

www.rudmet.ru

ISSN 0017-2278

ЛОДЫЙ ЖУРНАЛ

Издается с 1825 года

12.2010

Северное рудопроизводство

Navoiy KMK



Навоийский ГМК

Стр. 5-48

Сила привода градирни



Электродвигатель прямого привода Baldor RPM AC™ задает новый стандарт качества моторов для охладительных башен (градирен). Двигатель RPM AC приводит в действие вентилятор градирни напрямую, без требующих обслуживания редукторов, приводных валов и муфт. Сочетание данного электродвигателя со специальным частотно-регулируемым электроприводом Baldor's VS1CTD дает мощную низкоскоростную систему, позволяющую регулировать скорость вращения и достичь максимальной эффективности при минимальном уровне шума. Агрегат, состоящий из двигателя RPM AC и привода VS1CTD, является оптимальным техническим решением как для оснащения новых, так и для переоборудования существующих недостаточно эффективных вентиляторных градирен: применение такой системы значительно повышает надежность оборудования и позволяет резко снизить энергопотребление и расходы на техническое обслуживание.

Практические примеры применения, фотографии установок и дополнительные сведения о новой революционной системе Baldor RPM AC для градирен имеются на нашем интернет-сайте. Мы действительно коренным образом меняем будущее в области технологий охладжений!

» Низкое энергопотребление

» Отличное качество

» Высокая надежность

» Низкие эксплуатационные расходы

» Минимальный уровень шума

» Сделано в США

www.baldor.com

BALDOR®

Надежда Хильгенфельдт
Менеджер по деловым
контактам в Восточной Европе
Tel: +49 (0) 381 63 02 777
E-mail: nhilgenfeldt@baldor.com

Германия
Tel: +49 (0) 89 90 50 80
Fax: +49 (0) 89 90 508 492
E-Mail: sales.de@baldor.com
www.baldor.com



Основан в 1825 году
при Горном кадетском корпусе
(ныне – Санкт-Петербургский государственный горный институт)

Ежемесячный научно-технический и производственный журнал

УЧРЕДИТЕЛИ ЖУРНАЛА:

АК «АПРОСА», ОАО «Апатит», ОАО «НПК «Механообр-техника»,
Московский государственный горный университет, Российский государственный
геологоразведочный университет имени Серго Орджоникидзе,
Издательский дом «Руда и Металлы»

Председатель правления «Горного журнала» Л. А. Вайсберг

РЕДАКЦИЯ:

главный редактор Л. А. Пучков,
заместитель главного редактора А. Г. Воробьев,
консультант по горному делу С. А. Ильин,
ответственный секретарь О. В. Федина,
ведущие редакторы: Л. Е. Касина, О. С. Мякота,
редакторы: Е. А. Мякота, Е. В. Платникова,
менеджер по рекламе Н. И. Колыхалова,
менеджер по производству и распространению М. А. Уколов,
ответственный за допечатную подготовку К. Л. Осина

РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ:

Экспертная группа редколлегии:

В. М. Авдожин, В. Ж. Аренс, Л. А. Вайсберг, Л. Д. Гагут, С. А. Гончаров, Ю. К. Дюдин,
И. В. Зырянов, Н. О. Каледина (руководитель секции «Охрана труда и окружающей
среды»), Д. Р. Каплунов (руководитель секции «Разработка месторождений
и горно-строительные работы»), М. Б. Каченя, Е. А. Козловский (руководитель секции
«Сырьевая база»), А. В. Корчак, Е. А. Котенко, Б. Н. Кутузов, В. Г. Лернер, В. С. Литвиненко,
А. Б. Макаров, Ю. Н. Малышев, Н. Н. Мельников, О. С. Мякота, М. Е. Певзнер
(руководитель секции «Экономика, управление, недропользование»), В. Л. Петров,
Г. Г. Пивняк, А. В. Пинчук, А. И. Перепелицын, Л. А. Пучков, В. В. Рудаков,
О. Б. Синельников, Б. И. Смирнов, К. Н. Трубецкой, В. А. Чантурия
(руководитель секции «Переработка и комплексное использование полезных
ископаемых»), Е. Е. Шешко (руководитель секции «Горное оборудование,
электрооборудование и автоматизация»), М. И. Шадов, Т. И. Юшина

Аналитическая группа редколлегии:

В. И. Борщ-Компониц, А. П. Величко, В. И. Ганицкий, В. П. Грицаев,
С. А. Ильин, С. Л. Иофин (руководитель группы), О. Н. Мальгин, В. Н. Масинев,
А. А. Новиков, М. Г. Седлов, Р. И. Семигин, Е. М. Титивевский

Руководители представительств в странах и регионах:

С. С. Арзуманян (Армения), А. М. Бабец (КМА, Россия), Н. И. Дядечкин
(Кривбасс, Украина), А. С. Красуля (Донецко-Приднепровский регион, Украина),
Азиз Иброхим (Таджикистан), Ю. Ф. Ильинский (Молдова),
В. М. Кириенко (Белоруссия), К. З. Курманалиев (Кыргызстан),
Ю. А. Мамаев (Дальневосточный регион, Россия), О. А. Оदेков (Туркменистан),
М. В. Рыльникова (Южный Урал, Россия), И. Б. Табакман (Канада),
А. Г. Твалчрелидзе (Грузия), Ф. Уолл (Великобритания), А. Ф. Цеховой (Казахстан),
П. А. Шеметов (Кызылкумский регион, Узбекистан), М. Эрикссон (Швеция),
В. Л. Яковлев (Средний и Полярный Урал, Россия)

Адрес редакции:

119049, Москва, ГСП-1, Ленинский просп., 6, МГУ, комн. Г-550, Г-556, Г-557.
Тел/факс: (499) 230-27-48; 230-27-18.
E-mail: gornjournal@rudmet.ru; Интернет: www.rudmet.ru

Подписано в печать с оригинала-макета 29.12.10. Формат 60x90/8 Печ. л. 17,5.
Печать офсетная. Бумага мелованная.

Журнал зарегистрирован в Минпечати РФ (Свидетельство ПИ № ФС77-34804 от 23.12.2008 г.)

Отпечатано в типографии ООО «Стрит-Принт», г. Москва, тел.: (495) 510-53-44
© Оформление. ЗАО «Издательский дом «Руда и Металлы», «Горный журнал», 2010
Материалы, отмеченные (P), публикуются на правах рекламы

Перепечатка материалов возможна только с письменного разрешения редакции.
При перепечатке ссылка на «Горный журнал» обязательна.

Товарный знак и название «Горный журнал» являются исключительной
собственностью Издательского дома «Руда и Металлы»

**Базовый печатный орган
Межправительственного совета
стран СНГ по разведке,
использованию и охране недр**

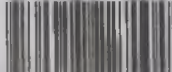
Журнал выпускается:
При содействии: Федерального агентства
по недропользованию («Роснедра»),
НП «Горнопромышленники России»,
при участии: ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель»,
Государственного предприятия «Новоисский ГМК»,
УРАН ИПКОН РАН,
ФГУП «ЦНИГРИ»,
Читинского государственного университета,
Национального горного университета Украины,
Государственного Эрмитажа



Редакция «Горного журнала» выражает благодарность зам. начальника производственно-технического и инновационного отдела Новоисского ГМК О. Б. Рахматуллаеву за большую организационную работу по подготовке номера (цветной вкладки по Новоисскому ГМК)

Подписные индексы:
в каталоге агентства «Роспечать» – 73075
в объединенном каталоге «Пресса России» – 45343

ISSN 0017-2278



9 770017 227004 >

**ИЗ ОПЫТА РАБОТЫ
ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ И ОРГАНИЗАЦИЙ**

НАВОЙЙСКИЙ ГМК (ЦВЕТНАЯ ВКЛАДКА)

Смитка Н. П., Бычков В. Н. Распределение запасов месторождения Мурунтау и возможные риски их дальнейшей отработки	5
Сытенков В. Н., Наимова Р. Ш. Комплексное использование техногенных ресурсов глубокого карьера «Мурунтау»	7
Шеметов П. А., Глотов Г. Н. Скважинные системы разработки в геотехнологии подземного выщелачивания урана	11
Рахманов Р. А. Особенности эксплуатации фрезерных комбайнов фирм Wirtgen и MAN TAKRAF на Джерлй-Сардаринском пластовом месторождении фосфоритов	15
Бибиш И. П., Заиров Ш. Ш., Ивановский Д. С. Исследование влияния параметров буровзрывных работ на коэффициент сброса при взрывном перемещении разнопрочных горных пород	19
Норов Ю. Д., Нутфуллаев Г. С. Специальная технология буровзрывных работ при строительстве дренажно-канализационной сети в сложных гидрогеологических условиях	21
Санакулов К. С., Шеметов П. А. Извлечение золота из трудноперерабатываемых сульфидных руд технологией BIOX [®]	22
Васильюк П. А., Сагитов Р. Х. Методология совершенствования структуры ремонтной службы и технической диагностики в целях оптимизации затрат на содержание горнотранспортного оборудования	27
Бредихин А. А., Колесов О. А., Умаров С. Б. Исследование оптимального срока эксплуатации самосвалов в условиях карьера «Мурунтау»	30
Лаккай Н. Э., Дадабаев К. К., Ганиев Ю. У. Расширение номенклатуры выпускаемой продукции как защита от колебаний рынка	34
Щербанев Ю. А., Дустимуратов С. Д. Водоснабжение Зарафшан-Учкудукского промышленного региона: проблемы и решения	37
Усманов Р. Экспериментальное и численное исследование фильтрации и геомиграции остаточных продуктивных растворов на объектах подземного выщелачивания	40
Кострица Г. И. Повышение квалификации персонала как решающий фактор роста эффективности производства	44

ПЕРЕРАБОТКА И КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Чантурия В. А., Каплин А. И., Двойченкова Г. П., Миненко В. Г., Артемов В. Г. Исследование механизма разупрочнения кимберлитов при их взаимодействии с электрохимически обработанной водой	49
Иванова Т. А., Матвеева Т. Н., Громова Н. К. Модифицирование раствора диэтилдитиокарбамата с целью получения неионогенного собирателя для флотации платиносодержащих сульфидов	53
Игнаткина В. А., Бочаров В. А. Схемы флотации сульфидов цветных металлов на основе использования сочетания селективных собирателей	58
Шалюгина В. А., Кочелазев В. А., Полова О. В., Кочнев Д. В. Геолого-технологическая классификация руд Баженовского месторождения хризотил-асбеста	64
Макалин И. А., Иванов А. В. Интенсификация процесса рентгенолюминесцентной сепарации на предприятиях АК «АЛРОСА»	68
Дутченко П. Н. Практика применения групповой компоновки вакуум-фильтров в отделениях вакуумного фильтрования	71
Борисов Л. А., Козлов Н. П., Кулагин А. Ю., Серых Н. М., Скрябин А. С. Разработка плазмохимических технологий получения особо чистого кварца и кремния	74
Скорородов В. Ф., Хошуля М. С., Бирюков В. В. Создание эффективных технологий и техники обогащения минерального сырья с применением методов вычислительной гидродинамики	79
Кармазин В. В., Андреев В. Г., Палин И. В., Жилин С. Н., Пожарский Ю. М. Создание техники для технологии полностадийного обогащения магнетитовых кварцитов	85

ОБОРУДОВАНИЕ И МАТЕРИАЛЫ

Ковалюх С. В., Ковалюх В. Р. Автоматизированный виброкompлекс для бесперебойной подачи из бункера лобых трудносыпучих материалов	90
---	----

ПОДГОТОВКА КАДРОВ

Кутузов Б. Н. О проблемах высшего горного образования в России	93
---	----

ИСТОРИЯ ГОРНОГО ДЕЛА. КУЛЬТУРА

Никитин К. В. Старейшему в Хибинах флагману горной индустрии — Кировскому руднику — 80 лет.	96
Борисов И. В. Старинные горные выработки Северного Приладожья как уникальные техногенно-природные комплексы и памятники истории горного дела	100
Петров И. М. Гидрометаллургические методы переработки руд на предприятиях Российской империи в начале XX века.	104

ХРОНИКА

Бондаренко О. П. Научно-практическая конференция РИВС-2010	107
Всемирная ассоциация природного камня	108

НОВАЯ ЛИТЕРАТУРА

Мерзляков В. Г. Об учебнике В. И. Галкина и Е. Е. Шешко «Транспортные машины.	109
--	-----

НАШИ ЮБИЛЯРЫ

Борис Николаевич Кутузов (к 80-летию со дня рождения)	108
--	-----

РЕКЛАМА

На обложке:

ООО «Веир Минералз РФЗ»

«Навоийский ГМК»

На цветных кладках:

ООО «Цепелин Русланд»

Компания «Сандвик»

ЗАО «Машиностроительный холдинг»

Компания «Шелл нефть»

ООО «Инжиниринг комплект»

Компания «Веир Минералз» (Нидерланды)

ОАО «Терекалмаз»

Компания «Baldor»

«Stone+tec 2011» — 17-я Международная специализированная выставка «Природный камень и технологии его обработки»

«Underground Mining — 2011» — Всемирная конференция по подземным горным работам

«Marble — 2011» — 17-я Международная выставка по природному камню и технологиям

Горнопромышленные ведомости

Журнал по решению ВАК Министерства образования и науки РФ включен в «Перечень ведущих рецензируемых научных журналов и изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание ученой степени доктора и кандидата наук» по разработке месторождений твердых полезных ископаемых, экономике, энергетике

Выпускающий редактор номера — **О. С. Мякота**

MONTHLY SCIENTIFIC-TECHNICAL AND INDUSTRIAL JOURNAL

The basic edition of the Intergovernmental council of CIS countries in exploration, usage and protection of the earth bowels.

Founders: «Arosa» jsc, «Apatit» jsc, «Mekhanobr-Technica» jsc, Moscow state mining university, Russian state exploration university named after Sergo Ordzhonikidze, «Ore and Metals» Publishing house
 With assistance of «Rosnedra», «Gornopromyshlenniki Rossii» non-commercial partnership
 With participation of Zapolyarny (Transpolar) affiliate of «Norilsk Nickel» mining and metallurgical company, State enterprise Navori mining and metallurgical works,
 URAN IPKON RAN, FGUP «TENIGRI», Chita state university, National mining university of Ukraine, State Hermitage museum

Chairman of the managing board **Leonid Vaisberg**
 Editor-in-Chief **Lev Puchkov**
 Deputy Editor-in-Chief **Alexander Vorobiev**
 Mining consultant **Sergey Il'yin**
 Responsible Secretary **Oxana Fedina**

Actual address: Moscow, Leninsky prospekt 6, office G-550
 Mailing address: Russia, 119049, Moscow, P.O. Box # 71
 Phone/fax: +7-499-230-2748 +7-499-230-2728
 E-mail: gornjournal@rudmet.com
 Internet: www.rudmet.com

Leading editors: **Lyudmila Kostina, Oleg Myakota**
 Editors: **Ekaterina Myakota, Elena Plotnikova**
 Advertising manager: **Natalia Kolykhalova**
 Production manager: **Maxim Ukolov**
 Responsible for pre-printing work: **Xenia Osina**

The journal has been published since 1825
 at Mining military school (at present time
 St. Petersburg state mining institute –
 technical university)

Publisher: «Ore and Metals» publishing house
 Phone: fax: +7-495-638-4518
 E-mail: rim@rudmet.com

Printed in "Street-Print" printing house

(Russia, 115114, Moscow, Derbenevskaya st., 20, bld. 2)

FROM THE EXPERIENCE OF OPERATION OF MINING ENTERPRISES AND COMPANIES

Snitka N. P., Bychkov V. N. Distribution of resources from Muruntau deposit and possible risks of their further processing	5
Sytenkov V. N., Naimova R. Sh. Complex usage of technogenous resources of deep "Muruntau" quarry	7
Shemetov P. A., Glatov G. N. Down hole development system in geotechnology of underground uranium leaching	11
Rakhmanov R. A. The features of operation of milling combines of WIRTGEN and MAN TAKRAF companies at Dzhiery-Sardarkinok layer phosphorite deposit	15
Bibik I. P., Zairov Sh. Sh., Ivanovskiy D. S. Researching of influence of parameters of drilling and blasting operations on reset coefficient during explosive displacement of mine ores with different durability	19
Norov Yu. D., Nutfullaev G. S. Special technology of drilling and blasting operations during building of drainage-sewerage system in complicated hydrogeological conditions	21
Sanakulov K. S., Shemetov P. A. Gold extraction from hard processed sulphide ores via BIOX [®] technology	22
Vasilyuk P. A., Sagitov P. Kh. Methodology of improvement of the structure of repair service and technical diagnostics in order to optimize expenses for supporting of mine-transport equipment	27
Bredikhin A. A., Kolesov O. A., Umarov S. B. Research of optimal term of dump trucks exploration in the conditions of "Muruntau" quarry	30
Lakkay N. E., Dadabaev K. K., Ganiev Yu. U. Widening of type and dimension range of manufactured products as protection from market fluctuation	34
Shcherbaney Yu. A., Dustmuradov S. D. Water supply of Zaravshan-Uchkuduk industrial region: problems and solutions	37
Usmanov R. Experimental and numerical research of filtration and deoemigration of residual productive solutions at the objects of underground leaching	40
Kostritsa G. I. Improvement of staff qualification as decisive factor of increasing of production efficiency	44

PROCESSING AND COMPLEX USAGE OF MINERAL RAW MATERIALS

Chanturiya V. A., Kaplin A. I., Dvoychenkova G. P., Minenko V. G., Artemov V. G. Investigation of weakening mechanism for	
--	--

kimberlite during their interaction with electrochemically processed water	49
Ivanova T. A., Matveeva T. N., Gromova N. K. Modification of diethyldithiocarbamate solution in order to obtain selective nonionic collector for flotation of platinum-bearing sulphides	53
Ignatkina V. A., Bocharov V. A. Schemes of flotation of sulphides of non-ferrous metals on the base of usage of combination of selective collectors	58
Shalyugina V. A., Kochelava V. A., Popova O. V., Kochnev D. V. Geology-technological classification of ores from Bazhenovskiy deposit of chrysotile asbestos	64
Makalil A. A., Ivanov A. V. Identification of the process of X-ray luminescent separation at the enterprises of AC "ALROSA"	68
Dutchenko P. N. Practice of usage of group composition of vacuum filters in departments of vacuum filtering	71
Borisov L. A., Kozlov N. P., Kulagin A. Yu., Serykh N. M., Skryabin A. S. Development of plasma-chemical technologies for obtaining of extra pure silica and silicon	74
Skorokhodov V. F., Khokhulya M. S., Biryukov V. V. Development of effective technologies and equipment for beneficiation of mineral raw materials with usage of methods of computation hydrodynamics	79
Karmazin V. V., Andreev V. G., Palin I. V., Zhilin S. N., Pozharskiy Yu. M. Development of equipment for the technology of full-stage beneficiation of magnetite quartzite	85

EQUIPMENT AND MATERIALS

Kovalyuk S. V., Kovalyukh V. R. Automatic vibration complex for continuous feeding of all hard-flowing materials from transfer bin	90
---	----

MINING HISTORI. CULTURE

Nikitin K. V. 80th anniversary of the Kirovskiy mine – the oldest flagship of mine industry in Khibins	96
Borisov I. V. Ancient mining production areas of North Priladozhye as unique technogenic-natural complexes and monuments of mining industrial history	100
Petrov I. M. Hydrometallurgical methods of ore processing at the enterprises of the russian empire in the beginning of XX century	104



УДК 622.342.1:553.048

Н. П. СНИТКА, В. Н. БЫЧКОВ (Навоийский ГМК)

РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ЗАПАСОВ МЕСТОРОЖДЕНИЯ МУРУНТАУ И ВОЗМОЖНЫЕ РИСКИ ИХ ДАЛЬНЕЙШЕЙ ОТРАБОТКИ



Н. П. СНИТКА,
главный инженер



В. Н. БЫЧКОВ,
главный геолог
Центрального РУ

Представлены результаты анализа достоверности золоторудных запасов месторождения Мурунтау и возможных рисков при дальнейшем развитии карьера с вовлечением в отработку бедных руд.

Ключевые слова: подсчет запасов, категории разведанности, методы и показатели оценки погрешностей, математическая модель месторождения, вероятность содержания, бортовое содержание, риски освоения запасов.

При длительной эксплуатации месторождения, когда разведанные запасы в значительной массе извлечены, возникают проблемы количественной оценки точности и достоверности остаточных, в том числе прибортовых запасов полезного ископаемого, требующей для принятия решения о дальнейшем развитии карьера с вовлечением в отработку разведанных запасов бедных руд, так как при этом увеличиваются риски обеднения значительного количества руды в границах карьера до забалансовой.

Одним из основных методов оценки точности прогноза запасов месторождения является метод сопоставления результатов разведки и эксплуатации, который, однако, обеспечивая достаточно надежную оценку погрешности подсчета запасов, реализуется лишь после отработки определенного рудного участка.

Многие авторы отчетов и геологические службы по-разному и с большим размахом оценивают предельные погрешности разведанных запасов: по категории А — от 10 до 20 %, категории В — от 15 до 60 %, категории С₁ — от 25 до 60 %, категории С₂ — от 40 до 90 %*. Учитывая, что проектирование осво-

ения разведанных запасов осуществляют в основном на основе категории С₁, такие погрешности сами по себе, даже на начальных этапах строительства и эксплуатации горнодобывающего комплекса, обуславливают довольно высокие риски.

Месторождение Мурунтау оценено геостатистическим методом с применением блочного моделирования. Особенностью математической модели является то, что в каждой ее ячейке вычисляют не среднее содержание металла, а распределение вероятностей содержаний — $K_{вер}$. В частном случае, когда из данной ячейки на стадии разведки было отобрано представительное число проб, это распределение реализуется в δ -функцию, которая позволяет оценивать среднее содержание достаточно точно — с вероятностью, близкой к 100 %. Распределение вероятностей определено по 12 бортовым содержаниям**. Некоторые специалисты проводят аналогию коэффициента распределения вероятности содержания с коэффициентом рудоносности, хотя последний показывает лишь долю руды (линейную, площадную, объемную) относительно подсчетного блока или продуктивной зоны, а первый характеризует именно вероятность наличия в данной точке пространства конкретного содержания.

