
 3. Nikitina V. N. [General decisions of axis symmetric task of inductive logging theory]. *Izvestiia AN SSSR. Ser. "Geofizika" – News of USSR Academy of Sciences. Ser. "Geophysics"*, 1960, no. 4, pp. 607–616. (In Russ.)
 4. Van'ian L. L. *Osnovy elektromagnitnykh zondirovaniy* [Fundamentals of electro-magnetic sounding]. Moscow, Nedra Publ., 1965. 109 p.
 5. Atabekov G. I. *Teoreticheskie osnovy elektrotekhniki. Ch. 1. Lineinye elektricheskie tsepi* [Theoretical fundamentals of electrical engineering. Pt. 1. Linear electric circuits]. Moscow, Energiia Publ., 1978. 592 p.
 6. Longman I. M. A method for the numerical evaluation of finite integrals of oscillatory functions. *Math. Comput.* 1960, vol. 14, no. 69, pp. 53–59.
 7. Ditkin V. A., Prudnikov A. P. *Spravochnik po operatsionnomu ischisleniiu* [Reference book on operational calculus]. Moscow, Vyssh. shkola Publ., 1965. 466 p.
 8. Kaufman A. A. [Inductive logging with the method of transient processes]. *Geologiya i geofizika – Geology and Geophysics*, 1969, no. 7, pp. 125–131. (In Russ.)
 9. Kaufman A. A., Sokolov V. P. *Teoriia induktsionnogo karotazha metodom perekhodnykh protsessov* [The theory of inductive logging with the method of transient processes]. Novosibirsk, Nauka Publ., 1972, 108 p.
 10. Pliusnin M. I., Vil'ge B. I. [Substantiation of inductive logging with the method of transient processes]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Geologiya i razvedka – News of the Higher Institutions. Geology and Exploration*, 1969, no. 5, pp. 158–165. (In Russ.)
-

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

Перевод И. В. Шайхутдиновой

Компьютерная верстка Ю. Б. Швецовой

Подп. в печать 14.04.2017. Формат 70 x 108 1/16. Печать офсетная
7,0 усл. печ. л., 6,5 уч.-изд. л. Тираж 500. Заказ 5837.

Свидетельство о регистрации средства массовой информации
ПИ № ФС 77-57227 от 12.03.2014

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

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

Индекс 70367

ISSN 0536-1028. Известия высших учебных заведений. Горный журнал, № 3, 2017.