Проведенное по месторождению Мурунтау распределение общих запасов руды (в базовых единицах) по типам в зависимости от $K_{вер}$ (рис. 1) показало, что чем

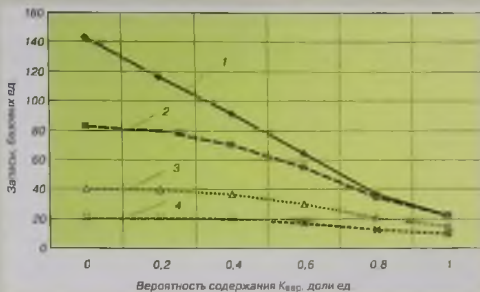


Рис. 1. Распределение запасов месторождения Мурунтау (в базовых единицах) по типу руд и вероятности содержания металла $K_{вер}$:
1 — забалансовые руды; 2 — бедные; 3 — рядовые; 4 — богатые

*В. А. Коткин и др. Количественная оценка точности и достоверности разведанных запасов месторождений твердых полезных ископаемых // Недропользование - XXI век. — 2009. — № 1

**Математическая модель распределения золота в недрах месторождения Мурунтау и компьютерный подсчет его запасов. Том 2. — Интегра, 1998.

ниже содержание полезного компонента (бедные руды), тем больше разница между значениями $K_{вер}$ (на графиках — более крутой угол линии к оси). Это, в свою очередь, свидетельствует о повышенном риске при оконтуривании и подсчете запасов по низким бортовым содержаниям. Дополнительный риск возникает, если горные работы планируют проводить на периферии месторождения, вовлекая в разработку прибортовые запасы. Здесь наблюдаются значительные колебания $K_{вер}$ (рис. 2), что усложняет выбор стратегического решения о направлениях ведения горных работ. С одной стороны, при увеличении бортового содержания снижается степень рисков, с другой — сокращаются принятые к выемке запасы металла (рис. 3).

Следует также отметить, что общие показатели оценки погрешностей подсчета запасов для планируемого оперативного периода индивидуальны не только в пространстве, но и во времени, так как в отработку вовлекают разные производственно-технологические зоны карьера и выемочные единицы с характерными для них показателями. В том случае, когда погрешность достигает значимых величин, это показывает необходимость пересчета запасов с уточнением горно-геологических позиций рудных зон.

В целом проведенный анализ показал, что математическая модель месторождения Мурунтау достаточно точно соответствует его природной характеристике. Серьезных систематических ошибок при отборе проб и производстве анализов на определение полезного компонента не установлено.



Рис. 2. Изменение распределения вероятности содержания металла $K_{вер}$ по мере удаления от центральной части рудной залежи

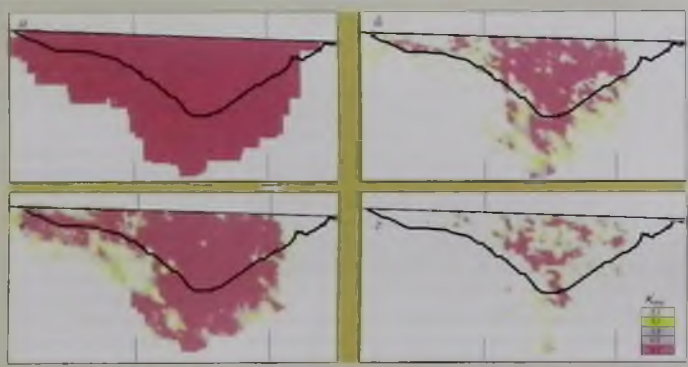


Рис. 3. Коэффициент распределения вероятности содержания металла $K_{вер}$ при вовлечении в отработку руд с разным содержанием ценного компонента: а — минерализованная масса; б — сбалансированные руды; в — бедные; г — рудовые

Снитка Николай Павлович,
тел. (99879) 227-71-01
Бычков Вадим Николаевич,
e-mail: vnbychkov@mail.ru

DISTRIBUTION OF RESOURCES FROM MURUNTAU DEPOSIT AND POSSIBLE RISKS OF THEIR FURTHER PROCESSING
N. P. Snitka, V. N. Bychkov

The results of analysis of trustworthiness of gold-bearing resources from Muruntau deposit and possible risks during further quarry development with involving of pure ores in processing have been presented.

Key words: resource calculation, categories of elaboration, methods and parameters of defects evaluation, mathematical model of deposit, probability of content, side content, risks of resource development.



УДК 622.271.45/48:553.042/043

В. Н. СЫТЕНКОВ, Р. Ш. НАИМОВА (Навоийский ГМК)

КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТЕХНОГЕННЫХ РЕСУРСОВ ГЛУБОКОГО КАРЬЕРА «МУРУНТАУ»



В. Н. СЫТЕНКОВ,
главный инженер
Центрального РУ (до августа
2010 г.), проф., д-р техн. наук



Р. Ш. НАИМОВА,
зам. директора Учебного
центра Центрального РУ,
доцент

Развитие глубоких карьеров сопровождается использованием техногенных минеральных скоплений, к которым относятся склады некондиционной руды, отвалы вскрышных пород, отходы (хвосты) обогащения и техногенные пространства — открытые горные выработки, земельные площадки под отвалами, складами руд и хвостохранилищами. Эти скопления и пространства представляют собой систему техногенных ресурсов, рациональный подход к использованию которых базируется на представлении о том, что:

- между минеральными и пространственными ресурсами существует технологическая взаимосвязь;
- техногенные пространственные ресурсы можно эффективно использовать для временного и постоянного размещения горной массы;
- потенциальные возможности минеральных ресурсов следует использовать не только как источники минерально-сырьевых производств, но и как возобновляемые пространственные ресурсы;
- создание условий для вовлечения в хозяйственную деятельность техногенных ресурсов является неотъемлемой частью управления эффективностью освоения месторождения.

Разработанная авторами концепция формирования и использования системы техногенных ресурсов* включает следующие взаимосвязанные стадии: первая — определение идеи и стратегии освоения месторождения с выделением характерных периодов в использовании ресурсного потенциала (раздельное извлечение балансовых и

Представлены разработанные и реализуемые при meticulous к долгосрочному развитию глубокого карьера «Мурунтау» концепция, методология и технологии комплексного использования, наряду с природным минеральным сырьем, техногенных минеральных скоплений (склады бедных и забалансовых руд, отвалы вскрышных пород) и техногенных пространств (горные выработки, земельные площадки под отвалами и складами). Обоснованы возможность и целесообразность рационального использования техногенных ресурсов для повышения эффективности и потенциала открытых горных работ.

Ключевые слова: природные и техногенные минеральные ресурсы, техногенные пространства карьера, концепция использования, внутрикарьерные отвалы, разработка отвалов и складов, критерии оценки, ресурсный потенциал.

забалансовых запасов, дискретное изменение условий балансовых и забалансовых запасов, периоды с различными объемами извлекаемой горной массы; вторая — разработка стратегии развития карьеров по вскрыше, балансовой и забалансовой руде; изменение требований к товарной руде по мере вовлечения в переработку забалансовой руды; основное отвалов вскрышных пород; третья — выделение природно-технологических зон в карьере и техногенно-технологических зон в заполняемом пространстве с формированием объединяющих грузопотоков; формирование рудного грузопотока карьера из комбинации потоков текущей добычи и со складов;

Принципы, приемы и критерии оценки использования техногенных ресурсов

Принципы	Приемы	Критерии оценки
Системность	Построение иерархически организованной системы взаимодействия природных и техногенных ресурсов	Способность системы адаптироваться к изменяющимся условиям функционирования
Цикличность	Цикличное использование минеральных и пространственных ресурсов	Степень использования минеральных пространственных ресурсов
Согласованность	Согласованное развитие и освоение пространственных и минеральных ресурсов природного и техногенного происхождения	Степень соответствия извлеченных объемов и заполняемых пространств добываемых балансовых запасов и перерабатываемой руды
Воспроизводство	Воспроизводство ресурсного потенциала в результате освоения вторичных ресурсов	Степень воспроизводства минеральных и пространственных ресурсов при освоении отходов

* В. Н. Сытенков, Р. Ш. Наïмова. Научно-технические основы использования пространственных техногенных ресурсов при открытой разработке месторождений // Горный журнал, Цветные металлы. — 2008. — Специальный выпуск. — № 8.



повторное заполнение освобожденного пространства горной массой с иными потребительскими свойствами.

В целях ее реализации в карьере «Мурунтау» разработаны основные принципы, приемы и критерии оценки использования техногенных ресурсов (см. таблицу), которые предложено оценивать с помощью соответствующих коэффициентов, что позволяет объективно определить

степень использования минеральных и пространственных ресурсов. Например, эффективность реализации принципа цикличности оценивают коэффициентом использования пространственных ресурсов $K_{пр.рес.}$ по формуле

$$K_{пр.рес.} = (S + \sum_{j=1}^n S_{Uj}) / S > 1 \text{ доли ед.}$$

где S — проектная площадь пространственного ресурса; S_{Uj} — повторно заполняемая площадь пространственного ресурса при j -м цикле ($j = 1, 2, 3, \dots, n$).

Опыт формирования внешних и внутренних отвалов систематизирован с учетом предложенных принципов и реализован в виде классификаций по условиям применения, приемам формирования и техническим решениям, которые трансформированы в алгоритмы выбора технологий формирования отвалов (рис. 1). Изучение порядка размещения постоянных и временных техногенных массивов во внешнем пространстве карьера показало, что такие массивы следует развивать в прямом порядке — от границ карьера к периферии пространства. Отвалы карьера «Мурунтау» могут формироваться на устой-

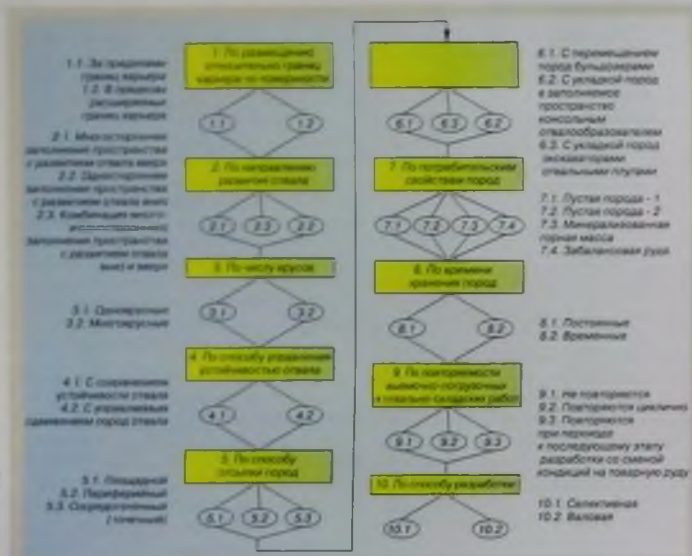


Рис. 1. Алгоритм выбора технологии формирования внешних отвалов карьера

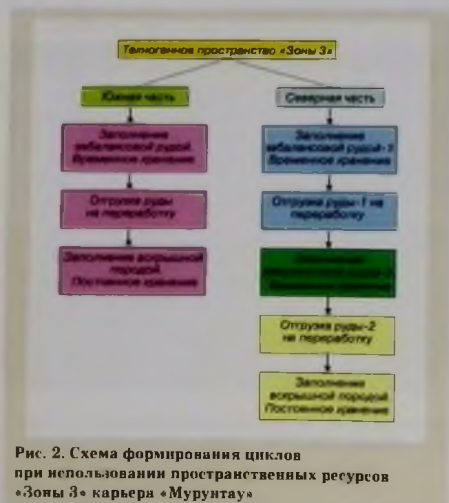


Рис. 2. Схема формирования циклов при использовании пространственных ресурсов «Зоны 3» карьера «Мурунтау»

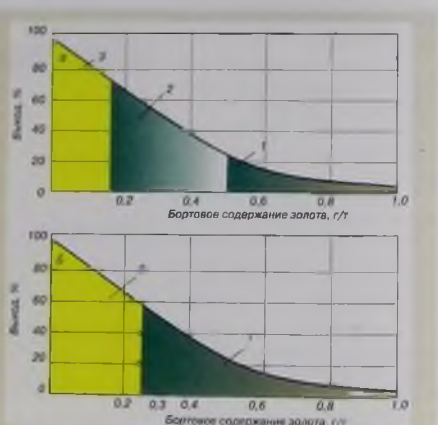


Рис. 3. Проектное (а) и рекомендуемое (б) положение границы «забалансовая руда – вскрышные породы»: 1, 2, 3 – руда, потенциальные ресурсы и гарантированные отходы соответственно



чивом, ослабленном и слабом основании, при этом предельная высота отвала на устойчивом основании в 1,5–2 раза больше, чем на слабом. Исследованиями обоснована возможная высота одноярусных отвалов до 140–170 м (при проектной — 60 м), что позволяет существенно сократить земельные площади под отвалы и повысить эффективность отвалообразования.

Разработаны технологические схемы, расчетные формулы и номограммы, обеспечивающие безопасность формирования высоких одноярусных техногенных массивов с одновременным повышением эффективности использования внешнего пространственного ресурса для применяемых в карьере «Мурунтау» способов автомобильно-бульдозерного и конвейерного отвалообразования — соответственно в 1,15–1,2 и 1,3–1,5 раза.

С целью повышения эффективности использования пространственных ресурсов на основе принципа цикличности при решении технологических задач исследованиями выявлены следующие объекты пространственных ресурсов глубокого карьера, пригодные для реализации технологических схем ведения работ:

- во внешнем пространстве карьера — пространство временных складов руды на южном, северо-восточном, юго-восточном и восточном флангах карьера;
- в выработанном пространстве карьера — на его конечном контуре по северному борту и на откосе западного борта, а также на промежуточном контуре IV очереди разработки, на участке первой залежи.

Технологические схемы циклического использования внешнего техногенного пространства (на примере «Зоны 3» карьера) рассмотрены в трех вариантах повторного заполнения горной массой — полициклического, моноциклического и комбинированного. К реализации рекомендован комбинированный вариант, предусматривающий полициклическое заполнение северной части «Зоны 3» забалансовой рудой и вскрышными породами (два цикла) и моноциклическое — в южной части «Зоны 3» только вскрышными породами (рис. 2). Предложенный вариант обеспечивает более продуктивное, по сравнению с другими, использование освобожденного пространства, поскольку оно заполняется с двух сторон одновременно разными видами горной массы общим объемом до 100 млн м³. При этом коэффициент использования пространственного ресурса $K_{пр.рес}$ «Зоны 3» увеличивается до 2,4.

Для каждого объекта карьера «Мурунтау», представляющего интерес как ресурс выработанного пространства, проработаны технологические схемы с разным числом циклов: в пространстве северного борта — три, первой залежи — два, на откосе западного борта — один. Различия в детализации связаны с индивидуальными горнотехническими особенностями объектов циклического использования. Например, использование выработанного пространства в северо-западной части первой залежи для размещения временного склада забалансовой руды базируется на следующих предпосылках (рис. 3):

- горные работы по первой залежи в пределах IV очереди развития карьера закончены;
- граница «забалансовая руда — вскрышная порода» проектом IV очереди установлена по бортовому содержанию золота на уровне 0,5 г/т (рис. 3, а);

- горная масса, содержащая от 0,18 до 0,5 г/т золота, причислена проектом к породам вскрыши, которые рекомендовано отнести к потенциальным ресурсам с учетом прогноза дальнейшего увеличения цены золота;

- руда в недрах на участке первой залежи в пределах V очереди развития карьера соответствует по характеристике забалансовой руды в границах IV очереди.

Эти предпосылки обусловили решение о размещении склада забалансовой руды текущей добычи в северо-западной части первой залежи на запасах руды в недрах V очереди карьера, применив технологический прием «подобное к подобному», при одновременном экономически обоснованном снижении в 2 раза содержания золота на границе «забалансовая руда — вскрышная порода» (рис. 3, б). После ожидаемого примерно в 2015 г. перевода забалансовой руды в разряд балансовой запасы, накопленные на складе, будут отгружены на переработку совместно с добываемой рудой, согласно проекту V очереди развития карьера.

Предложенное объединение в едином рудопотоке забалансовой руды и отнесенной к потенциальному ресурсу части вскрышных пород (со смещением их границы по бортовому содержанию 0,25 г/т вместо 0,5 г/т) увеличивает выход руды с 28 до 60 % при снижении среднего содержания в рудной шихте на 18 % с одновременным увеличением количества извлекаемого золота на 14 %. При этом в границах IV очереди карьера запасы руды увеличиваются на 51 млн т, а временное ее складирование в выработанном пространстве способствует увеличению загрузки рудного комплекса ЦПТ и сокращению транспортных расходов.

Нетрадиционным местом для внутреннего отвала в определенных условиях могут служить откосы бортов глубокого карьера. С этой целью обоснованы требования к размещению такого «висячего» отвала на откосах бортов карьера, поставленных в конечное положение. Для этого применен метод конечных элементов, что позволило провести математическое моделирование напряженного состояния прибортового массива при различных вариантах размещения «висячего» отвала на откосе западного борта карьера «Мурунтау».

По результатам моделирования установлено, что единственный отвал, размещенный в верхней, средней и нижней частях откоса борта карьера повышает коэффициент его устойчивости примерно на 10 %. При этом максимальные касательные напряжения возникают в

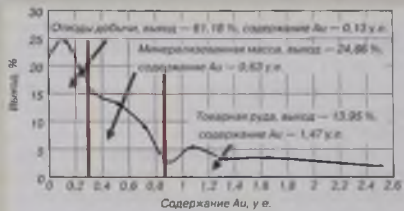


Рис. 4. Технологические группы горной массы в отвале по критерию бортового содержания и распределение по ним золота (в условных единицах)

зоне контакта отвала с прибортовым массивом, поэтому наиболее широким может быть развитие нарушений по приграничному слою отвала, а не по прибортовому массиву. Глубина распространения тангенциальных напряжений находится в прямой нелинейной зависимости от высоты отвала, с ростом которой «продавливающей» действие отвала снижается, что скорее всего связано с энтропийным (равновешивающим) перераспределением напряжений. В распределении касательных напряжений четко выделяются зоны влияния отвала, релаксации напряжений и давления прибортового массива.

В целом исследованиями по обоснованию условий размещения внутренних отвалов на откосах прибортового массива карьера «Мурунтау» установлено, что на западном борту образование локальных зон неустойчивости маловероятно. Тем не менее возможность их возникновения следует предотвращать, регулируя прежде всего геометрические параметры отвалов, которые должны «прижимать» деформационно-опасный участок массива.

Исследования возможности использования отвалов вскрышных пород как потенциального сырьевого ресурса с одновременным воспроизводством техногенного пространственного ресурса (земельных площадей) показали, что в настоящее время на вскрышные породы приходится 63 % извлеченной из карьера «Мурунтау» горной массы, содержащей в среднем 0,35 г/т золота. При этом технология и условия формирования отвалов позволяют отнести их к типичному техногенному месторождению со значительными и постоянно пополняемыми запасами.

Для оценки распределения содержания золота в отвалах комплекса ЦПТ была проведена статистическая обработка данных опробования, по результатам которой установлено, что содержание металла по глубине отвала изменяется от 0 до 1,5 г/т, при этом в верхнем слое отвала мощностью от 6 до 15 м отмечено пониженное, а в нижнем (мощностью порядка 6 м) — повышенное содержание золота. Мощность участков отвала с противоположными потребительскими свойствами изменяются от 3 до 9–12 м, а размеры в плане — от 25×25 м до 120×200 м. При этом наблюдается сложная площадная и вертикальная зональность.

Внутреннее строение отвалов позволяет организовать их селективную отработку, но требует проведения разведочных и геолого-технологических исследований для уточнения положения продуктивных зон с составлением сортовых планов. При этом следует отметить, что автомобильно-бульдозерные отвалы более дифференцированы (контрастны) по содержанию золота, чем конвейерные (ЦПТ): коэффициент распределения содержания золота в них составляет соответственно 1,65 и 1,14. Эти различия обусловлены повышенными усреднительными способностями конвейерного транспорта по сравнению с автомобильным.

По результатам исследований предложено разделить горную массу в отвалах на три технологические группы по критерию бортового содержания золота C_6 : резервные ресурсы для переработки — $C_6 > 0,5$ г/т; потенциальные ресурсы для переработки — $0,18 < C_6 < 0,5$ г/т; отходы — $C_6 < 0,18$ г/т (рис. 4).

Исследования также изменяются качественных и количественных характеристик руды в зависимости от высоты разрабатываемого уступа. Установлено, что наименьшие потери и разубоживание руды при селективной разработке отвалов достигается при высоте уступа 7,5 м, с применением экскаваторов с ковшом вместимостью не более 10 м³. Также установлено, что при разработке конвейерных отвалов бортового содержание следует принимать на уровне 0,3 г/т, при котором выход рудной массы составит 61,5 %, а автомобильно-бульдозерных — 0,4 г/т (выход рудной массы 45,5 %). В результате в переработку будет вовлечено примерно 50 % вскрышных пород (700 млн т), что на 6–7 % увеличит использование ресурсного потенциала месторождения Мурунтау. Одновременно занятое отвалами пространство частично будет подготовлено для повторного заполнения горной массой. В этом случае коэффициент воспроизводства пространственных ресурсов $K_{\text{пр}}$ — прямо пропорциональный выходу рудной массы и «прихвату» вмещающих пород, составит 1,61 и 1,45 соответственно для конвейерных и автомобильных отвалов.

В заключение следует отметить, что горная наука и практика на пространстве стран СНГ уже довольно долго и основательно (хотя и недостаточно) занимается комплексным использованием многокомпонентных руд и (частично) вскрышных пород. Что же касается комплексного использования разного вида накопленных техногенных скоплений (отходов производства) и, особенно, техногенных пространств, то здесь научно-технические разработки и практическая реализация наблюдаются лишь в единичных образцах. Между тем проведенные авторами исследования показали, что комплексное использование техногенных ресурсов глубокого карьера «Мурунтау» позволяет существенно повысить ресурсный потенциал месторождения и эффективность его освоения, с улучшением технико-экономических показателей долгосрочного развития открытых горных работ. ■

Сытенков Виктор Николаевич,
тел. (48753) 81-07
Наимова Раёна Шукуровна,
тел. (98879) 577-15-89

COMPLEX USAGE OF TECHNOGENOUS RESOURCES OF DEEP "MURUNTAU" QUARRY

V. N. Sytenkov, R. Sh. Naimova

This paper presented the concept, methodology and technology of complex usage of technogenous mineral concentration (stores for pure and out-of-balance ores, refuse of overburden) and technogenous areas (mining excavations, ground areas under dumps and stores) together with natural mineral raw materials have been developed and realized for long-term development of deep "Muruntau" quarry. Possibility and expediency of rational usage of technogenous resources for raising of efficiency and potential of opencast mining operations have been substantiated.

Key word: natural and technogenous mineral resources, technogenous areas of quarry, concept of usage, dumps in quarry, dumps and stores development, criteria of evaluation, resource potential.



УДК 622.234.42:622.349.5

П. А. ШЕМЕТОВ, Г. Н. ГЛОТОВ (Навоийский ГМК)

СКВАЖИННЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ В ГЕОТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА



П. А. ШЕМЕТОВ,
главный инженер
(до ноября 2010 г.),
д-р техн. наук



Г. Н. ГЛОТОВ,
зам. главного геолога,
канд. техн. наук

Для рудных залежей (или их частей) гидрогенных месторождений урана, разрабатываемых способом подземного выщелачивания (ПВ), характерны широкий диапазон изменчивости природных геолого-гидрогеологических параметров и условий их залегания, существенно влияющих на эффективность добычных работ [1–3].

Основными влияющими факторами являются: форма и размеры рудных тел; содержание металла в руде; характер распределения урана по литолого-фильтрационным типам руд; мощность рудных залежей, глубина и условия их залегания; проницаемость руд и вмещающих пород, их соотношения; уровень подземных вод; мощность рудовмещающего горизонта и положение руды в нем; гранулометрический, химический, минеральный состав руд и вмещающих пород; контрастность содержания урана в рудной залежи; степень окисленности руд.

Все факторы, их значения и сочетания можно условно разделить на три группы:

- благоприятствующие процессу ПВ;
- исключающие возможность применения ПВ;
- допускающие ПВ, но с ухудшением технико-экономических показателей разработки (неблагоприятствующие процессу ПВ).

Данная классификация факторов влияния на процесс ПВ напрямую связана с применяемой системой разработки, наиболее важным элементом которой является эксплуатационная ячейка, состоящая из определенного числа взаимодействующих технологических скважин, а также с характером движения продуцируемых растворов в эксплуатационной ячейке. Ниже представлены наиболее распространенные на урановых рудниках НГМК скважинные системы ПВ, их параметры и условия применения (см. рисунок, а, б, в, г, д).

Прямоугольная (трехскважинная) система ПВ (а, д)

Главным элементом этой системы является эксплуатационная ячейка, состоящая из одной откатной и двух (или более) закачных скважин. Движение растворов организовано от закачных скважин к откатной. Основной осо-

На основе опыта подземного выщелачивания урана в Навоийском ГМК представлена классификация скважинных систем разработки, дано описание конструкций, природных и граничных условий их применения, критериев выбора систем и их комбинаций.

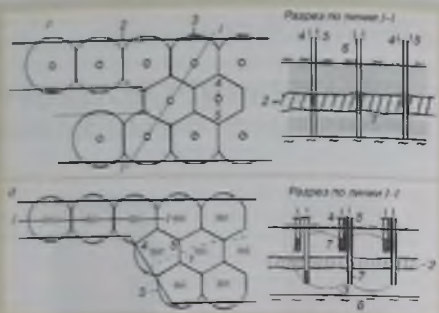
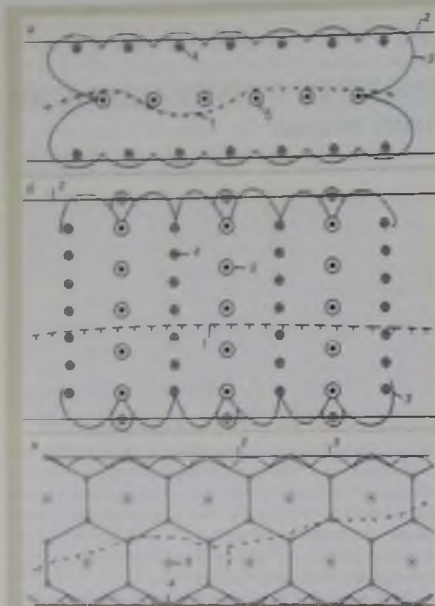
Ключевые слова: гидрогенные месторождения урана, водоупоры, распределение урана, форма и мощность залежи, анизотропия фильтрационных свойств, закачные и откачные скважины, фильтры, продуцирующий раствор, эксплуатационная ячейка.

бенностью системы является близость ее конфигурации к геометрически правильным формам (обычно прямоугольник). При этом ряды технологических скважин более рационально располагать в крест простирания рудной залежи по нормали к границам геохимических зон (б), чтобы обеспечить (по возможности) эксплуатацию ячеек в геохимически однородных условиях.

Ширина блока, определяемая как удвоенное межрядное расстояние, значительна и составляет от 50 до 100–120 м в зависимости от условий применения. Поэтому не следует применять эту систему при резко изменчивой ширине рудной залежи, когда затруднительно или невозможно вписать ряды закачных скважин в контур рудной залежи.

Число ячеек прямоугольной системы в эксплуатационном блоке рекомендуется иметь не менее 5–6, так как при меньшем числе нарушается нормальное соотношение между откачными и закачными скважинами в блоке, и, как следствие, имеют место значительные потери продуцируемых растворов за пределы эксплуатационного блока. Кроме того, торцовые ячейки, блокируемые одной дополнительной закачной скважиной, имеют худшие показатели выщелачивания по сравнению с центральными, в связи с чем в небольших блоках следует ожидать ухудшения показателей отработки, нежели в эксплуатационных блоках значительного размера, как, например, в блоках, располагаемых на залежах шириной 50–100 м, когда в краевых частях оказываются не только отдельные торцовые ячейки, но и целые закачные ряды.

Благоприятными факторами для применения разных вариантов прямоугольной системы ПВ являются: небольшая глубина залегания рудной залежи, что сокращает затраты на горно-подготовительные работы; ширина рудной залежи более 50 м при продольном (по простиранию залежи) расположении блока и более 100 м — при поперечном (в крест простирания); достаточно простая геометрия контура рудного тела в плане (близкая к прямоугольно-



Типовые конструкции систем разработки (подземного выщелачивания) урановых залежей в Навоийском ГКМ:

- a* — прямоугольная продольная (по простиранию);
- б* — прямоугольная поперечная (в крест простирания);
- в* — ячеистая шестигранная;
- г* — рязная; *д* — этажная;
- 1* — выкливание зоны пластового окисления;
- 2* — рудное тело; *3* — контур растекания растворов;
- 4* — закачные скважины; *5* — откачные скважины;
- 6* — водоупор; *7* — фильтры скважин

му), распределение оруденения в плане, способствующее размещению рядов закачных скважин в наиболее богатых частях залежи, фильтрационные свойства руды, близкие или выше фильтрационных свойств вмещающих пород; наличие водоупоров, ограничивающих растекание продуцирующих растворов; соотношение дебитов закачных и откачных скважин в пределах (1:1) — (1:2); коэффициент анизотропии фильтрационных свойств пород $K_{из} < 0,5$ (0,1–0,2 — оптимальное значение).

Применение прямоугольных систем ПВ нецелесообразно при малой мощности рудного тела ($m = 1+1,5$ м) и резко отличных фильтрационных свойствах руды и вмещающих ($K_{ф}$ пород / $K_{ф}$ руды $\approx 2-3$); при ширине рудной залежи до 50 м и глубине залегания более 100–200 м, при коэффициенте анизотропии, близком к единице и значительной мощности (> 30 м) рудовмещающего горизонта.

Ячеистые (многоскважинные) системы ПВ (в)

В настоящее время получают распространение шестигранная форма ячейки с размещением откачной скважины в центре, а закачных — в вершинах шестигранника. Для этой схемы характерно резкое различие плотности распределения продуцирующих растворов в ячейке: на границе ячейки она наименьшая, в центре (у откачной скважины) — наибольшая, вследствие чего скорость движения продуцирующих растворов по направлению от закачной скважины к откачной изменяется.

Ячеистые системы обеспечивают всестороннее радиальное движение растворов от закачных скважин к откачным, что весьма важно в условиях резко изменяющихся в плане и разрезе гранулометрического и

химического состава, проницаемости руд и вмещающих пород. Основной особенностью является возможность создать систему с различным соотношением числа закачных и откачных скважин — от 1:2 для полностью закрытой ячейки до 1:6 для одиночной. Поэтому систему следует применять в тех случаях, когда приемистость закачных скважин незначительна и гораздо меньше дебита откачной скважины. В зависимости от морфологии рудных залежей в плане и разрезе, а также от природных условий их залегания применяют 6 вариантов ячеистых систем [4].

Благоприятными факторами для применения ячеистой системы являются: приемистость закачных скважин на участке более чем в 3 раза ниже дебита откачных скважин; ширина рудной залежи более 80–100 м; форма рудной залежи волнообразная, позволяющая наиболее эффективно вписать эксплуатационные ячейки в ее контур; фильтрационные свойства руды и вмещающих пород близки (или по руде выше); наличие локальных водоупоров, ограничивающих растекание продуцирующих растворов, особенно в зоне закачных скважин; низкий коэффициент анизотропии фильтрационных свойств $K_{из} = 0,1+0,2$; равномерное распределение урана в плане ячейки, что обеспечивало бы одновременное завершение его выщелачивания из ячейки.

К факторам, исключающим возможность применения ячеистой системы ПВ, можно отнести малую мощность слоя руды ($m \approx 1+1,5$ м) при проницаемости вмещающих пород в 2–3 раза выше, чем руды; коэффициент анизотропии близок к единице при значительной мощности ($M > 35$ м) рудовмещающего горизонта.



Рядные односкважинные системы ПВ (4)

Основой рядных систем является универсальная скважина, которая может работать как в режиме откачки, так и закачки. Наибольшее распространение получают однородные блоки, а также блоки неправильной формы с площадным расположением универсальных скважин. Главной особенностью системы является переменное направление движения продуцирующих растворов — от скважины при закачке и к скважине при откачке из нее. Система весьма чувствительна к соотношению фильтрационных свойств пород и руд, ее эффективность тем выше, чем лучше проницаемость руды по сравнению с вмещающими породами. В группе рядных систем выделяют 5 вариантов. Рядные односкважинные системы целесообразно применять для рудной залежи неправильной формы с большим количеством безрудных включений («окон») и с резко изменчивой границей руды, на которой сложно разместить другие системы [5].

К факторам, благоприятствующим применению рядной системы, можно отнести: малую мощность рудовмещающего горизонта (до 15–20 м) при низком коэффициенте анизотропии (до 0,25) или при мощности рудовмещающего горизонта до 20–25 м при расположении рудного тела на нижнем водоупоре; ширину рудной залежи до 50 м; фильтрационные свойства руд выше, чем вмещающих пород; низкий коэффициент анизотропии ($K_a = 0,1-0,2$); приуроченность основной массы урана к осевой части рудной залежи, по которой располагают универсальные скважины, с уменьшением продуктивности к краям залежи (для однородных схем); наличие локальных подстилающих водоупоров, сокращающих растекание растворов за пределы фильтров.

Применение рядных систем практически невозможно, если фильтрационные свойства руды значительно ниже (более чем в 2 раза), чем вмещающих пород, при мощности рудовмещающего горизонта более 20 м и среднем положении руды в разрезе, а также более 25 м при расположении рудного тела на нижнем водоупоре и незначительной мощности руды ($m < 1-1,5$ м); коэффициент анизотропии близок к единице при значительной мощности рудовмещающего горизонта ($M > 20$ м).

Этажная двускважинная система ПВ (4)

Для системы характерно основное движение кислых растворов через рудную залежь сверху вниз (в отдельных случаях — снизу вверх). При этом фильтры устанавливают вне руды: закачных скважин — над, откачных — под рудой (в отдельных случаях — наоборот). Систему можно применять как на узких (до 50 м), так и на широких рудных залежах произвольной формы. В группе этажных систем выделяют 4 варианта [6].

Благоприятствующими факторами применения этажной системы являются: высокий коэффициент анизотропии ($K_a \geq 0,5$); фильтрационные свойства руд значительно ниже, чем вмещающих пород; незначительная (до 2 м) мощность руды при высоком содержании урана; положение руды в рудовмещающем горизонте таково, что обеспечивается возможность установить над и под рудой фильтры минимально допустимой длины; возможность расположения фильтров закачных скважин в зоне пластового окисления.

К факторам, исключающим применение этажной системы, относятся: наличие в зоне руды промежуточного водоупора, когда невозможно установить фильтры по классической схеме; расположение залежи руды плотную к нижнему или верхнему водоупору, что делает невозможным установку фильтров откачной скважины под рудой или фильтров закачных скважин над рудой; существенно анизотропная среда; фильтрационные свойства руды значительно выше (в 3–4 раза), чем фильтрационные свойства вмещающих пород.

Возможность комбинирования систем разработки

При проектировании разработки конкретной рудной залежи предпочтительнее применять одну, наиболее подходящую систему разработки. В этом случае удается создать однородный гидродинамический режим, обеспечить эффективное планирование процесса разработки и оперативное управление. Однако во многих случаях условия оруденения залежи могут настолько изменяться, что применение одной системы разработки на всей ее площади либо невозможно, либо становится экономически несостоятельным.

В связи с этим рассматривают применение двух или более систем разработки для смежных эксплуатационных блоков, учитывая возможность «стыковки» разных систем разработки и взаиморасположение блоков; расположение и конструкции технологических скважин смежных блоков, обеспечивающие условия формирования потока продуцирующих растворов для них; общую стратегию отработки смежных блоков различными скважинами с учетом особенности каждой системы и в целом плановых задач рудника, участка, залежи.

От принятой системы разработки зависит целый ряд технико-экономических показателей: скорость, полнота и частота отработки эксплуатационных блоков рудных залежей; объемы горно-подготовительных работ, концентрация урана в продуктивных растворах и др. [7]. При этом во многих случаях улучшение одних показателей обуславливает ухудшение других. Например, при применении продольной прямоугольной системы разработки, с одной стороны, существенно сокращается разубоживание продуктивных растворов законтурными пластовыми водами, с другой — возрастают потери выщелачивающих растворов за контуры рудной залежи. Применение систем разработки с уменьшенными межрядными расстояниями ускоряет отработку эксплуатационных блоков, снижает удельные расходы реагента, но в значительной степени увеличивает расходы на бурение скважин и их оборудование.

В связи с этим критерием выбора системы разработки должен быть положительный баланс преимуществ по сравнению с другими системами, применяемыми в аналогичных природных условиях. Для этого необходимо проводить сравнительные технико-экономические расчеты по рассматриваемым вариантам [8], используя предложенную классификацию систем разработки.

На объектах ПВ России, Казахстана, Украины применяют только две системы разработки — прямоугольную (продольную, поперечную) и ячеистую с различными параметрами эксплуатационных сетей (междурядными, междускважинными расстояниями и

радиусами ячеек) при большом разнообразии параметров и природных условий залегания рудных залежей (их частей).

В Узбекистане на объектах ПВ силами двух комбинатов (Навоийского горно-металлургического и Ленинбадского горно-химического) с привлечением научных организаций (ВНИХТ, ВНИПИПТ, ВИМС, ИГЕМ, АН СССР) совместно с ПГО «Кызылтепагеология» проводили детальное изучение параметров рудных залежей и природных условий их залегания с целью выработки оптимальных решений по их разработке (выбору и обоснованию систем разработки, а в них — вариантов технологических систем и режимов эксплуатации). На основании этих работ были определены граничные условия применения прямоугольных и ячеистых систем разработки, оптимизированы параметры эти систем в зависимости от природных условий залегания месторождений Кызылкумской провинции.

Кроме этого выявлены природные условия залегания рудных залежей, для отработки которых применение прямоугольных и ячеистых систем экономически нецелесообразно. Для этих условий разработаны новые системы разработки — рядная и этажная, прошедшие промышленные испытания и зарекомендовавшие себя только с положительной стороны.

В данной статье в зависимости от параметров рудных залежей и природных условий их залегания определены граничные условия применения тех или иных систем разработки. Выбор вариантов в системах осуществляется путем сравнительной оценки их технико-экономических показателей при отработке рудных залежей, блоков ПВ по главному экономическому критерию (минимальных затрат на добычу урана) и реализуется в системе автоматизированного проектирования технологической подготовки предприятий подземного выщелачивания (САПР ТПП ПВ) урана, разработанной и применяемой в Навоийском ГМК.

Библиографический список

1. Глотов Г. Н. О некоторых аспектах геотехнологического районирования рудных залежей пластово-инфильтрационных месторождения урана // Горный вестник Узбекистана. — 2009. — № 2 (37).

2. Глотов Г. Н., Каргин Р. М. Общие черты и особенности урановых месторождений Буоянайской группы Кызылкумской провинции // Горный вестник Узбекистана. — 2010. — № 3 (42).

3. Глотов Г. Н. Факторы и параметры, лимитирующие эффективность процессов подземного выщелачивания урана // Горный вестник Узбекистана. — 2010. — № 3 (42).

4. Глотов Г. Н. Повышение эффективности разработок урановых месторождений способом подземного выщелачивания // Горный вестник Узбекистана. — 2009. — № 3 (38).

5. Глотов Г. Н., Каргин Р. М. Рекомендации для проектирования рядных систем разработок при подземном выщелачивании урана // Горный вестник Узбекистана. — 2009. — № 4 (39).

6. Глотов Г. Н., Каргин Р. М. Эффективность скважинных систем с этажным расположением фильтров и методика их проектирования на объектах ПВ НГМК // Горный вестник Узбекистана. — 2010. — № 2 (41).

7. Шеметов П. А., Глотов Г. Н. Разработка и реализация планов горных работ на предприятиях подземного выщелачивания урана // Сб. докл. VI Междунар. науч.-практич. конф. — Алматы, 2010.

8. Шеметов П. А., Глотов Г. Н. Теоретические основы автоматизированных систем геотехнологии подземного выщелачивания урана // Сб. докл. VI Междунар. науч.-практич. конф. — Алматы, 2010.

□

Шеметов Петр Александрович,
Глотов Геннадий Никитович,
e-mail: gnglotov@yandex.ru

DOWN HOLE DEVELOPMENT SYSTEM IN GEOTECHNOLOGY OF UNDERGROUND URANIUM LEACHING

P. A. Shemetov, G. N. Glotov

Classification of down hole development systems on the base of experience of underground uranium leaching at Navoi Mining and Metallurgical Company has been presented. Description of constructions, natural and boundary conditions of their using, criteria of choosing of systems and their combination have been given.

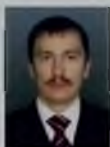
Key words: hydrogenous uranium deposits, aquiclude, uranium distribution, form and power of deposit, anisotropy of filtration properties, pumped and pumped out down holes, filters, producing solution, operation cell.



УДК 622.27:621.914

Р. А. РАХМАНОВ (Навоийский ГМК)

ОСОБЕННОСТИ ЭКСПЛУАТАЦИИ ФРЕЗЕРНЫХ КОМБАЙНОВ ФИРМ WIRTGEN И MAN TAKRAF НА ДЖЕРОЙ-САРДАРИНСКОМ ПЛАСТОВОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ ФОСФОРИТОВ



Р. А. РАХМАНОВ,
зам. начальника
ПТО рудника «Мурунтау»

Рассмотрена фрезерная технология добычи фосфоритовой руды на пластовом Джерой-Сардаринском месторождении. Проанализирована работа фрезерных комбайнов различных типов. Показана зависимость качества добываемой руды от параметров работы комбайнов.

Ключевые слова: фосфоритовая руда, Джерой-Сардаринское месторождение, фрезерные комбайны, производительность, скорость фрезерования, качество руды.

На Джерой-Сардаринском месторождении фосфоритов отрабатываются два пологопадающих пласта фос-

форитов малой мощности, залегающих параллельно в толще глинистых отложений. Средняя мощность I и II пластов 0,63 и 0,66 м соответственно, содержание P_2O_5 в пластах изменяется от 13 до 26%. Фосфориты пласта мелкозернистые с примесями кальцита и глинистого материала. Коэффициент крепости составляет 2–3,5 по шкале проф. М. М. Протодяконова. Следует отметить, что в приповерхностной зоне и в лочке пласта присутствующие кальций и гипс выполняют роль цемента. В этих условиях фосфориты становятся более прочными, и коэффициент крепости достигает 4–5 (табл. 1).

Добываемая фосфоритовая руда является основным сырьем для перерабатывающего комплекса, построенного вблизи месторождения, который выпускает фосфоритную продукцию: муку и концентрат.

Горно-геологические условия месторождения, принятая технология обогащения и переработки руды определили выбор технологии отработки фосфоритовых пластов с помощью фрезерных комбайнов с посамосвальным радиометрическим контролем процесса селективной выемки разных сортов фосфоритовой руды.

За 13 лет эксплуатации месторождения из карьера добыто 12,5 млн т руды. При этом на добыче были задействованы фрезерные комбайны Wirtgen-2100SM, Wirtgen-2500SM фирмы Wirtgen International GmbH и MTS-250 фирмы MAN TAKRAF Fordertechnik GmbH (ФРГ) (рис. 1, табл. 2).

Таблица 1. Физико-механические свойства фосфоритовой руды

Показатель	Пределы изменения	Среднее
Предел прочности, кг-с/см ² (МПа):		
на раскол	23–48(2,3–4,8)	36(3,6)
на сжатие	389–1010 (38,9–101)	457(45,7)
Влажность, %	4,5–7,7	6,1
Плотность, г/см ³	1,71–2,32	2,06

© Рахманов Р. А., 2010



Рис. 1. Разработка фосфоритового пласта с помощью комбайнов Wirtgen-2100SM (а), MTS-250 (б) и Wirtgen-2500SM (в) с погрузкой в самосвалы

Таблица 2. Технические характеристики прототипов комбайнов

Параметры	MTS-250	Wirtgen-2100SM	Wirtgen-2500SM
Техническая производительность, т/ч	500	300	1400
Глубина фрезерования, м	0–0,8	0–0,25	0–0,6
Ширина фрезерного барабана, мм	3750	2000	2500
Диаметр фрезерной барабана, мм	1600	1020	1400
Число зубьев на фрезерном барабана, ед.	162	76	82
Скорость фрезерования, м/мин	0–11,9	0–27	0–15
Скорость при перемещ. км/ч	0–1,2	0–4,6	0–3,9
Радиус разворота, м	7,8	5	8,5
Расход топлива, л/(мощ.-ч)	115	41	127
Вместимость топливного бака, л	3200	1200	2400
Угол поворота разгрузочной консоли от оси комбайна, град.	100	36	90
Ширина конвейера разгрузочного (погрузочного), мм (800)	1000	1000	1400 (1400)
Длина разгрузочной консоли, м	10,5	6,6	11,3
Габариты, м			
длина	26,0	15,5	22,7
ширина	5,7	2,6	3,4
высота	6,0	4,0	6,0
Рабочая масса, т	110	40	105
Время погрузки БелАЗ-7540, мин	6–7	16–18	2–3
Время погрузки CAT-777, мин	11–12	—	5–6

На рис. 2 представлены этапы технического перевооружения добычного оборудования и объемы добычи, выполненные с начала эксплуатации карьера.

Для применения на комбайне новой технологии — тонкослойной открытой разработки пластового месторождения с селективной выемкой маломощных фосфоритовых пластов были приобретены фрезерные комбайны Wirtgen-2100SM. Два первых комбайна этой модели поступили на предприятие в июле 1997 г. Добычу руды вели тонкими слоями (15–25 см) в зависимости от характеристики обрабатываемого технологического слоя пла-

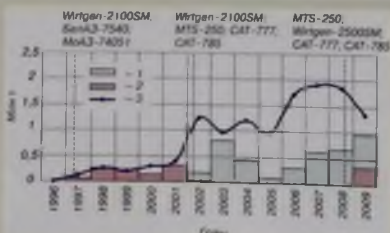


Рис. 2. Техническое перевооружение добычного оборудования и объемы добычи фосфоритовой руды в карьере: 1 и 2 — объем добычи с помощью комбайнов Wirtgen и MTS соответственно, с погрузкой в самосвалы; 3 — общий объем добычи с помощью фрезерных комбайнов

ста с погрузкой руды в самосвалы МоАЗ-74051 (грузоподъемностью 20 т) и БелАЗ-7540 (27 т).

Уже в первые годы эксплуатации комбайнов Wirtgen-2100SM подтвердилась высокая эффективность выбранной технологии добычных работ. Их применение позволило обеспечить необходимый выход фосфоритовой руды повышенного качества, минимизировать потери и разубоживание, повысить эффективность разработки за счет выполнения с помощью одного механизма основных процессов горного производства: отбойки горных пород от массива; получения горной массы, не требующей последующего крупного и среднего дробления; погрузки в транспортное средство (при соответствующих схемах работы) измельченной горной массы.

Дальнейшее развитие открытой разработки пластового месторождения с применением фрезерных комбайнов проводилось в рамках реализации государственной программы по увеличению выпуска фосфоритной продукции, которая потребовала вовлечения в переработку бедной фосфоритовой руды и перехода на селективно-валовую выемку рудного пласта на всю технологическую мощность с применением более производительных комбайнов и большегрузных самосвалов.

Решению поставленной задачи наиболее полно соответствовали технологии компании MAN TAKRAF. Основное отличие комбайнов фирмы MAN TAKRAF от комбайнов фирмы Wirtgen заключается в компоновке (месте расположения рабочего органа на машинах (не учитывая расположение отвальной консоли в передней части комбайна у менее производительного типоразмерного ряда машин Wirtgen) и конструктивном исполнении ходовой части, что определяет иную технологическую схему среза рудного пласта (рис. 3).

Фрезерный барабан на комбайнах Wirtgen расположен в средней части машины между передними и задними гусеничными тележками. При фрезеровании две передние тележки комбайна движутся по верхней площадке отработываемого пласта, а две задние — по нижней,

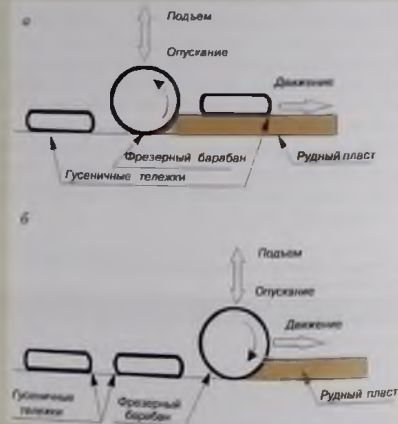


Рис. 3. Схема среза рудного пласта фрезерными комбайнами Wirtgen (а) и MTS-250 (б)



отфрезерованной. Данная конструкция машины в условиях одновременного ведения вскрышных и добычных работ затрудняет выемку руды на краевых и тупиковых участках добычных блоков.

Фрезерный барабан комбайнов MAN TAKRAF расположен в передней части комбайна. Ходовая часть включает три гусеничные тележки, две из которых (неуправляемые) расположены посередине, а одна (управляемая) — сзади. Благодаря такому расположению тележек все гусеницы комбайна движутся по свежесрезанной рабочей площадке. Это позволяет наилучшим образом обрабатывать тупиковые участки выемочного поля и обеспечить полную выемку рудного пласта. Кроме того, при данной компоновке машины комбайн без проблем может вернуться по отработанной подошве рудного пласта в начало заходки и при необходимости легко изменить направление своего движения при фрезеровании.

Первый комбайн MTS-250 (MAN TAKRAF) был введен в эксплуатацию в 2002 г., а второй — в 2006 г. Благодаря своим конструктивным преимуществам они обеспечили полноту выемки руды и снизили потери и разубоживание руды при обработке краевых частей добычных блоков. Кроме того, они дали возможность за счет увеличенной высоты разгрузочной консоли применять в комплексе с ними большегрузные самосвалы CAT-777 (грузоподъемность 90 т) и CAT-785 (136 т).

В ходе эксплуатации фрезерных комбайнов MTS-250, при проведении добычных работ на крепких цементированных пропластах (нижней части второго фосфоритового пласта) был выявлен определенный недостаток конструкции данной машины. В связи с расположением фрезерного барабана в передней части комбайна и малой мощностью цементированного пропласта (15–20 см) комбайн MTS-250 не обеспечивает их отработку. При фрезеровании таких участков происходил «наезд» фрезерного барабана комбайна на пропласток, при этом возникала его вибрация, не позволявшая проводить фрезерование крепкой части пласта.

Для решения проблемы отработки крепких пропластков фрезерный барабан был модернизирован совместно со специалистами компании MAN TAKRAF: установлены дополнительные резцы и увеличен контргруз в передней части, над рабочим органом комбайна. К сожалению, меры не устранили проблему полностью, а лишь позволили обрабатывать крепкие пропластки на глубину не более 10 см.

В связи с этим для отработки участков с крепкими пропластками потребовалось применить фрезерные комбайны Wirtgen-2100SM, которые эксплуатировались на предприятии с начала разработки месторождения. Для замены отработавших свой срок эксплуатации комбайнов Wirtgen-2100SM, а также в связи с намеченным наращиванием объема добычи фосфоритовой руды был приобретен комбайн Wirtgen-2500SM. Он обладает большей производительностью и глубиной фрезерования, способен более эффективно обрабатывать крепкие пропластки и обеспечивает погрузку большегрузных самосвалов Caterpillar. В сентябре 2008 г. новый, более мощный и производительный комбайн — Wirtgen-2500SM — был введен в эксплуатацию.

Применение фрезерного комбайна определенного типа с учетом различных горно-геологических условий разрабатываемого месторождения дает возможность более эффективно обрабатывать месторождение с получением фосфоритовой руды высокого качества.

В ходе эксплуатации фосфоритового месторождения разработаны и внедрены технологические схемы, позволяющие интенсифицировать работу имеющегося выемочно-транспортного оборудования путем оптимизации параметров обрабатываемых блоков и сочетания выемочно-погрузочных циклов комбайнов с погрузкой в самосвалы или укладкой горной массы в штабели или «валки». Определены области применения челночных и петлевых схем фрезерования горной массы¹. При отработке технологических схем использован мировой опыт применения фрезерных комбайнов в различных горно-геологических условиях эксплуатации месторождений угля, гипса, бокситов, известняка, сланцев.

Проведенные хронометражные наблюдения и замеры продолжительности рабочих операций при производстве добычных работ комбайнами, показали, что значительное влияние на их производительность оказывает глубина фрезерования пласта, взаимосвязанная со скоростью движения комбайна при фрезеровании (рис. 4). В свою очередь, скорость фрезерования оказывает влияние на выход и размер фракции рудной массы, добываемой комбайнами.

Получение рудной массы кондиционной крупности является важным показателем, так как он определяет эффективность последующего рудного передела на фабрике. На рис. 5 показаны откосы валков, уложенных комбайном Wirtgen-2500SM при различной скорости фрезерования руды крепкостью до 50 МПа, в табл. 3 приведен выход фракций, полученных при фрезеровании. Как видно, с увеличением скорости движения при фрезеровании V_f с 1 до 10 м/мин выход и размеры крупной фракции в добываемой рудной массе возрастают в несколько раз.

Кроме того, практика работы комбайнов показала, что с увеличением прочности добываемой руды выход крупных фракций также увеличивается.

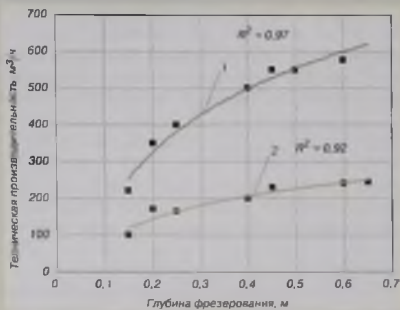


Рис. 4. Зависимость производительности комбайнов Wirtgen-2500SM (1) и MTS-250 (2) от глубины фрезерования при разработке руды крепкостью до 50 МПа

¹ Колосников С. С., Рахманов Р. А. Разработка пластового месторождения фосфоритов фрезерными комбайнами // Горный журнал — 2008. — № 8.



Рис. 5. Вид фракции руды в валках, уложенных комбайном Wirtgen-2500SM при фрезеровании глубиной 0,55 м и различной скорости движения, м/мин: а — 1; б — 3; в — 10

Таблица 3. Выход фракций в пробах фосфоритовой руды, добытой комбайнами при различной скорости движения V_{ϕ} и глубине h при фрезеровании

Фракция мм	Выход фракций, %				
	Wirtgen-2500S, $V_{\phi} = 1$ м/мин, $h = 0,55$ м	Wirtgen-2500SM, $V_{\phi} = 3$ м/мин, $h = 0,55$ м	Wirtgen-2500SM, $V_{\phi} = 10$ м/мин, $h = 0,55$ м	MTS-250, $V_{\phi} = 2$ м/мин, $h = 0,6$ м	Wirtgen-2500SM, $V_{\phi} = 6$ м/мин, $h = 0,25$ м
+40	3,4	20,2	36,3	2,9	6,8
-40+5	55,3	52,9	35,9	32,4	33,8
-5	41,3	26,9	27,8	64,7	59,4
Всего	100	100	100	100	100

Следует отметить, что степень измельчения рудной массы при фрезеровании комбайнами MTS-250 и Wirtgen различна. Это обусловлено различиями в конструктивном исполнении фрезерных барабанов и отличием направления их движения. Фрезерный барабан на комбайне Wirtgen-2500SM имеет меньшую ширину и диаметр окружности по сравнению с комбайном MTS-250. При этом фрезерный барабан MTS-250 вращается по направлению подачи машины, а фрезерный барабан Wirtgen-2500SM — против подачи машины. Кроме того, фрезерный барабан на комбайне MTS-250 имеет большее число зубьев, что также повышает степень измельчения рудной массы.

В ходе эксплуатации комбайнов установлено, что эффективным способом регулирования фракционного состава рудной массы является изменение скорости движения комбайна при фрезеровании. Показано, что с целью получения руды кондиционной крупности, позволя-

ющей повысить эффективность ее последующей переработки, различные сорта руды следует добывать при определенной скорости фрезерования.

Таким образом, применение фрезерных комбайнов двух фирм-производителей позволило достигнуть на Джерой-Сардаринском пластовом месторождении фосфоритов высокой эффективности добычных работ. Технология добычи учитывает особенности работы комбайнов при выемке маломощных фосфоритовых пластов, имеющих различную прочность и форму залегания. Техническое перевооружение добычного оборудования, направленное на применение более мощного и производительного оборудования, позволило увеличить объем добычи с получением качественной фосфоритовой руды. □

Рахманов Руслан Азаматович,
e-mail: Ruslan1259@mail.ru

THE FEATURES OF OPERATION OF MILLING COMBINES OF WIRTGEN AND MAN TAKRAF COMPANIES AT DZHEROY-SARDARINKOE LAYER PHOSPHORITE DEPOSIT

R. A. Rakhmanov

Milling technology of extraction of phosphorite ore at layer Dzheroy-Sardarinkoe deposit has been considered. Work of different types of milling combines has been analyzed. Dependence of quality of mined ore from parameters of combine working has been shown.

Key words: phosphorite ore, Dzheroy-Sardarinkoe deposit, milling combines, productivity, milling speed, ore quality.



УДК 622.235.673

И. П. БИБИК, Ш. Ш. ЗАИРОВ, Д. С. ИВАНОВСКИЙ (Навоийский ГМК)

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КОЭФФИЦИЕНТ СБРОСА ПРИ ВЗРЫВНОМ ПЕРЕМЕЩЕНИИ РАЗНОПРОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД



И. П. БИБИК,
зам. главного инженера
Центрального РУ,
доцент, канд. техн. наук



Ш. Ш. ЗАИРОВ,
инженер
горного бюро ЦНИЛ



Д. С. ИВАНОВСКИЙ,
инженер
по горным работам
ПТО рудника «Мурунтау»



Рис. 1. Массив разнопрочных вскрышных пород Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов

Представлены результаты опытно-промышленных взрывов на сброс разнопрочных вскрышных пород в выработанное пространство карьера Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов. На их основе предложена эмпирическая формула для определения и оптимизации коэффициента сброса в зависимости от удельного расхода ВВ, угла наклона скважин, ширины заходки, высоты уступа и мощности крепких пропластков.

Ключевые слова: взрывы на сброс, коэффициент сброса, разнопрочные вскрышные породы, параметры буровзрывных работ, высота уступа, ширина заходки, крепкие пропластки.



Рис. 2. Экспериментальный участок опытно-промышленных работ для определения коэффициента сброса при перемещении разнопрочных вскрышных пород взрывами в выработанное пространство карьера

Одной из специфических задач буровзрывного комплекса на открытых горных работах является взрывное перемещение вскрышных пород в выработанное пространство карьера. В отличие от традиционных технологий БВР, предназначенных для дробления горного массива с формированием компактного развала взорванной горной массы, критерием эффективности взрывов с целью перемещения горной массы является коэффициент сброса.

Для определения параметров БВР, обеспечивающих оптимальный коэффициент сброса при перемещении горных пород взрывами, проведены опытно-промышленные исследования в карьере «Ташкура» Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов. Вскрышные породы здесь характеризуются многоярусным распределением различных прочностных и акустических свойств в пределах одного уступа, с преобладающим наличием мягких песчано-глинистых пород. При этом крепкие включения залегают в верхней части уступа и отличаются отно-

сительно небольшой мощностью (рис. 1). Проведенные исследования позволили установить изменение коэффициента сброса $K_{сбр}$ в разнопрочных горных породах в зависимости от удельного расхода ВВ, угла наклона скважин, ширины заходки, высоты уступа и мощности крепких пропластков (рис. 2).

По результатам опытно-промышленных взрывов в разнопрочных вскрышных породах построены следующие графические зависимости коэффициента сброса (рис. 3):

- от удельного расхода ВВ при различных ширине заходки и угле наклона скважины (рис. 3, а);
- от угла наклона скважин при различных высоте уступа и удельном расходе ВВ (рис. 3, б);
- от высоты уступа при различном угле наклона скважин и удельном расходе ВВ (рис. 3, в);



УДК 622.235.673

И. П. БИБИК, Ш. Ш. ЗАИРОВ, Д. С. ИВАНОВСКИЙ (Навоийский ГМК)

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КОЭФФИЦИЕНТ СБРОСА ПРИ ВЗРЫВНОМ ПЕРЕМЕЩЕНИИ РАЗНОПРОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД



И. П. БИБИК,
зам. главного инженера
Центрального РУ,
доцент, канд. техн. наук



Ш. Ш. ЗАИРОВ,
инженер
горного бюро ЦНИЛ



Д. С. ИВАНОВСКИЙ,
инженер
по горным работам
ПТО рудника «Мурунтау»



Рис. 1. Массив разнопрочных вскрышных пород Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов

Представлены результаты опытно-промышленных взрывов на сброс разнопрочных вскрышных пород в выработанное пространство карьера Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов. На их основе предложена эмпирическая формула для определения и оптимизации коэффициента сброса в зависимости от удельного расхода ВВ, угла наклона скважин, ширины заходки, высоты уступа и мощности крепких пропластков.

Ключевые слова: взрывы на сброс, коэффициент сброса, разнопрочные вскрышные породы, параметры буровзрывных работ, высота уступа, ширина заходки, крепкие пропластков.



Рис. 2. Экспериментальный участок опытно-промышленных работ для определения коэффициента сброса при перемещении разнопрочных вскрышных пород взрывами в выработанное пространство карьера

Одной из специфических задач буровзрывного комплекса на открытых горных работах является взрывное перемещение вскрышных пород в выработанное пространство карьера. В отличие от традиционных технологий БВР, предназначенных для дробления горного массива с формированием компактного развала взорванной горной массы, критерием эффективности взрывов с целью перемещения горной массы является коэффициент сброса.

Для определения параметров БВР, обеспечивающих оптимальный коэффициент сброса при перемещении горных пород взрывами, проведены опытно-промышленные исследования в карьере «Ташкура» Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов. Вскрышные породы здесь характеризуются многоярусным распределением различных прочностных и акустических свойств в пределах одного уступа, с преобладающим наличием мягких песчано-глинистых пород. При этом крепкие включения залегают в верхней части уступа и отличаются отно-

сительно небольшой мощностью (рис. 1). Проведенные исследования позволили установить изменение коэффициента сброса $K_{сбр}$ в разнопрочных горных породах в зависимости от удельного расхода ВВ, угла наклона скважин, ширины заходки, высоты уступа и мощности крепких пропластков (рис. 2).

По результатам опытно-промышленных взрывов в разнопрочных вскрышных породах построены следующие графические зависимости коэффициента сброса (рис. 3):

- от удельного расхода ВВ при различных ширине заходки и угле наклона скважины (рис. 3, а);
- от угла наклона скважин при различных высоте уступа и удельном расходе ВВ (рис. 3, б);
- от высоты уступа при различном угле наклона скважин и удельном расходе ВВ (рис. 3, в);

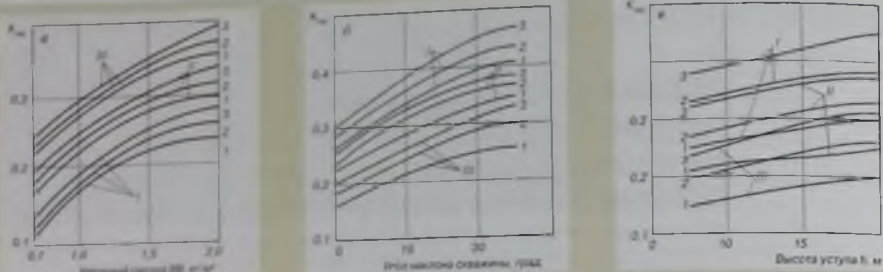


Рис. 3. Изменение коэффициента сброса $K_{сбр}$ в развоточных горных породах в зависимости от:

a — удельного расхода ВВ при различной ширине заходки и угле наклона скважины: I, II, III — угол наклона скважины, соответственно, 0, 15 и 30°; 1, 2, 3 — ширина заходки, соответственно, 25, 20 и 15 м;
б — угла наклона скважины при различной высоте уступа и удельном расходе ВВ: I, II, III — удельный расход ВВ, соответственно, 1,5; 1,0 и 0,7 кг/м³; 1, 2, 3 — высота уступа, соответственно, 10, 15 и 20 м;

в — высоты уступа при различном угле наклона скважины и удельном расходе ВВ: I, II, III — удельный расход ВВ, соответственно, 1,5; 1,0 и 0,7 кг/м³; 1, 2, 3 — угол наклона скважины, соответственно, 0, 15 и 30°;

г — ширины заходки при различной высоте уступа и удельном расходе ВВ: I, II, III — удельный расход ВВ, соответственно, 1,5; 1,0 и 0,7 кг/м³; 1, 2, 3 — высота уступа, соответственно, 10, 15 и 20 м;

д — мощности крепких включений при различном удельном расходе ВВ и угле наклона скважины: I, II, III — удельный расход ВВ, соответственно, 1,5; 1,0 и 0,7 кг/м³; 1, 2, 3 — угол наклона скважины, соответственно, 0, 15 и 30°

- от ширины заходки при различной высоте уступа и удельном расходе ВВ (рис. 3, *г*);
- от мощности крепких пропластков при различном удельном расходе ВВ и угле наклона скважин (рис. 3, *д*).

В результате статистической обработки полученных данных разработана эмпирическая формула расчета коэффициента сброса $K_{сбр}$ при перемещении развоточных горных пород взрывами скважинных зарядов ВВ:

$$K_{сбр} = \frac{q(0,4\sin 2\alpha_c + 0,65)(0,5 - 0,016m)}{0,01\sqrt{Ah + q}}$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м³; α_c — угол наклона скважин, град.; A — ширина заходки, м; h — высота уступа, м; m — мощность крепких пропластков, м. Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет $0,94 \pm 0,012$.

Таким образом, для условий разработки Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов по результатам опытно-промышленных исследований разработаны методика и расчетная формула, позволяющие обеспечить оптимальный коэффициент сброса вскрышных пород в выработанное пространство карьера, с формированием требуемого профиля развала при следующих эффективных параметрах буровзрывных работ: удельный расход ВВ — 1,5 кг/м³; высота вскрышного уступа — 10–20 м; ширина заходки — 15 м; угол наклона скважин — 30°.

Данная методика может быть использована для решения аналогичных задач по взрывному перемещению

горных пород на других месторождениях и карьерах при непрерывном проведении опытно-промышленных взрывов в конкретных горно-геологических условиях. □

Бибик Иван Павлович,
 e-mail: bibik_gvu@rambler.ru
 Заиров Шерзод Шарипович,
 e-mail: sh.saizov@ngmk.uz
 Ивановский Денис Сергеевич,
 e-mail: deniszar@mail.ru

RESEARCHING OF INFLUENCE OF PARAMETERS OF DRILLING AND BLASTING OPERATIONS ON RESET COEFFICIENT DURING EXPLOSIVE DISPLACEMENT OF MINE ORES WITH DIFFERENT DURABILITY
 I. P. Bibik, Sh. Sh. Zairov, D. S. Ivanovskiy

The results of pilot-industrial explosions on reset of overburden with different durability in exhausted areas of quarry of Dzheroy-Sardarinskij phosphate deposit have been presented. Empirical formula for determination and optimization of reset coefficient in relation to specific consumption of explosive materials, angle of inclination of down hole, width of split, high of ledge and power of strong proplastics has been proposed on the base of this results.

Key words: explosives on reset, reset coefficient, overburden with different durability, parameters of drilling and blasting operations, high of ledge, width of split, strong proplastics.

УДК 624.134.11:622.233/235

Ю. Д. НОРОВ, Г. С. НУТФУЛЛАЕВ (Навоийский ГМК)

СПЕЦИАЛЬНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ДРЕНАЖНО-КАНАЛИЗАЦИОННОЙ СЕТИ В СЛОЖНЫХ ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ



Ю. Д. НОРОВ,
зам. начальника
по горным работам ЦНИЛ,
проф., д-р техн. наук



Г. С. НУТФУЛЛАЕВ,
инженер
горного бюро ЦНИЛ

Представлена специально разработанная технология проведения удлиненных выемок (траншей) в разнопрочных горных породах и сложных гидрогеологических условиях с двухэтапным дроблением пород скважинными и щелевыми зарядами.

Ключевые слова: траншея, разнопрочные породы, оплывающие грунты, крепкие включения, уровень грунтовых вод, скважинные и щелевые заряды, параметры БВР.

Специалистами Навоийского ГМК и предприятия СПМК-5 проведены исследования и разработана технология буровзрывных работ для проведения траншеи под коллекторно-дренажную сеть в сложных гидрогеологических условиях, предназначенную для снижения уровня грунтовых вод на территории индустриально-экономической зоны «Навои».

В геологическом строении район характеризуется наличием гипсового горизонта, состоящего из избыточно-засоленного султинка (более 40 %) со средней плотностью 1650 кг/м³, и гравийно-галечникового грунта с песчано-глинистым заполнителем (со средней плотностью 2300 кг/м³). Таким образом, горно-геологические условия территории представлены крепкими включениями в оплывающем песчаном грунте с высоким уровнем грунтовых вод (УГВ).

Применение традиционных технологий взрывного дробления разнопрочных горных пород в данных услови-

ях оказалось крайне неэффективным вследствие заплывания взрывных скважин грунтом. В связи с этим рекомендована технология поэтапного дробления крепких включений в оплывающих песчаных грунтах. На первом этапе скважины бурили до уровня грунтовых вод и исследовали два варианта параметров (рис. 1): первый (а) — расстояние между рядами скважин принимали 1; 1,5; 2 и 2,5 м при постоянном расстоянии между скважинами в ряду 1 м; второй (б) — расстояние между скважинами в ряду принимали 1; 1,5; 2 и 2,5 м при постоянном расстоянии между рядами скважин 2 м. После каждой серии взрывов проводили маркшейдерские замеры с целью оценки качества проработки нижней границы слоя.

Величину скважинного заряда определили по формуле:

$$Q = q \cdot a \cdot b \cdot H, \text{ кг,}$$

где q — расчетный удельный расход эталонного ВВ, кг/м³; a — расстояние между скважинами в ряду, м; b — расстояние между рядами, м; H — глубина бурения, м.

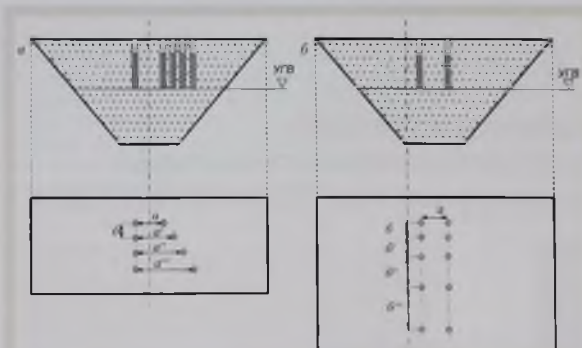


Рис. 1. Варианты размещения скважинных зарядов на первом этапе дробления разнопрочных обводненных пород:

a — расстояние между рядами скважин;
 b — расстояние между скважинами в ряду (параметры см. в тексте)

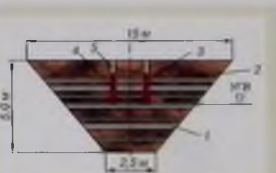


Рис. 2. Принятая схема размещения скважинных зарядов по первому слою (этапу) дробления и выемки породы:
1 — оплывающий песчаный грунт;
2 — крепкие включения;
3 — скважина; 4 — заряд ВВ;
5 — забойка

В результате исследований предложены формулы, определяющие эффективные расстояния между рядами скважин и между скважинами в ряду:

$$a = 1,6d \sqrt{\pi + 8,71} \text{ м.}$$

$$\bar{r} = 0,8d \sqrt{\pi + 8,71} \text{ м.}$$

где d — диаметр скважины, м. π — число скважин.

Удельный расход ВВ (0,6 кг/м³) принимали в соответствии с типовым проектом БВР, учитывающим крепость пород.

По результатам опытно-промышленных взрывов приняты следующие, наиболее эффективные параметры БВР для дробления разнопрочных горных пород первого слоя: сетка скважин диаметром от 105 до 125 мм — 2×1 м; глубина бурения 2,5–3 м (до УГВ) (рис. 2). Применяли буровую установку УГБ-50М пневмодарного действия. В связи с высокой массовой влажностью взрываеваемого массива скважины заряжали гранулитом М в полиэтиленовых рукавах. Для усиления детонационных характеристик низкокалорийного гранулита М использовали промежуточные детонаторы из патронированного аммонита 6ЖВ диаметром 32–36 мм. После каждого взрыва на рыхлах проводили маркшейдерские замеры геометрических размеров образовавшихся выемок.

На втором этапе ввиду ограниченного сечения выемки испытывали шелевые заряды. Для образования щели бурили один ряд вертикальных скважин по оси выемки. После взрывания нарезали щель с помощью экскаватора ЭТЦ-252 шириной 0,5–0,8 м до глубины профильного сечения выемки (рис. 3). Созданная щель обеспечивала отток грунтовых вод за пределы выемки. Тем не менее в связи с повышенной влажностью в щель между крепкими включениями закладывали два ряда рассредоточенных линейных заряда гранулита М в полиэтиленовых рукавах. Для равномерной

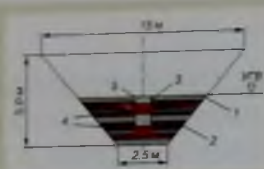


Рис. 3. Второй этап БВР: схема шелевого заряда ВВ в разнопрочных горных породах:
1 — оплывающий песчаный грунт;
2 — крепкие включения; 3 — щель;
4 — заряд ВВ; 5 — забойка

передачи детонации по длине линейных зарядов использовали детонирующий шнур марки ДШЭ-12 в две нитки. После каждой серии взрывов определяли объем разрушаемого массива из разнопрочных горных пород. Массу линейных зарядов определяли в зависимости от объема взрываеваемой выемки при удельном расходе ВВ 0,6–0,7 кг/м³.

В результате исследований и опытно-промышленных работ создана технология проведения удлиненных выемок (траншей) в разнопрочных горных породах и сложных гидрогеологических условиях. Поэтапное выполнение БВР в верхней и нижней зонах выемки с применением, соответственно, скважинных и шелевых зарядов обеспечивает эффективное взрывание разнопрочных и обводненных пород со снижением затрат за счет замены дорогостоящих водостойчивых ВВ дешевыми смесевыми, предотвращает запыление выемки грунтом, а также создает благоприятные условия для дальнейшей выемки взорванных пород.

Норов Юнус Джумаевич,
e-mail: sh.zairov@ngmk.uz
Нутфуллаев Гафур Субхонович,
e-mail: o.jabborov@ngmk.uz

SPECIAL TECHNOLOGY OF DRILLING AND BLASTING OPERATIONS DURING BUILDING OF DRAINAGE-SEWERAGE SYSTEM IN COMPLICATED HYDROGEOLOGICAL CONDITIONS
Yu. D. Norov, G. S. Nutfullaev

Special technology developed for realization of long excavations (troughs) in rocks with different durability and in complicated mining-geological conditions with dual-stage rock crushing with down hole and rimate shots respectively has been presented.

Key words: troughs, rocks with different durability, gutter ground, strong inclusions, level of ground waters, down hole and rimate shots, parameters of drilling and blasting operations.

УДК 627 765

К. С. САНАКУЛОВ, П. А. ШЕМЕТОВ (Навоийский ГМК)

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ ТРУДНОПЕРЕРАБАТЫВАЕМЫХ СУЛЬФИДНЫХ РУД ТЕХНОЛОГИЕЙ BIOX®



К. С. САНАКУЛОВ,
генеральный директор,
д-р техн. наук



П. А. ШЕМЕТОВ,
главный инженер
(до ноября 2010 г.),
д-р техн. наук

Представлена технология бактериального окисления флотационного концентрата на установке BIOX®. Приведены результаты технологических исследований сульфидных руд и опыт реализации строительства установки BIOX® на ГМЗЗ.

Ключевые слова: сульфидные руды, технология BIOX®, технологические исследования, проектная производительность, микроорганизмы.

© Санакулов К. С., Шеметов П. А., 2010

Учуддукский золотодобывающий комплекс в составе гидрометаллургического завода № 3 (ГМЗ-3), двадцати двух карьеров месторождения Кокпатас и одного — месторождения Даугызтау введен в эксплуатацию в 1995 г. Месторождения Кокпатас и Даугызтау расположены, соответственно, в 32 и 145 км от ГМЗ-3, в центральной части пустыни Кызылкум. Большая часть карьеров имеет глубину 40–80 м.

На месторождениях выделены руды двух технологических типов: окисленные и сульфидные. Оба типа имеют промышленное значение. Они представлены интенсивно окварцованными, серицитизированными, карбонатизированными песчано-сланцевыми породами с вкрапленными сульфидов, замещаемых в зоне окисления гидроксидами железа и другими гипергенными минералами и тонкорассеянного золота. Смена окисленных руд на первичные, сульфидные происходит резко — в промежуток от нескольких сантиметров до 1–2 метров.

Окисленные руды представляют собой низкопористые, трещиноватые, интенсивно переработанные в коре выветривания сульфидные руды. Это довольно крепкие породы ржаво-бурой окраски, иногда превращенные в относительно рыхлую массу. Сульфиды в них разрушены или присутствуют их реликты. Технология переработки окисленных руд хорошо изучена и налажена на ГМЗ-3.

Сульфидные руды — это крепкие, интенсивно окварцованные, трещиноватые, местами брекчированные, метасоматически измененные, сульфидизированные образования. От вмещающих пород они отличаются более высокой степенью проявления метасоматоза и сульфидизации. Сульфидные руды являются упорными, т. е. трудноперерабатываемыми. Основная проблема упорности руды заключается в форме нахождения золота.

Золото в сульфидных рудах месторождений Кокпатас и Даугызтау — тонковкрапленное в сульфидах. Методом вскрытия золота выбрано биоокисление сульфидного

флотационного концентрата. Добываемая в карьерах сульфидная руда подвергается следующим операциям переработки: радиометрическому обогащению; флотации исходных руд и концентратов радиометрического обогащения; биохимическому выщелачиванию флотационных концентратов; сорбционному цианированию золота из продуктов биоокисления; сорбционному цианированию хвостов флотации.

Применение технологии посомосеальной сепарации руд на рудоконтрольной станции (РКС) и покусковой сортировки на рудосортировочном комплексе (РСК) позволяет вовлекать в переработку руды по бортовому содержанию 1,25 г/т. При этом обеспечивается получение концентрата, соответствующего технологическим условиям ГМЗ-3.

До последнего времени упорные золотомышьяковые руды месторождений Кокпатас и Даугызтау оставались невостребованными ввиду их низкого качества и трудности переработки. Было сделано заключение, что их переработка с применением пирометаллургических (обжига,

плавки) и гидрометаллургических (автоклавного выщелачивания) методов экономически невыгодна, в связи с чем был составлен проект строительства гидрометаллургического завода № 3 на сырьевой базе трудноперерабатываемых сульфидных руд с применением технологии ВЮХ®. По сравнению с другими методами обогащения трудноперерабатываемых руд технология бактериального окисления (БО) имеет ряд преимуществ: низкие капитальные и эксплуатационные затраты, высокое извлечение золота, отсутствие пыле-, газовыбросов и растворимых мышьяк-содержащих соединений. В присутствии микроорганизмов золотосодержащие сульфиды железа окисляются до конечных соединений (сульфата и арсената железа, серной кислоты) без применения высоких давлений и температур. Освобождающееся при этом золото становится доступным для выщелачивания цианидными растворами. В настоящее время в мире работают промышленные установки БО по переработке сульфидных руд в Австралии, ЮАР, Гане, Китае, России, Казахстане, Узбекистане и в других странах.

Технологические исследования сульфидных руд месторождения Кокпатас, направленные на разработку технологии извлечения золота, проводились в два этапа — лабораторные исследования и полупромышленные испытания. Исследования осуществляли специалисты Навоийского ГМК совместно с сотрудниками ВНИИХТ, Иргиредмет, ЦНИГРИ и Института микробиологии АН РУз. Вещественный состав и показатели флотации проб сульфидных руд месторождения Кокпатас (рис. 1), исследованы в ЦНИЛ Навоийского ГМК и лаборатории института Иргиредмет.

В ходе лабораторных исследований по БО флотационного концентрата, проведенных с использованием биокультуры компании Gold Fields Limited, получена биомасса следующего состава, г/л: 32,64 Fe_{общ}; 32,64 Fe³⁺; 9,88 As_{общ}; 9,44 As⁵⁺; 0,44 As³⁺; 0,66 Cu; 0,075 Ni; 0,312 Zn; 0,002 Pb; pH среды — 1,38, окислительно-восстановительный потенциал (ОВП) — 522 мВ. По методикам, раз-

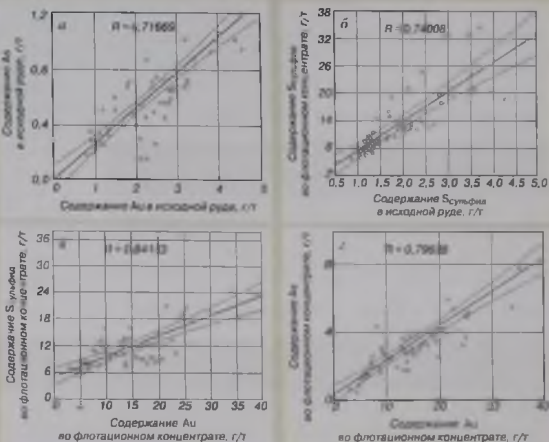


Рис. 1. Графические зависимости, характеризующие вещественный состав руды и показатели ее флотации

работным в ЦНИЛ Новокузнецкого ГМК, проведены наращивание пробы биокультуры BIOX[®] и ее адаптация к сульфидному флотационному концентрату руды месторождения Кокпатаг. Нароботано 30 л адаптированной культуры и проведены полупромышленные испытания на опытной установке БО, включающей один первичный и три вторичных биореактора. Все биореакторы оборудованы регистром охлаждения и рубашкой подогрева пульпы водой. Аэрация пульпы обеспечивается подачей сжатого воздуха перемешивание — мешалкой с электроприводом. Оптимальные рабочие параметры в биореакторах: pH = 1,3 - 1,5, температура пульпы от +38 до +40 °С.

Контроль параметров процесса осуществлялся круглосуточно в автоматическом режиме. Дополнительно в ручном режиме измеряли значение pH, температуру пульпы, ОВП, отбирали пробы для определения плотности пульпы, содержания трех- и двухвалентного железа, фиксировали уровень пульпы в биореакторах. Процесс БО осуществлялся в первичном биореакторе в периодическом режиме. В биореактор были загружены флотационный концентрат, инокулят, питательная смесь и вода. Характеристика исходных продуктов и требования технологии BIOX[®] представлены ниже.

Адаптированная пульпа-инокулят

	Концентрация г/л
Fe ²⁺ _{общ}	32,64
Fe ³⁺	32,64
As ⁵⁺ _{общ}	9,88
As ⁵⁺	9,44
As ³⁺	0,44
pH	1,38
ОВП, мВ	522

Флотационный концентрат

	Содержание, %
S _{общ}	19,3/18,0
As	3,4/4,0
Fe	20,5/20,0
Sb	0,01/0,01
CO ₂	3,4/5,8
Au, г/т	22/29,18

Примечание В знаменателе — требования технологии BIOX[®].

Таблица 1. Результаты испытания различных сорбентов

Наименование сорбента	Содержание в сорбенте, мг/л						
	Au	Ag	Cu	Zn	Fe	Ni	Co
AM-2B	5,2	0,58	1,02	0,62	0,85	0,1	0,17
Активированный уголь	4,3	1,16	1,02	0,17	2,4	0,10	0,10
Purogold	3,7	0,10	0,50	0,36	0,86	0,10	0,06

Таблица 2. Состав анионита AM-2B в различных циклах «сорбция — регенерация»

Номер цикла	Характеристика смолы	Содержание в сорбенте, мг/л						
		Au	Ag	Fe	Ni	Co	Cu	Zn
1-й	Насыщенная	4,9	0,15	0,48	0,10	0,04	0,13	0,37
	Отрегенерированная	0,2	0,02	0,2	0,05	0,04	0,04	0,04
10-й	Насыщенная	4,7	0,18	0,86	0,11	0,07	0,25	0,45
	Отрегенерированная	0,2	0,02	0,38	0,06	0,06	0,07	0,06
20-й	Насыщенная	4,4	0,23	1,03	0,13	0,08	0,37	0,50
	Отрегенерированная	0,2	0,03	0,4	0,08	0,07	0,08	0,06

Биокисление осуществляли до достижения максимальной степени окисления сульфидной серы. За 17 сут степень окисления сульфидной серы составила -95 %, мышьяка — около 80 %. Плотность флотационного концентрата уменьшилась с 3,36 до 3,02 г/см³. По достижению максимальной степени окисления сульфидов пульпу из биореактора отфильтровали через нутч-фильтр, кек отмыли от кислоты до pH = 6, фильтрат нейтрализовали известью (расход 253 кг/т) для перевода мышьяка в нерастворимое в воде соединение FeAsO₄. После нейтрализации содержание мышьяка в растворе составляло менее 0,05 мг/л. Характеристика жидкой фазы пульпы биокисления представлена ниже.

	Концентрация, г/л
Fe ²⁺ _{общ}	25,8
Fe ³⁺	25,52
As ⁵⁺ _{общ}	5,81
As ⁵⁺	5,71
K + Na	0,105
Ca ²⁺ + Mg ²⁺	0,116
Cl	0,114
SO ₄ ²⁻	53,8
Au	Н.о
Ag	Н.о
Содержание твердого, г/л	76,9
pH	1,7
ОВП, мВ	614

Исследования показали пригодность инокулята для процесса БО сульфидного золотосодержащего концентрата, полученного из руды месторождения Кокпатаг. Далее испытания были продолжены по непрерывной схеме БО, степень окисления сульфидов при этом составила 96–98 %, мышьяка 82–91.

Для извлечения золота из продуктов БО испытаны различные сорбенты: AM-2B (Украина), Purogold (Великобритания) и активированный уголь (Малайзия) (табл. 1). Сорбционные свойства анионита AM-2B по отношению к золоту оказались выше, чем у других сорбентов. В оптимальном режиме сорбционного цианирования концентрация элементов и соединений в жидкой фазе составила, мг/л: Au — 5,7; Ag — 0,81; Fe — 1,07; Ni — 0,36; Co < 0,2; Zn — 1,1; Cu — 2,8; As — 0,42; CNS — 815.

Исследование сорбционных свойств ионитов продолжали в циклах «сорбция — регенерация» на анионите AM-2B. После 10-го и 20-го циклов «сорбция — регенерация» состав насыщенной и отрегенерированной смолы анализировали на содержание золота и примесей (табл. 2).

После проведения двадцати циклов определены granulометрический состав и механическая прочность ионита AM-2B. Его относительная механическая прочность составила 97 % при 99%-ной прочности исходного ионита. Выход рабочей фракции (+0,8 мм) — 88,4 % против 92,2 % у исходного ионита. Исследования показали, что за 20 циклов «сорбция — регенерация» не происходит значительного снижения емкости смолы по золоту и накопления примесей.

В оптимальном режиме сорбционного цианирования определен уровень вскрытия золота из продуктов БО, полученных из сульфидных концентратов руд месторождения Кокпатаг. Исследованы

пять проб руд, отобранных с различных участков этого месторождения (табл. 3).

Использование ассоциации микроорганизмов повышает степень окисления сульфидов (пирита и пирротина) и способствует снижению содержания сульфидной серы.

Основным направлением дальнейших исследований БО сульфидных руд является расширение области использования микроорганизмов при переработке минерального сырья, а также использование новых высокоэффективных штаммов бактерий в сочетании с уже известными бактериями. Рекомендуемые микроорганизмы для использования в процессах БО представлены в табл. 4.

Лабораторные испытания проб, выполненные компанией GENCOR Process Research параллельно со специалистами Навоийского ГМК, показали, что сульфидные руды месторождений Даугызтау и Кокпатас пригодны для обогащения флотацией с последующим биовыщелачиванием полученного концентрата. Результаты полупромышленных испытаний, включающих флотацию и переработку процессом BIOX®, выполненных в 1994 г. в ЮАР, подтвердили положительные результаты лабораторных исследований и позволили получить исходные данные для проектирования полномасштабной промышленной установки. В 1997 г. компания GENCOR Process Research выполнила аналогичные испытания в ЮАР на 15-тонной пробе сульфидной руды месторождения Кокпатас.

На основании проведенных испытаний, институт O'zGEOEXLITI (Узбекистан) выполнил рабочее проектирование I очереди установки BIOX®, изготовление нестандартного оборудования, строительство и монтаж осуществили специалисты Навоийского ГМК. Общестроительные работы на ГМЗ-3 начаты в 2005 г. Установка BIOX® I очереди состоит из четырех модулей, каждый из которых включает три первичных и три вторичных реактора. Ввод четырех модулей BIOX® в работу и пусконаладку производили поэтапно.

Таблица 3. Результаты извлечения золота из руд методом биоокисления

Место отбора пробы; ее состав	Содержание			Степень окисления, %		Извлечение Au, %
	Au, г/т	S _{сульфидно-}	As, %	S _{сульфид}	As	
Склад № 4; Au — 2,69 г/т, S _{сульфид} — 1,75 %, As — 0,45 %	22,0	19,3	3,7	96,6	84,6	89,34
	24,4	0,66	0,57			
Карьер «Южный»; Au — 5,14 г/т, S _{сульфид} — 2,8 %, As — 1,28 %	21,4	15,4	5,0	97,9	82,6	89,41
	23,6	0,32	0,87			
Карьер «Придорожный», концентрат опытно-промышленного (ОП) ПСК; Au — 2,7 г/т, S _{сульфид} — 3,4 %, As — 1,8 %	15,2	17,6	8,3	98,2	79,5	92,81
	16,7	0,3	1,7			
Карьер «Придорожный», концентрат ОП ПСК; Au — 2,33 г/т, S _{сульфид} — 1,52 %, As — 0,66 %	22,4	17,0	5,1	92,4	82,9	88,3
	26,5	0,76	0,87			
Карьер «Южный-1»; Au — 4,0 г/т, S _{сульфид} — 3,12 %, As — 1,1 %	25,0	21,4	5,3	96,7	91,1	92,5
	27,8	0,71	0,47			

Примечание. В числителе — флотационный концентрат, в знаменателе — продукт биоокисления.

Таблица 4. Рекомендуемые микроорганизмы для использования в процессе биоокисления

Микроорганизмы	Основные источники энергии	Температура (оптимальная), °C	Значение pH (оптимальное)
Род Acidithiobacillus			
<i>A. ferrooxidans</i>	S ⁰ , Fe ²⁺ , сульфидные минералы	5–40 (28–35)	1,2–6 (2,5–2,8)
<i>A. thiooxidans</i>	S ⁰ , сульфидные минералы	5–40 (28–30)	0,5–6 (2–3,5)
<i>A. caldus</i>	S ⁰ , тетратионат	30–52 (45)	1–4 (2,3–2)
Род Sulfobacillus			
<i>S. thermosulfidooxidans</i>	Fe ²⁺ , S ⁰ , сульфидные минералы	20–60 (50)	1,1–5 (1,7–2,4)
<i>S. acidophilus</i>	То же	(40–50)	(2)
<i>S. sibiricus</i>	—	20–60 (55)	(2)
<i>S. thermotolerans</i>	—	18–60 (40–42)	1,2–2,4 (2)
Род Acidimicrobium			
<i>A. ferrooxidans</i>	Fe ²⁺	25–60 (45–50)	1,5–5 (3)
Род Leptospirillum			
<i>L. ferrooxidans</i>	Fe ²⁺	20–40 (30)	1,5–4 (1,7–2,1)
Род Sulfolobus			
<i>S. acidocaldarius</i>	S ⁰	55–80 (70)	1–5,9 (2–3)
<i>S. solfataricus</i>	S ⁰ , Fe ²⁺	50–89 (75–87)	(3–5)
<i>S. hakonensis</i>	S ⁰	50–80 (70)	1–4 (3)
<i>S. metallicus</i>	То же	50–75 (70)	1–4,5
Род Metallosphaera			
<i>M. sedula</i>	S ⁰ , Fe ²⁺ , сульфидные минералы	50–80 (75)	1–4,5
Род Acidianus			
<i>A. brierleyi</i>	S ⁰ , Fe ²⁺ , сульфидные минералы	45–75 (70)	(1,5–2)
Род Ferroplasma			
<i>F. acidiphilum</i>	Fe ²⁺	15–50 (39–45)	1–2,5 (1,7–1,8)

Проектная производительность I очереди 1069 т/сут концентрата при 20%-ном содержании сульфидной серы. В настоящее время специалистами Навоийского ГМК осуществляется оптимизация производственного процесса по окислению сульфидов и расходу реагентов. На ГМЗ-3 для

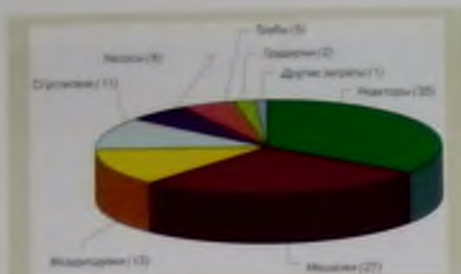


Рис. 2. Распределение капитальных затрат (%) на оборудование I очереди установки BIOX[®]

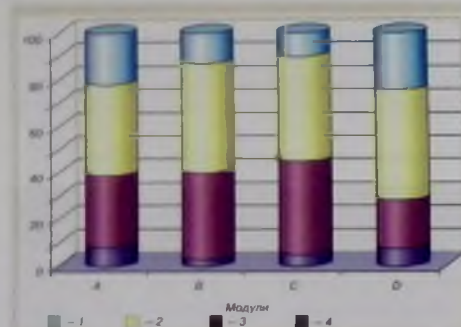


Рис. 3. Распределение эксплуатационных затрат (%) четырех модулей установки BIOX[®]:
1 — техническое обслуживание; 2 — электроэнергия;
3 — реагенты; 4 — трудозатраты

извлечения золота применена технология «смола в пульпе». Конструкция установок BIOX[®] позволяет при необходимости перейти на режим «уголь в пульпе».

После ввода в эксплуатацию II очереди производительность установки BIOX[®] планируется довести до 2137 т/сут. Типоразмер ступителей противоточной декантации определен с учетом полной производительности, достигаемой с вводом II очереди установки. При вводе ее в эксплуатацию будут добавлены четыре модуля BIOX[®] и увеличена производительность установки нейтрализации. Мощности по подаче воды для охлаждения и воздуха будут увеличены соответ-

ствующим образом. На рис. 2 представлено распределение капитальных затрат на оборудование для I очереди BIOX[®].

Бактериальное окисление флотационного концентрата осуществляется на установке BIOX[®]. Каждый модуль включает шесть реакторов: три первичных, работающих параллельно, и три вторичных, работающих последовательно. Рабочий объем каждого реактора составляет 900 м³. Оптимальные условия БО: Т Ж=1.4; t = 40±3 °С; рН = 1,2±1,6; продолжительность 96 ч; суммарная дозировка питательной смеси (азотно-фосфатно-калийных удобрений) составляет 10 кг/т концентрата; расход воздуха на БО 4 тыс. м³/т концентрата. Из последнего вторичного реактора каждого модуля выходит биоокисленный концентрат, направляемый на противоточную декантацию.

На рис. 3 представлено распределение эксплуатационных затрат для четырех модулей установки BIOX[®] I очереди. Как видно, от 40 до 50 % затрат приходится на электроэнергию и от 30 до 45 % — на реагенты.

Ввод в эксплуатацию II очереди установки BIOX[®] по переработке сульфидных руд месторождений Кокпатас и Даугызтау позволит увеличить выпуск золота на ГМЗ-3. Следует отметить, что в перспективе роль метода бактериального окисления сульфидных руд будет повышаться. Ожидается, что после 2012 г. производство золота по технологии BIOX[®] будет составлять около 30 % всего получаемого на Навоийском ГМК металла. □

Санакулов Кувандик Санакулович,
e-mail: info@ngmk.uz
Шеметов Петр Александрович,
e-mail: info@ngmk.uz

GOLD EXTRACTION FROM HARD PROCESSED SULPHIDE ORES VIA BIOX[®] TECHNOLOGY

K. S. Sanakulov, P. A. Shemetov

Technology of bacterial leaching of flotation concentrate on BIOX[®] machine has been presented. The results of technological researches of sulphide ores and experience of realization of BIOX[®] machine building at GMZ-3 have been conducted.

Key words: sulphide ores, BIOX[®] technology, technological researches, project productivity, microorganisms.



UDC 658.58.658.014:622.342.1

П. А. ВАСИЛЮК, Р. Х. САГИТОВ (Навоийский ГМК)

МЕТОДОЛОГИЯ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ СТРУКТУРЫ РЕМОНТНОЙ СЛУЖБЫ И ТЕХНИЧЕСКОЙ ДИАГНОСТИКИ В ЦЕЛЯХ ОПТИМИЗАЦИИ ЗАТРАТ НА СОДЕРЖАНИЕ ГОРНОТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ



П. А. ВАСИЛЮК,
начальник
рудника «ЦКВЗ»
Центрального РУ



Р. Х. САГИТОВ,
главный инженер
рудника «ЦКВЗ»

На примере рудника «ЦКВЗ» Центрального РУ Навоийского ГМК проведен анализ структуры ремонтной службы и ее функций основных задач. Рассмотрены варианты стратегии планирования и организации ремонтов оборудования. Обоснована целесообразность применения стратегии ремонтного обслуживания по состоянию элементов (деталей) эксплуатируемого оборудования с широким использованием методов и систем технического диагностирования.

Ключевые слова: ремонтное обслуживание, планово-предупредительные и аварийные ремонты, ремонтная служба, функциональные задачи, техническое состояние, диагностика, ремонтные воздействия, оптимизация затрат.

Целью функционирования ремонтной службы на горнодобывающем предприятии является поддержание оборудования в работоспособном состоянии. Во многом результаты деятельности ремонтной службы зависят от применяемых способов прогнозирования сроков отказа деталей эксплуатируемого оборудования, а эффективность ее работы определяется принятыми методами решения задач и взаимосвязями между ними в рамках общей системы. Для установления оптимальной структуры ремонтной службы, адаптированной к условиям конкретного предприятия, применяют такие формальные методы, как описание объектов, математические модели их физических неисправностей и правила получения по этим данным других необходимых описаний. В этом случае ремонтная служба рассматривается как система, объектами воздействия которой являются оборудование и его элементы. В процессе эксплуатации оборудования техническое состояние (ТС) любого его элемента (детали) непрерывно ухудшается под воздействием внешних нагрузок и внутренних сил реакции (рис. 1). При достижении предельного состояния $Y_{пр}$ (деформации, массопотери, нарушение конструктивных свойств материалов и т. д.) в момент времени $T_{отк}$ элемент отказывает, и необходимо проведение ремонта с целью восстановления его работоспособности. В общем случае процесс изменения ТС элемента оборудования может быть описан типичной кривой износа, на которой выделяют три характерных участка: приработок, нормальной работы и ускоренного износа. Учитывая стохастический характер факторов, влияющих на изменение ТС, можно считать, что в средних условиях эксплуатации функция является трендом (математическим ожиданием) изменения ТС объекта. Изменение ТС реального объекта $Y = f_{ф}(t)$ будет лежать между границей $Y = f_{н}(t)$, соответствующей самым тяжелым, и $Y = f_{л}(t)$ — самым легким условиям эксплуатации. В общем случае функция не совпадает с трендом и граничными функциями.

Показанные выше функции определяют выбор стратегии планирования и организации ремонтов. Стратегия, в основе которой лежит выполнение аварийных ремонтов,

базируется на функции $Y = f_{ф}(t)$ и не предусматривает прогнозирования срока отказа $T_{отк}$. В этом случае срок отказа принимают срок фактического достижения функции $Y = f_{ф}(t)$ значения $Y_{пр}$. Эта стратегия проста и предполагает, что ремонты выполняют после незапланированной остановки оборудования в результате разрушения его деталей. При этом обычно происходит разрушение смежных деталей, а ремонтная служба часто не готова к проведению такого ремонта, что приводит к увеличенному расходу ресурсов, необходимых для восстановления работоспособности оборудования — запасных частей, числа ремонтных бригад, времени простоя оборудования в ремонте.

В стратегии планово-предупредительных ремонтов (ППР) по нормативу срок отказа прогнозируют с использованием функции $Y = f_{н}(t)$. При этом прогноз базируется на нормативном ресурсе, определяемом усредненно по группе машин, с учетом заданной вероятности $P(t)$ безотказной работы оборудования. Ремонты по нормативу (остановка оборудования и замена деталей) выполняют через строго регламентированные промежутки времени, равные нормативному ресурсу. Все узлы и детали, выработавшие нормативный ресурс, заменяют новыми. При

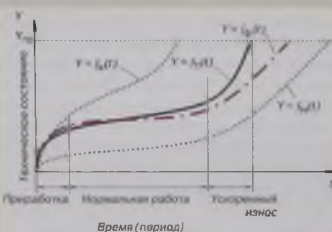


Рис. 1. Изменение технического состояния оборудования (деталей, элементов) со временем t и в зависимости от условий эксплуатации

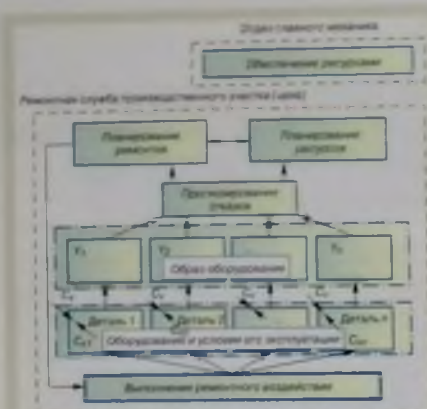


Рис. 2. Алгоритм предметной области функционирования ремонтной службы в стратегии ремонтов по состоянию оборудования (деталей)

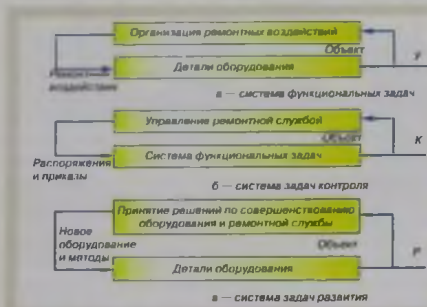


Рис. 3. Систематизация задач ремонтной службы предприятия по предметно-организационным группам

этом не исключена преждевременная замена некоторых деталей и неполное использование их ресурса, но обеспечивается допустимое (расчетное) число аварийных отказов. Игнорирование остаточного ресурса детали во многих случаях снижает экономическую эффективность проведения ремонтов на предприятии.

Важным показателем надежности является отсутствие отказов во время функционирования (работы) технической системы. Техническая диагностика позволяет одновременно обнаружить дефекты, неисправности и устранить их в процессе технического обслуживания, что повышает надежность и эффективность эксплуатации. Стратегия ППР по техническому состоянию (ремонты по состоянию) предполагает, что с помощью средств и методов *технической диагностики* возможна оценка текущего ТС детали, описываемого функцией $Y = f_{\text{д}}(t)$ для прогнозирования срока ее отказа и замены с установлением срока ремонта, наиболее близкого к $T_{\text{отк}}$. Вместе с тем переход к ремонтам по состоянию усложняет как струк-

туру ремонтной службы, так и методы решения ее задач, базирующиеся на результатах диагностики, так как часто приходится проводить анализ ТС детали в условиях эксплуатации, когда получение данных затруднено.

Проведенный сравнительный анализ показал, что наиболее совершенной следует считать **стратегию ремонтов по состоянию**, которая обеспечивает минимальные затраты на поддержание оборудования в работоспособном состоянии благодаря достаточно точному прогнозу срока отказа при прочих равных условиях. Формирование базы данных по состоянию и наработке до отказа узлов и деталей позволяет проводить оценку качества закупаемых для ремонтного цикла материалов и запчастей, а также анализ качества и достаточности мер по обслуживанию и условиям эксплуатации объекта.

Для обоснования и формирования задач ремонтной службы в стратегии ремонтов по состоянию проведен анализ и разработан алгоритм ее предметной области (рис. 2), исходным элементом которой можно считать оборудование. При его использовании в технологическом процессе ТС Y_1, Y_2, \dots, Y_n деталей ухудшается под воздействием внешней среды. На скорость и характер изменения ТС детали оказывают влияние следующие взаимно противостоящие факторы: внешняя среда C_v — нагрузка смежных элементов машинной системы; наличие физического воздействия окружающей среды; под влиянием которой происходит ухудшение Y_v внутренние свойства детали C_{S1} , характеризующие ее способность противостоять воздействию внешней среды.

Таким образом, ухудшение ТС детали во времени можно описать моделью $Y_i = f(C_v, C_{S1}, t_i)$, где t_i — продолжительность эксплуатации детали. В процессе проектирования для заданных значений C_v разрабатывают оборудование, обладающее некоторым C_{S1} . При этом соотношения $C_v : C_{S1}$ принимают такими, чтобы детали могли противостоять внешней среде в течение заданного периода времени t_i . По истечении t_i , под воздействием внешней среды, техническое состояние детали достигает предельного $Y_{\text{пр}}$, и она переходит в неработоспособное состояние.

Для восстановления работоспособности оборудования выполняют ремонтные воздействия, определение сроков которых T_p по конкретной детали является достаточно сложной задачей. Необходимая для этого различная информация, характеризующая оборудование, сведена в «Образ оборудования» (рис. 2), который содержит любые данные об оборудовании, используемые при решении задач ремонтной службы, в том числе и задачи прогнозирования срока отказа и ремонта T_p . При этом эффективность работы ремонтной службы в значительной степени определяется точностью определения сроков T_p . Для расчета T_p детали используют математические модели, учитывающие изменение ТС: $T_p = T_y + f(Y, Y_{\text{пр}}, C_v, C_{S1})$, где T_y — срок начала упреждающего прогноза.

В идеальном случае значение T_p должно совпадать со сроком $T_{\text{отк}}$ достижения деталью предельного состояния $Y_{\text{пр}}$ и ее отказа, т. е. $T_p = T_{\text{отк}}$.

Если $T_p < T_{\text{отк}}$, то это означает неполное использование технического ресурса детали и, следовательно, увеличение расхода запасных частей и числа ремонтов.

Если же $T_p > T_{отк}$, то возникает вероятность аварийных ремонтов оборудования, при которых увеличивается расход ресурсов на их проведение.

Выделяют три вида ресурсов: запасные части, используемые для замены отказавших деталей; ремонтные бригады и интервал времени, в течение которого оборудование простаивает в ремонте, а не используется по назначению. На практике все задачи по определению объемов и перечня необходимых ресурсов решает ремонтная служба производственного участка (цеха). Проводится постоянная работа по увеличению срока службы деталей оборудования и времени нормальной работы за счет снижения потерь работоспособности детали на этапе окончания ее ресурса.

Результатом ремонта являются восстановленные характеристики C_5 внутренней среды оборудования, а следовательно, восстановление способности оборудования противостоять внешней среде C_6 .

Задачи, решаемые ремонтной службой, можно разделить на группы, каждая из которых представляет собой определенную систему (рис. 3).

В первую систему входят задачи, непосредственно направленные на обеспечение подготовки и проведения ремонтов. Их совокупность названа «системой функциональных задач», а ее объектом является оборудование. Выходным параметром такой системы можно считать текущее ТС(У) деталей оборудования. При нормальной работе система обеспечивает своевременное и качественное проведение ремонтов. Анализ состава ремонтных служб производственных участков рудника «ЦКВЗ» показал, что в системе функциональных задач задолжено около 95 % всего персонала ремонтных служб.

Вторая система объединяет задачи контроля за работой системы функциональных задач, и поэтому названа «системой задач контроля». Объектом ее управления является система функциональных задач, а эффективность работы оценивается значением показателя качества K . В системе контроля сосредоточен наиболее квалифицированный и ответственный персонал ремонтной службы: главный механик подразделения, его заместители, инженеры ОГМ (технадзор и др.). Численный состав системы контроля должен составлять 3–4 % всего персонала ремонтной службы подразделения.

Третья система в ремонтной службе — «система задач развития», к объектам которой относятся оборудование, система функциональных задач и системы контроля. Целью функционирования системы является совершенствование как оборудования, так и работы ремонтной службы в целом. Эта система является самой малочисленной, включает 1–2 % всего персонала ремонтной службы и обладает самой высокой квалификацией, решая в том числе научно-технические задачи.

Базовой основой ремонтной службы предприятия является решение функциональных задач в рамках каждой из рассмотренных систем и их взаимодействие (рис. 4). Число подсистем «Ремонтная служба производственного участка (цеха)» соответствует числу основных производственных участков (цехов) предприятия. Подсистемы «Ремонтные

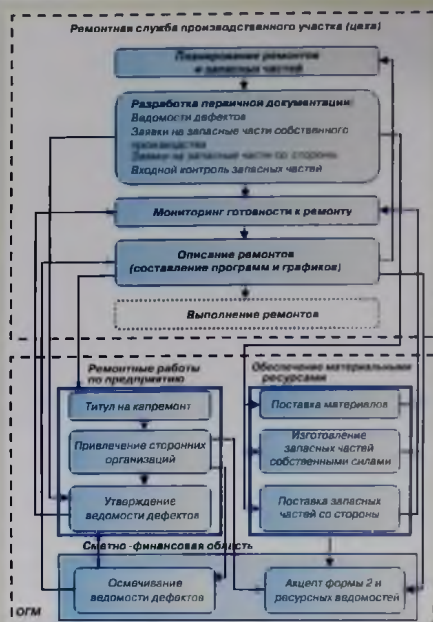


Рис. 4. Функциональные задачи ремонтной службы и их взаимосвязи

работы по предприятию», «Обеспечение материальными ресурсами», «Сметно-финансовая» функционируют на предприятии в одном экземпляре и относятся к структурным подразделениям отдела главного механика (ОГМ).

Деятельность подсистемы «Ремонтная служба производственного участка (цеха)» направлена непосредственно на организацию и проведение ремонтных работ. Служба является подразделением производственного цеха, возглавляется начальником производственного участка, что обеспечивает взаимосвязку требований на проведение ремонтов (использование бригад централизованного ремонта отделов главного механика и главного энергетика и подрядных организаций) с учетом потребностей технологов предприятия относительно возможных сроков и продолжительности ремонтов.

Сопоставление стратегий ремонтного обслуживания по основным функциональным задачам ремонтной службы

Задача	Стратегия ремонтов		
	по состоянию	по нормативу	по отказу (аварийные)
Использование данных диагностики	+	—	—
Связь между задачами «Описание ремонтов» и «Планирование ремонтов»	+	+	—
Наличие задач «Планирование ремонтов», «Разработка документов», «Мониторинг готовности к ремонтам»	+	—	—

Предприятие «Объединение материальными ресурсами» сформировало и финансирует для увеличения объема потребности ремонтной службы на местах в запчастях, деталях и материалах как путем изготовления запчастей и изделий в ремонтно-механических цехах предприятия, так и приобретения их у сторонних организаций.

Сметно-финансовая подсистема задач необходима для планирования, учета и контроля расходованные финансовые средства, используемые на поддержание оборудования в работоспособном состоянии. В этой же подсистеме проводятся подготовительные работы по заключению договоров со сторонними организациями, принимающими участие в выполнении ремонтных или обслуживающих поставках материальных ресурсов, а также контролируют выполнение обязательств сторон.

Предлагаются четыре подсистемы функциональных задач и их взаимосвязи (см. рис. 4) предполагают организацию ремонтно-обслуживающего оборудования в стратегии ППР по техническому состоянию. В случае проведения ремонтов по нормативу из приведенной на рис. 4 схемы исключается связь между задачами «Описание ремонтов» и «Планирование», так как планирование ремонтов осуществляется по нормативам и не учитывает данных об эксплуатации оборудования. В случае использования стратегии аварийных ремонтов, кроме этой связи отсутствуют задачи «Планирование ремонтов», «Разработка документов», «Мониторинг готовности к ремонтам». Ремонтная служба, построенная на стратегии аварийных ремонтов, имеет самую простую структуру и использует самые простые методы решения задач (см. таблицу).

Стратегия ремонтов по состоянию обеспечивает минимальные затраты на поддержание оборудования в работоспособном состоянии, однако ее эффективное функционирование невозможно без широкого применения средств и методов технической диагностики, формирующих опережающий информационный прогноз отказов и дефектов, подлежащих устранению или инициирующих создание

у персонала особой готовности к событию — отказу. При расследовании инцидентов и аварий на производстве в качестве мер по их предупреждению необходимо предусматривать совершенствование методов технической диагностики. Современность управленческих решений на основе раннего получения информации об ошибках персонала, отказах и дефектах оборудования способна удерживать эрготехническую систему «человек — машина» в своей очереди, требует создания многоуровневой системы контроля (обычного, специального, полного) за действиями персонала в процессе текущей эксплуатации. Исключение некоторых задач из функциональной схемы упрощенная стратегия ремонтов влечет за собой возмещение «нулевых мест» в работе ремонтных служб и разладку схемы мониторинга готовности к проведению ремонтов. □

Васильюк Павел Андреевич,
e-mail: p-vasilyuk@cru.ngmk.uz
Сагитов Ренат Ханифзянович,
e-mail: Renat.Sagitov@ckvz.cru

METHODOLOGY OF IMPROVEMENT OF THE STRUCTURE OF REPAIR SERVICE AND TECHNICAL DIAGNOSIS IN ORDER TO OPTIMIZE EXPENSES FOR SUPPORTING OF MINE TRANSPORT EQUIPMENT

P. A. Vasilyuk, P. Kh. Sagitov

The analysis of the structure of repair service and its functional tasks has been realized on the example of "TSKVZ" mine of central ore administration of Navoi Mining and Metallurgical company. Variants of planning and organization strategy of equipment repairs have been considered. Expediency of usage of strategy of repair service in dependence on conditions of components (details) of operated equipment with widely using methods and systems for technical diagnosis has been substantiated.

Key words: repair service, planning preventive and emergency repairs, repairs service, functional problems, technical condition, diagnosis, repair influence, expenses optimization.

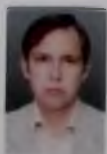
УДК 622.684.658.58

А. А. БРЕДИХИН, О. А. КОЛЕСОВ, С. Б. УМАРОВ (Навоийский ГМК)

ИССЛЕДОВАНИЕ ОПТИМАЛЬНОГО СРОКА ЭКСПЛУАТАЦИИ САМОСВАЛОВ В УСЛОВИЯХ КАРЬЕРА «МУРУНТАУ»



А. А. БРЕДИХИН,
начальник
Управления
автотранспорта (УАТ)
Центрального РУ



О. А. КОЛЕСОВ,
зам главного
инженера УАТ
по производству



С. Б. УМАРОВ,
начальник бюро
техничко-
экономического
планирования УАТ

По результатам исследования представительной выборки большегрузных самосвалов установлена динамика изменения основных технико-эксплуатационных и экономических показателей в зависимости от продолжительности их работы и рекомендованы оптимальные сроки обновления парка по критериям производительности каждого автомобиля, затрат на техническое обслуживание, ремонты и перевозку горной массы для условий эксплуатации в глубоком карьере «Мурунтау».

Ключевые слова: глубокий карьер, технологический автотранспорт, коэффициент технической готовности, обслуживание и ремонты, запасные части, расходные материалы, производительность, себестоимость перевозок, срок эксплуатации.

© Бредихин А. А., Колесов О. А., Умаров С. Б., 2010

Карьер «Мурунтау» является уникальным горным объектом: его глубина превысила 500 м, ширина по поверхности составляет 2,8 км, длина — 3 км; в перспективе глубина карьера достигнет 900–1000 м. Протяженность карьерных автодорог составляет 48 км. Объем выемки и транспортирования горной массы из карьера в 2009 г. составил более 42 млн м³. Горные работы в карьере выполняют с применением мощного современного оборудования: буровых станков СБШ-250МН; тросовых экскаваторов ЭКГ-ВИ, ЭКГ-12,5, ЭКГ-15 и гидравлических — CAT-5230, PH-170, EX-3500, EX-3600; фронтальных погрузчиков CAT-992. Кроме того, шесть экскаваторов ЭКГ-10 отгружают руду из перегрузочных складов карьера в железнодорожные думпкары грузоподъемностью 105 т. На строительстве и содержании дорог, на отвалах и перегрузочных складах, других вспомогательных работах применяют мощную дорожно-строительную технику фирм Caterpillar и Komatsu.

Парк технологического автотранспорта представлен самосвалами CAT-789C грузоподъемностью 173 т, Euclid R-170 (165 т), CAT-785B (130 т), БелАЗ-75131 и 7513 (130 т). С 1984 г. в карьере функционирует комплекс циклично-поточной технологии (ЦПТ), что позволяет сократить расстояние автоперевозок горной массы на 1–3 км и потребность в самосвалах, снизить расход дизельного топлива и загрязненность атмосферы в карьере, в целом — сократить энерго- и трудозатраты. С целью дальнейшего развития ЦПТ в 2009 г. начато строительство кругоаклоного конвейера (КНК) для транспортирования руды из карьера на восточный перегрузочный пункт.

Однако, несмотря на практически полное техническое перевооружение карьерного автотранспорта и применения конвейерной доставки в комплексе ЦПТ, доля автомобильных перевозок в общем объеме транспортной работы на горных предприятиях составляет в среднем 75 %, а затраты на транспортирование горной массы карьерными самосвалами достигают 60–70 % общих расходов на добычу руды. В связи с этим важнейшей задачей повышения эффективности открытых горных работ является минимизация издержек на содержание автомобильного транспорта путем установления оптимального срока эксплуатации каждого большегрузного самосвала.

Существуют несколько методов определения срока рентабельной эксплуатации карьерного самосвала. Метод сравнения годовых затрат основан на сопоставлении издержек при эксплуатации списочной машины и предлагаемого оборудования. Метод индекса доходности основан на определении доходной ставки, по которой должен быть инвестирован капитал для закупки нового оборудования, чтобы обеспечить эффективность, равную доходу от приобретения оборудования. Например, капитал может быть вложен под 12 % годовых, тогда самосвал CAT-785 стоимостью порядка 1,5 млн долл. США может быть заменен через 8 лет и 3 месяца. Метод поэлементного исчисления и суммирования



Карьер «Мурунтау»

удельных затрат предполагает их определение и учет на техническое обслуживание и ремонт, ущерб от простоев, затрат на топливо и т. д. По полученным результатам их сопоставляют с затратами на новую технику и принимают решение.

Все карьерные самосвалы в течение срока эксплуатации выполняют определенную работу, и при этом каждый самосвал конкретной марки имеет свои конструктивные и технические характеристики, а также присущие ему особенности заводской сборки, определяющие динамику изменения показателей его работы в течение срока службы. На долговечность и работоспособность самосвалов влияют как объективные, так и субъективные факторы: расстояние транспортирования и высота подъема груза, плотность горной массы и коэффициент использования грузоподъемности; природно-климатические условия, состояние дорог, качество и своевременность проведения технических обслуживаний (ТО) и планово-предупредительных ремонтов (ППР); квалификация водительского и ремонтного персонала, уровень оснащенности оборудования по обслуживанию, диагностике и ремонту; инфраструктура предприятия; качество расходных материалов. В конечном итоге все это находит отражение в основных критериях возможности дальнейшей эксплуатации карьерного самосвала — затраты на содержание автомобиля и его производительность.

Для определения оптимального срока эксплуатации карьерных самосвалов в качестве объекта исследования была выбрана 101 единица из списочного состава технологического транспорта УАТ Центрального РУ (табл. 1). Самосвалы CAT-785B и R-170 эксплуатируют в условиях карьера «Мурунтау» с 1993 г. В настоящее время парк этих самосвалов имеет 100%-ный амортизационный износ, средний пробег CAT-785B составляет 943,6 тыс. км, R-170 — 1139,5 тыс. км. Все самосвалы R-170 и 20 самосвалов CAT-785B имеют пробег свыше 1 млн км.

Из 101 ед. самосвалов 37 имеют 100%-ный амортизационный износ, что составляет 36,6 % всего парка, 33 имеют возраст эксплуатации свыше 14 лет (32,7 % всего парка).

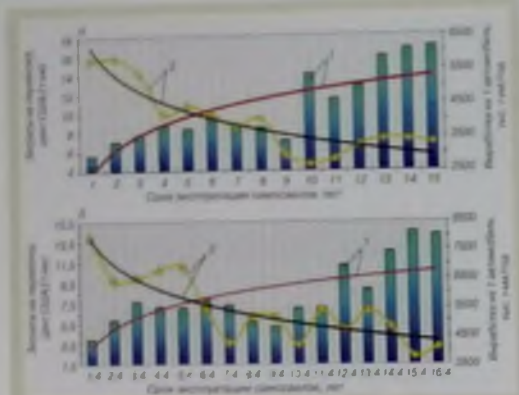


Рис. 1. Изменение затрат на перевозку горной массы (1) и производительности (выработки) карьерных самосвалов (2) CAT-785 (а) и Euclid R-170 (б) в зависимости от срока эксплуатации

Таблица 1. Списочный состав карьерных самосвалов на начало 2010 г.

Марка самосвала	Число ед.	В том числе		Средний амортизационный износ, %	Средний возраст, лет
		Рудник -Мулунгуз-	Карьер -Ташшур-		
R-170 Euclid	7	7	-	100	15,5
CAT-789C	20	20	-	73,5	5,1
CAT-785B	26	13	13	100	14,1
CAT-777D	4	-	4	100	9,4
БелАЗ-75131	7	7	-	35,4	2,4
БелАЗ-7513	37	37	-	18	1,2
Всего:	101	84	17		

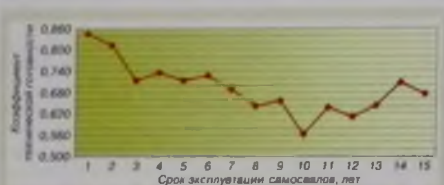


Рис. 2. Зависимость коэффициента технической готовности карьерных самосвалов от длительности эксплуатации (среднее значение по исследованной выборке самосвалов)

Таблица 2. Изменение коэффициента готовности исследованных карьерных самосвалов

Марка самосвала	Коэффициент технической готовности по годам эксплуатации самосвалов (лет)														
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Euclid R-170	0,923	0,892	0,777	0,810	0,849	0,813	0,698	0,726	0,659	0,587	0,706	0,680	0,652	0,660	0,619
CAT-785B	0,940	0,937	0,886	0,856	0,630	0,694	0,675	0,550	0,650	0,531	0,563	0,538	0,628	0,749	0,725
CAT-789C	0,842	0,898	0,795	0,753	0,763	0,790									
CAT-777D	0,729	0,663	0,387	0,516	0,605	0,602									
БелАЗ-75131	0,782	0,669													
БелАЗ-7513	0,838														
Итого	0,842	0,812	0,711	0,734	0,712	0,725	0,687	0,638	0,655	0,559	0,635	0,609	0,640	0,705	0,672

По каждому самосвалу сделана выборка за время с начала его эксплуатации и проведена группировка автомобилей по возрасту. Выборка представляет собой совокупность сведений о времени работы, простое в ремонте и его ожидании, производительности, затратах на ТО и Р каждого автомобиля. В выборку вошли все простои автомобилей в ожидании ремонта (независимо от причин) и все затраты, которые прошли по складу запасных частей на каждый из автомобилей за прошедший период. Выработка определена из расчета числа выполненных рейсов каждым автомобилем за анализируемый период и при сложившейся средней загрузке.

Проведено исследование изменения затрат на перевозку и выработки в зависимости от срока эксплуатации. Анализ полученных данных показал, что например, для карьерных самосвалов CAT-785 и R-170 характерно повышение затрат на их эксплуатацию после 7–8 лет работы (рис. 1). Группировка коэффициентов технической готовности автомобилей по годам эксплуатации показала его существенное снижение также после 7–8 лет эксплуатации (табл. 2, рис. 2), при этом основной причиной являются длительные простои машин в текущем ремонте и частые сходы их с линии. Так, за 14 лет эксплуатации CAT-785 коэффициент выпуска снизился почти на 22,9 %, за 15,5 лет эксплуатации R-170 — на 32,9 %. При этом некоторое увеличение коэффициента готовности после 12 лет эксплуатации достигнуто за счет рационального использования «старых» машин CAT-785B и R-170 в щадящем режиме перевозок горной массы — с уменьшенной высотой подъема грузов и на малые расстояния, а также за счет обновления парка новыми самосвалами БелАЗ.

Важнейшим критерием возможности дальнейшей эксплуатации карьерного самосвала являются затраты на его содержание: заработная плата водителей и ремонтного персонала, затраты на топливо, смазочные и другие материалы, амортизация и накладные расходы. Эту группу затрат относят к условно-постоянным расходам, которые можно не связывать со сроком службы самосвала. В исследованиях оптимальных сроков проведен анализ затрат на запасные части и материалы для ТО и всех видов ремонтных работ, а также определены удельные затраты на эти цели (на 1 т·км перевозок) по годам эксплуатации самосвалов (табл. 3, рис. 3).



Таблица 3. Удельные затраты на запасные части и ремонтные материалы по годам эксплуатации самосвалов, цент США/(т·км)

Марка самосвала	Удельные затраты по годам эксплуатации (лет)														
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Euclid R-170	0,6	0,6	1,4	0,4	0,4	0,6	0,6	0,5	0,5	2,5	1,8	1,2	1,0	2,2	2,8
CAT-785B	0,3	0,4	0,5	0,5	0,6	0,4	1,7	0,9	1,1	1,2	5,5	3,4	3,9	3,8	2,9
CAT-789C	0,1	0,1	0,2	1,9	2,4	2,3									
CAT-777D	1,2	5,5	3,7	2,1	4,8	2,1									
БелАЗ-75131	0,6	0,5													
БелАЗ-7513	0,4														
Итого	0,5	1,4	1,4	1,2	2,0	1,4	1,1	0,7	0,8	1,8	3,7	2,3	2,4	3,0	2,9

Поддержание коэффициента технической готовности самосвалов в пределах 0,7 после 8–9 лет эксплуатации требует значительных затрат на запасные части. За 15 лет затраты на запасные части и ремонтные материалы увеличились по сравнению с первым годом эксплуатации машин на 480 %, а по сравнению с восьмью годами — на 314 %. Тяжелые условия эксплуатации карьерных самосвалов CAT и R-170 в карьере «Мурунтау» в связи с постоянным увеличением расстояний перевозок, числа подъемов дорог и выражей обуславливают значительные нагрузки на агрегаты, базовые узлы ходовой части и трансмиссии. В связи с увеличением затрат в течение 2005–2009 гг. списаны с эксплуатации 20 самосвалов CAT-785B и 12 — R-170.

В УАТ Центрального РУ разработан и осуществлен ряд эффективных мероприятий по совершенствованию технологического обслуживания и ремонтов технологического транспорта. В то же время установлено, что после 6–7 лет эксплуатации в карьере «Мурунтау», при пробеге в среднем 580 тыс. км самосвалов CAT и 630 тыс. км R-170, появляются трещины в соединениях лонжеронов и поперечных балок рам по причине усталости металла самой рамы. Деформации рамы приводят к преждевременному выходу из строя основных узлов и агрегатов трансмиссии и ходовой части самосвалов, некоторые части рамы приходят в критическое состояние. При этом полное восстановление рам большегрузных самосвалов практически невозможно в связи со спецификой технологий и расходных материалов заводов-изготовителей машин, а также значительными материальными и трудовыми затратами. В связи с изложенным техническое состояние рамы карьерного самосвала является одним из основных индикаторов для принятия решения о продолжении или прекращении эксплуатации машин.

Эффективность применения транспортных средств во многом зависит от уровня организации технического обслуживания и планово-предупредительных ремонтов. Система ТО и ППР реализуется, как правило, в рамках жестких требований: с одной стороны, к срокам, продолжительности и качеству ТО и Р, с другой — к объему материальных и финансовых ресурсов. Радикальным инструментом сокращения затрат является организация планово-предупредительных ремонтов агрегатов и узлов на современном уровне — с использованием систем автоматизированного управления процессом ТО и Р и сетевой инфраструктуры.

С целью оценки влияния своевременности и полноты проведения ППР карьерных самосвалов на технико-эксплуатационные показатели их работы проведены исследования по выборке из 10 самосвалов с относительно средними сроками эксплуатации, прошедших и не

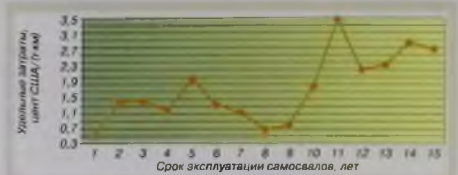


Рис. 3. Удельные затраты на запасные части и ремонтные материалы по годам эксплуатации самосвалов (средние значения по исследованной выборке)

Таблица 4. Результаты анализа основных технико-эксплуатационных показателей работы карьерных самосвалов, прошедших и не прошедших ППР (выборка из десяти самосвалов CAT-789C, поступивших в 2003 г., за период их работы с августа 2006 г. по июнь 2007 г.)

Показатели работы	Всего CAT-789	Машины, прошедшие ППР	Машины, не прошедшие ППР
Среднесписочное число самосвалов, ед.	10	3,4	6,6
Автодни в хозяйстве, дн., в том числе:	3650	1246	2404
в работе	2174	1151	1023
в ремонте и ожидании ремонта	1476	95	1381
Объем перевозок горной массы, тыс. м ³	5302,5	2733,6	2568,9
Выработка на 1 автомобиль:			
тыс. м ³	530,2	800,8	390,0
тыс. т·км	6414,1	9824,0	4646,8
Коэффициент технической готовности	0,596	0,924	0,426
Коэффициент использования пробега	0,487	0,488	0,486
Среднесуточный пробег, км	322	333	310
Продолжительность рабочего дня автомобиля, ч	19,7	20,3	19,1
Среднетехническая скорость, км/ч	19,7	19,6	19,8
Среднее расстояние перевозки, км	4,46	4,72	4,18

прошедших ППР. Анализ полученных данных показывает (табл. 4), что средняя производительность (выработка) самосвала, прошедшего ППР, в два раза и более выше, чем у непрошедшего.

Особое значение приобретает необходимость своевременного проведения ППР безостановочных агрегатов и узлов карьерных самосвалов (двигатели, коробки переключения передач, гидравлическое задовое части и др.). Опыт эксплуатации безостановочных агрегатов «Мурунтау» показал, что повышение сроков работы агрегатов целесообразно проводить при наработке до 25 тыс. моточасов. Если же этот ремонт не провести, то при дальнейшей эксплуатации самосвала затраты на поддержание агрегатов в рабочем состоянии резко возрастает, темпы возобновляемых показатели работы автомобиля снижаются. Нарботка основных агрегатов до их полного износа, по данным специалистов фирмы-производителя машин, составляет порядка 50 тыс. моточасов, что для условий «Мурунтау» соответствует 6-8 годам эксплуатации самосвала.

Таким образом, проведенными исследованиями обоснована область оптимального срока эксплуатации современных карьерных самосвалов в условиях рудника «Мурунтау» — 6-8 лет. Дальнейшая их эксплуатация становится нерентабельной, снижение производительности и увеличение расходов на ТО и Р не компенсируются выполняемой самосвалами работой. □

УДК 658.58

Н. Э. ЛАККАЙ, К. К. ДАДАБАЕВ, Ю. У. ГАНИЕВ (Навоийский ГМК)

РАСШИРЕНИЕ НОМЕНКЛАТУРЫ ВЫПУСКАЕМОЙ ПРОДУКЦИИ КАК ЗАЩИТА ОТ КОЛЕБАНИЙ РЫНКА



Н. Э. ЛАККАЙ,
директор
ПО «НМЗ»



К. К. ДАДАБАЕВ,
главный инженер
ПО «НМЗ»



Ю. У. ГАНИЕВ,
начальник литейного
производства ПО
«НМЗ»

Анализируются проблемы выбора концепции обеспечения запчастями оборудования, эксплуатируемого на Навоийском ГМК: приобретение у зарубежных производителей или изготовление собственными силами в ПО «Навоийский машиностроительный завод». Приведено технико-экономическое сравнение обоих вариантов.

Ключевые слова: горно-обогатительное оборудование, запасные части, изготовление, приобретение за рубежом, технико-экономическое обоснование, модернизация производства запасных частей.

В программе антикризисных мер Узбекистана одной из приоритетных задач является поддержка отечественных предпринимателей.

В условиях экономического кризиса стало невыгодно закупать горно-обогатительное оборудование, расходные материалы и запасные части для него за границей. В рамках реализации антикризисной программы на Навоийском ГМК разработан «Комплекс мер по снижению себестоимости выпускаемой продукции». В производственном объединении «Навоийский машиностроительный завод» (ПО «НМЗ НГМК») расширена номенклатура и увеличен выпуск запасных частей для оборудования гидрометаллургических заводов, экскаваторов, карьерных самосвалов, дорожно-строительных машин и др. В литейном производстве ПО «НМЗ НГМК» расши-



© Лаккай Н. Э., Дадабаев К. К., Ганиев Ю. У., 2010



рена номенклатура выпускаемой импортозамещающей продукции, например такой, как венцовые шестерни, трубы прокаточных печей типа ВГПП-8, отливки для цеха кучного выщелачивания золота, детали оборудования шахт, гидрометаллургических заводов, отливки запорной арматуры, для карьерной техники и т. д., от 5 до 9 тыс. наименований (рис. 1).

В частности, раньше Навойский ГКМ и ОАО «Алмальский ГКМ» закупали венцовые шестерни для мельниц ММС и МШР у поставщиков стран СНГ. После тщательной проработки в ПО «НМЗ» были опробованы и внедрены технологии изготовления отливок венцов для измельчительного оборудования. Была отработана технология заливки тремя ковшами (масса отливки «Полувенец» составляет 21,5 т). Комплекс металлообрабатывающего оборудования (фрезерно-расточный станок НС-212Ф11, токарно-карусельный станок КУ-80, зубофрезерные станки моделей 5345 и 5346) позволил в кратчайшие сроки получить готовое изделие для своих мельниц и удовлетворить заказ партнеров из ОАО «Алмальский ГКМ». На рис. 2 показан технологический процесс нарезания зубьев венцовой шестерни на модернизированном зубофрезерном станке модели 5345 червячными модульными фрезами, изготовленными на нашем заводе.

Трубы шахтных прокаточных печей типа ВГПП-8, применяемых при переработке урановых руд на гидрометаллургическом заводе, ранее закупали у зарубежных поставщиков. Эксплуатационная стойкость трубы ВГПП-8 составляла не более одного года. Она изготавливалась из нержавеющей стали марки 6Х15Н35 (среднее содержание никеля 35 %) центробежно-литым способом. Стоимость комплекта (3 ед.) трубы составляет около 550 тыс. долл. США. Специалистами ПО «НМЗ» освоена технология изготовления трубы прокаточных печей ВГПП-8 шнекового типа с внутренней стороны методом литья в песчано-глинистые формы с использованием стержней из холодно-твердеющей смеси. Полутно была заменена марка материала отливки. Трубы печи ВГПП-8 стоят на полгода дольше зарубежных аналогов, а затраты на изготовление и поставку оборудования снизились в 10 раз.

Для ритмичной работы цеха кучного выщелачивания золота (ЦКВЗ) Навойского ГКМ в ПО «НМЗ» освоено изготовление запасных частей к импортному оборудованию: конусным, молотковым и роторным дробилкам, ленточным и пластинчатым конвейерам. С этой целью в Центральной заводской лаборатории (ЦЗЛ) были исследованы и освоены новые марки износостойких белых чугунов (рис. 3), опробованы и внедрены в производство технологии изготовления отливок 6-го размерного класса точности согласно ГОСТ 26645-85. В настоящее время для цеха кучного выщелачивания освоено изготовление около 60 % требуемых запчастей технологического оборудования.

В рамках осуществления программы модернизации, технического и технологического перевооружения в ПО «НМЗ» введены в эксплуатацию плавильные агрегаты, печи ИСТ и ИЧТ (рис. 4), позволяющие за короткий промежуток времени выплавлять высококачественные легированные марки сталей и легированные чугуны с гарантированными механическими свойствами. Освоена также выплавка цветных сплавов на основе меди.

Заменены технологические процессы производства стержней из смесей, отверждаемых двуокисом углерода

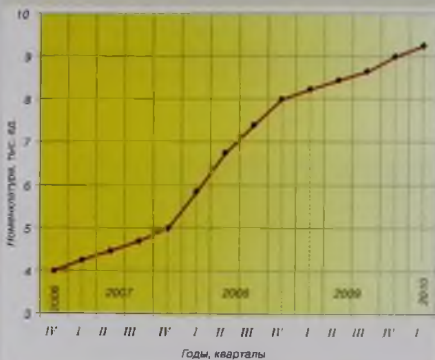


Рис. 1. Динамика увеличения номенклатуры продукции ПО «НМЗ» по годам



Рис. 2. Нарезание зубьев на изделии «венец зубчатый»

на современные Cold-Box-Amin — процессы, позволяющие снизить затраты на изготовление стержней и выбивку отливок после охлаждения.

В результате исследований заменены многие марки конструкционных материалов, в которых ранее использовались дорогостоящие металлы — никель, молибден,

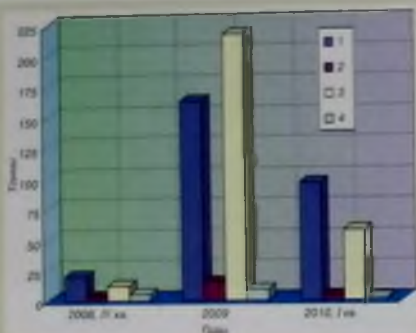


Рис. 3. Потребность литья для цеха кучного выщелачивания золота из сплавов различных марок: 1 — Г13Л; 2 — 35ХМЛ; 3 — СС; 4 — 35Л

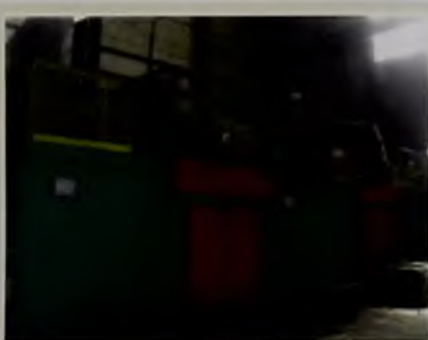


Рис. 4. Отделение цветного литья литейного производства ПО «НМЗ»



Рис. 5. Футеровка конуса и чаши дробилок II и III стадий дробления цеха кучного выщелачивания золота

ванадий, марки сплавов с меньшим содержанием вышеуказанных элементов или с их полным отсутствием, без потери физико-механических и технологических свойств изделий.

Разработаны и внедрены в производство эффективные способы термической обработки отливок, позволяющие рационально расходовать природное топливо и увеличить технологический срок службы изделия на 20–25 %.

В литейном производстве освоен выпуск цельнолитых футеровок конусов и чаш дробилок МР-1000 (рис. 5), II и III стадий дробления. Конструкторскими решениями технологичность деталей улучшена как в отношении изготовления детали литьем в песчано-глинистую форму, так и окончательной обработки рабочих и прилегающих поверхностей. Эксплуатационный ресурс отливки увеличился на 120 ч, производительность дробилок, оснащенных обычными деталями составляла 670 т/ч, после их модернизации — 855 т/ч, что существенным образом сказалось на сокращении времени ремонта и замены оборудования.

К сожалению, уровень технического оснащения литейного производства, да и отдельных обрабатывающих цехов, не позволяет изготавливать все импортное оборудование, в связи с чем рекомендуется отдельные узлы закупать у иностранных партнеров или технически перевооружать производство, заменяя ручной труд на механизированный.

Выгодно ли выпускать запасные части к оборудованию на собственных мощностях? Да, но только в том случае, если каждый технологический передел оснащен средствами автоматизации и механизации. Тогда продукция, выпускаемая в ПО «НМЗ», будет соответствовать международным нормам качества, иметь сравнительно низкую себестоимость и высокий спрос на мировом рынке.

Освоение производства запасных частей в условиях ПО «НМЗ» позволит снизить их себестоимость и обеспечить своевременную поставку для бесперебойной работы основного производства комбината. Например, изготовление венцов для мельниц МШР и МШЦ связано с рядом технологических проблем: вместимость одной плавильной печи ≈ 6–8 т, загрузочного ковша ≈ 8 т, а необходимо одновременно залить 21,5 т металла. Каким образом? Приходится плавить в нескольких печах, заливать металл несколькими ковшами, выбивать вручную, транспортировать, предварительно отрезав часть прибелей, так как грузоподъемность крана и тележки недостаточная. Все это значительно усложняет получение годной отливки, требует строжайшей организованности и слаженности в работе.

Эксплуатационный ресурс отливок траков для экскаваторов RH-170 и RH-200, выпускаемых в ПО «НМЗ», в 3–3,5 раза ниже по сравнению с зарубежными аналогами. В Объединении отсутствует оборудование, с помощью которого можно изготовить достаточно прочную форму для литья с высоким коэффициентом газопроницаемости. Формы изготавливают практически вручную, в результате в отливках образуются всевозможные литейные дефекты, которые негативно сказываются на качестве изделия в целом.



Сравнительные технико-экономические данные по некоторым видам продукции, выпускаемой ПО «НМЗ»

Наименование агрегата	Наименование детали	Масса, т	Соответствие качества детали аналогу завода-изготовителя	Возможность изготовления собственными силами	Стоимость 1 шт., млн руб.	
					Покупная (предельная)	Продукция ПО «НМЗ», изготовленная для НГМК
Мельница ММС-70х23	Половина венца шестерни	12,6	Качество, физико-механические свойства и эксплуатационный ресурс соответствуют	Отливку изготовить сложно, процесс не технологичен	- 87,26	- 39,37
Привод мельницы типа МШЦ	Четверть венца шестерни	9	То же	То же	- 62,32	- 28,12
Экскаватор ЭКГ-4.6	Зуб ковша	0,12	--	Изготовить в условиях ПО «НМЗ» возможно, процесс технологичен	- 0,68	- 0,4
Экскаватор ЭКГ-8и	Зуб ковша	0,215	--	То же	- 1,21	- 0,71
Экскаватор ЭКГ-12.5	Зуб ковша	0,39	--	--	- 2,19	- 1,3

Примечание. На 14.12.2010 г. одному доллару США соответствуют 1636,9 сума.

В таблице приведены данные по некоторым изделиям, выпускаемым в ПО «НМЗ». Направляется вывод — производство нуждается в технологическом перевооружении, в частичной или даже полной реконструкции. Согласно указу Президента Республики Узбекистан, оно должно начаться и желательно в ближайшее время. Не вкладывая в будущее — на старом далеко не уедешь!

Лаккай Николай Эдмундович,
тел.: (10-99879) 22-76-400
Дадабаев Козым Кахрамонович,
тел.: (10-99879) 22-76-401
Ганиев Юлдаш Уринович,
тел.: (10-99879) 22-76-619

WIDENING OF TYPE AND DIMENSION RANGE OF MANUFACTURED PRODUCTS AS PROTECTION FROM MARKET FLUCTUATION

N. E. Lakkay, K. K. Dadabaev, Yu. U. Ganiev
The problem of choosing the concept of providing the equipment, operating at Navoi Mining and Metallurgical Company with spare parts has been analyzed. It is proposed to buy at foreign producers or to produce by own resources at "Navoi mechanical engineering plant". Technical-economical comparison of both variants has been conducted.

Key words: mining and concentrating equipment, spare parts, production, buying abroad, technical-economical substantiation, modernization of spare parts production.

УДК 628.11/16

Ю. А. ЩЕРБАНЁВ, С. Д. ДУСТМУРАДОВ (Навоийский ГМК)

ВОДОСНАБЖЕНИЕ ЗАРАФШАН-УЧКУДУКСКОГО ПРОМЫШЛЕННОГО РЕГИОНА: ПРОБЛЕМЫ И РЕШЕНИЯ



Ю. А. ЩЕРБАНЁВ,
начальник Объединенной
энергослужбы внешнего
водоснабжения Центрального
рудоуправления



С. Д. ДУСТМУРАДОВ,
начальник цеха
теплоснабжения
и канализации,
доцент, канд. техн. наук

Дано описание системы водообеспечения производственно-технологической и социальной сферы Зарафшан-Учкудукского горнопромышленного региона (Центральное рудоуправление Навоийского ГМК). Показаны основные направления ее совершенствования, повышения эффективности и надежности.

Ключевые слова: горнопромышленный комплекс, хозяйственно-питьевое и производственное водоснабжение, открытый водозабор, насосные станции, магистральные водопроводы, очистные сооружения, освещение, флокулянты, очистка выводов, отстойники.

Важнейшим фактором развития Зарафшан-Учкудукской промышленной зоны всегда было и остается ее водообеспечение. Технология горного комплекса и произ-

водства золота на гидрометаллургических заводах (ГМЗ) № 1 и 2 Навоийского ГМК связаны с большими объемами потребления воды. Организационно-техническое обеспе-



Рис. 1. Машинный зал насосной станции водозабора и подачи воды в г. Зарафшан



Рис. 2. Блок контактных осветлителей станции водоподготовки



Рис. 3. Химико-бактериологическая лаборатория ОЭСВВС

чение водоснабжения Зарафшан-Учкудукского промышленного района осуществляет Объединенная энергослужба внешнего водоснабжения (ОЭСВВС) — структурное подразделение Центрального рудоуправления (РУ) НГМК.

Существующая система хозяйственно-питьевого и производственного водоснабжения, ввиду отсутствия других источников, базируется на водах р. Аму-Дарья. Водовод Аму-Дарья — Зарафшан (АДЗ) предназначен для удовлетворения потребностей в хозяйственно-питьевой воде городов Зарафшан и Учкудук, ряда поселков, а также крупных промышленных предприятий горно-металлургического и химического профиля, входящих в состав НГМК.

Забор воды из реки осуществляется тремя водозаборными оголовками типа «Криб» производительностью 2,7 тыс. м³/ч каждый, вынесенными в реку на 30 м с правого берега. От водозаборных оголовков вода по самотечным трубопроводам поступает в две станции нулевого подъема, которые подают воду на очистные сооружения, состоящие из радиальных и горизонтальных отстойников и реагентного хозяйства (рис. 1–3).

Магистральная часть водовода как система внешнего водоснабжения (ВВС) включает две нитки трубопроводов диаметром 1220 мм, длиной 208 км (местами три нитки общей длиной 65 км), 5 подкачивающих и 7 сетевых насосных станций, 8 приемно-регулирующих резервуаров наземного типа вместимостью по 3 тыс. м³ каждый. Максимальная высота подъема перекачиваемой семью повысительными насосными станциями воды составляет 730 м над уровнем моря, обеспечивая тем самым ее подачу на ГМЗ № 2 и горный комплекс Центрального РУ. Годовой забор воды из р. Аму-Дарья составляет 84 млн м³, из них 50 млн расходуют непосредственно на производственные нужды рудоперерабатывающего комплекса, 3 млн — на ирригацию населенных пунктов, 26 млн — на хозяйственно-бытовые нужды населения и промышленных предприятий, 5 млн — на обеспечение водой сторонних потребителей, не относящихся к структуре НГМК (животноводство, сельское хозяйство и т. п.). Водовод АДЗ работает непрерывно, в основном в нагнетательно-напорном режиме; отдельные участки водовода работают в самотечно-напорном (гравитационном) режиме.

При решении поставленных задач ОЭСВВС сталкивается с рядом проблем, характерных для водоводов больших диаметров и протяженности с водозабором из поверхностного источника в Средней Азии. В первую очередь — это мутность воды, заиливание элементов очистных сооружений, износ трубопроводов и рабочих колес насосов, необходимость удаления шламов.

Одной из наиболее актуальных проблем является высокое содержание взвешенных веществ в воде р. Аму-Дарья, которое изменяется от 300–400 мг/л в нормальных гидрогеологических условиях до 21 г/л в паводковые и селевые периоды. В настоящее время первичную очистку воды проводят с помощью полиакриламида (ПАА) (расход от 0,3–0,4 до 1,1–1,2 мг/л). Содержание взвешенных веществ при этом снижается до 8–10 мг/л. При этом суточный расход ПАА составляет от 100 до 300 кг (в зависимости от времени года), а годовой — не более 50 т. Проектный расход ПАА для осветления воды до мутности 30–50 мг/л достигает 2,5 мг/л, а годовой расход — 124,16 т. Таким образом, фактический расход ПАА более чем вдвое меньше проектного. Это стало возможным за счет напорного ввода раствора ПАА с низкой его концентрацией — до 0,04–0,05 % против проектной 0,1 %. Следует отметить, что все существующие водопроводные очистные сооружения не только в Республике Узбекистан, но и в мире, в отличие от ОЭСВВС, работают в традиционном режиме.

Другой актуальной проблемой системы водоснабжения является зарастание внутренней поверхности водопроводов. Расчетное проектное удельное сопротивление водовода, выполненного из стальных труб диаметром 1220 мм, составляет $6,543 \cdot 10^{-4}$. К середине 1980-х годов



(эксплуатация водовода начата в 1969 г.) в результате транспортирования воды с мутностью 30–50 мг/л удельное сопротивление составило $15,39 \cdot 10^{-4}$, т. е. в 2,4 раза больше. В тот период для очистки внутренней поверхности труб применяли специальный снаряд, однако большая трудоемкость работ и необходимость прекращения подачи воды на длительное время по водоводу, при возрастающей потребности в ней, исключило возможность дальнейшего применения этого способа.

С начала 2000-х годов мутность транспортируемой воды была снижена до 8–10 мг/л, удельное сопротивление — до $13,22 \cdot 10^{-4}$ (на 16,4 %). Зарастание внутренней поверхности трубопроводов было приостановлено. В настоящее время проводят регулярные натурные исследования для оценки технического состояния участков водовода АДЗ. По результатам обследований отстраивают пьезометрические линии свободных напоров, по разрывам (скачкообразным изменениям) которых определяют точки с повышенным сопротивлением трубопроводов, места скопления оторванных от внутренних стенок труб твердых отложений, элементов механического оборудования, арматуры и других включений, сокращающих живое сечение трубы. В дальнейшем эти участки подвергают чистке либо замене. С целью повышения пропускной способности водоводов намечено испытать технологию их очистки от внутриповерхностных твердых отложений путем гидроудара при подаче сжатого воздуха.

В непрерывном цикле подачи воды важную роль в первичной ее очистке выполняют радиальные отстойники — четыре диаметром по 30 м и четыре — по 50 м. По проекту предусматривался поверхностный сбор осветленной воды через водосливы Томсона (ребенка). В результате исследований найден вариант глубокого отбора осветленной воды, который позволил заметно снизить мутность на выходе и увеличить производительность отстойников. На этих же отстойниках успешно испытано использование гидростатической энергии шламовой воды для самотечного ее отвода в периоды минимальных нагрузок водовода, что позволило исключить из технологической цепочки шламовую насосную станцию.

Дальнейшее развитие мощностей горно-металлургического комплекса требует увеличения подачи воды на

промышленные площадки. В условиях дефицита средств на капитальное строительство и ремонты системы водоснабжения актуальной становится задача эффективной эксплуатации существующих мощностей. Основными направлениями оптимизации комплекса водоснабжения должны быть поиски способов увеличения производительности водоочистных сооружений, совершенствование методов обследования и диагностики магистральных трубопроводов для выявления дефектных участков — изношенных и с повышенным сопротивлением; совершенствование режимов работы водовода с целью исключения предельных нагрузок; исследования сезонной неравномерности объема подачи воды для создания резервных запасов в период минимальных нагрузок; разработка и реализация мероприятий по минимизации удельного водопотребления на хозяйственно-бытовые нужды. Решение этих задач позволит с достаточной степенью надежности обеспечить водоснабжение Зарафшан-Учкудукского региона на ближайшие годы. □

Щербанёв Юрий Анатольевич,

тел. (10-99879) 577-70-82

Дустмурадов Сагдор Дустмурадович,

тел. (10-99879) 577-95-01

WATER SUPPLY OF ZARAYSHAN-UCHKUDUK INDUSTRIAL REGION: PROBLEMS AND SOLUTIONS

Yu. A. Shcherbanev, S. D. Dustmuradov

Description of water supply system of production-technological and social spheres of Zaravshan-Uchkuduk mining-industrial region (Central ore administration of Navoi mining and metallurgical complex) has been given. The main directions of its improvement, increasing of efficiency and reliability have been shown.

Key words: mining industrial complex, technical drinking and industrial water supply, open diversion capacity, damped station, main water pipeline, cleaning facilities, lightening, flocculants, cleaning of flow passages, sedimentation tanks



www.rudimet.ru

Издательский дом «РУДА и МЕТАЛЛЫ»

Предлагаем Вашему вниманию электронные версии журналов

«Горный журнал», «Цветные металлы», «Черные металлы», «Обогащение руд» и «Материалы электронной техники».



Электронная продукция представляет собой полнотекстовые версии опубликованных журналов в формате pdf. Организациям, их подразделениям и отдельным специалистам предлагаем информацию на CD с необходимым программным обеспечением. Наша продукция предназначена для применения на самых разных уровнях. Электронные версии, полностью соответствующие своему печатному изданию, имеют удобный интерфейс и интерактивное содержание, позволяющие быстро найти нужную статью.

Россия, 119049, Москва, в/ч 71
Тел., факс: +7 (495) 638-45-18
638-44-23

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ И ЧИСЛЕННОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ФИЛЬТРАЦИИ И ГЕОМИГРАЦИИ ОСТАТОЧНЫХ ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ НА ОБЪЕКТАХ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ



Р. УСМАНОВ,
зам начальника
производственно-технического
и инновационного отдела
канд. физ.-мат. наук

Исследованы проблемы фильтрации и геомиграции остаточных продуктивных растворов на объектах подземного выщелачивания. Прогнозируется динамика растекания технологических растворов после отработки залежи. Анализируется степень самоочистки подземный вод от технологических растворов.

Ключевые слова: подземное выщелачивание, технологические растворы, артез. наблюдательные скважины, коэффициент фильтрации.

Геомиграция и фильтрация техногенных растворов горноперерабатывающих предприятий и захоронение жидких растворов сопровождается поглощением микро- и макрокомпонентов породами водоносных горизонтов. Многочисленными исследованиями, опытными работами, практикой работы предприятий, разрабатывающих месторождения методом подземного выщелачивания (ПВ), установлено, что загрязнение контурных вод локализуется в результате процессов нейтрализации, сорбции, осаждения, разбавления [1].

Однако в ходе практических наблюдений обнаруживаются зоны смещения и факты растекания технологических растворов и неполная их замена природными водами в завершающей стадии обработки участка. Поэтому при выщелачивании редких металлов возникает важная задача охраны недр и земной поверхности путем прогнозной оценки состава грунтовых вод по мере их

продвижения от мест разработки рудных тел до места потребления или разгрузки.

Для изучения данной проблемы на одном из участков ПВ редких металлов месторождения Сугралы применили два способа исследования.

Первый способ заключался в проведении опытно-промывленных испытаний [2]. С этой целью были пробурены 53 наблюдательные скважины, из которых ежемесячно отбирали пробы (табл. 1). Определяли pH растворов, их общую жесткость, коэффициент фильтрации, пьезометрический уровень, состав сухого остатка, а также технологических продуктов переработки растворов. Систематически велось наблюдение за перемещением фронта рабочих и продуктивных растворов внутри и за пределами отведенного контура ПВ. В качестве гидродинамического показателя служил пьезометрический уровень.

Второй способ представляет собой решение двумерной задачи геомиграции и геофильтрации на основе математической модели взаимопроникающих сплошных сред: жидкости и скелета породы. При этом среда принимается как однородная по своим фильтрационным характеристикам. Движение жидкости в пористой среде безынерционное и подчиняется закону Дарси. Отсутствует деформация скелета породы. Предполагается, что в закачных скважинах и вблизи их растворы вступают в реакцию с породами и образуют незначительные кольматации (закупоривания). Концентрация реагента в каждом элементарном объеме одинакова, что позволяет описывать рассматриваемые процессы в рамках двухкомпонентной модели [3]. Для решения этой задачи были использованы невязые конечно-разностные уравнения. Отслеживание искомых функций осуществляется с помощью разностной схемы второго порядка точности. В членах с конвективным переносом принимались центральные разностные схемы. В ходе численного решения задачи строго выполнялось условие устойчивости двумерной прогонки. Систему уравнений,

Таблица 1. Выборочные результаты геохимического анализа по залежи № 3 месторождения Сугралы

№мер скважины	Дата	pH	SO ₄ ²⁻ мг/л	Пьезометрический уровень, м	Сухой остаток, мг/л
Н-31	12.10.1988	1,6	12452	75	18346
	05.06.1989	1,3	13855	74	21031
	10.05.1990	2,4	8630	74	14950
	11.09.1991	2,4	8312	70	13150
	04.03.1994	5,2	3800	68	10102
	05.07.2000	5,3	2500	55	3358
	16.07.2003	6,4	1540	46,8	1920
Н-48	05.10.1990	3,4	3540	88	8425
	12.07.1991	4,3	3839	87	9000
	15.04.1994	4,2	2400	73,5	9680
	05.07.2000	5,4	2238	56	8760
	16.07.2003	6,3	958	46,6	960



описывающих данный процесс, решали методом двумерной продольно-поперечной прогонки. Профили пьезометрических уровней, скорости фильтрации, расход жидкости сравнивали с аналитическими решениями.

Краткие итоги исследований и результатов отработки залежи сводятся к следующему. Объект исследования расположен в краевой части Бешбулакской впадины, примыкающей к Тамдынскому горсту. Геологические образования подразделяются на два четких структурных этажа: палеозойский, образующий фундамент, сложенный консолидированными осадочными вулканогенными и интрузивными породами нижнего и верхнего палеозоя, и мезокайнозойский (покров), представленный слабометаморфизованными осадочными породами верхнего мела, палеогена, неогена и антропогена.

Мощность отложений мезозоя и кайнозоя увеличивается в направлении от Тамдытау к центру Бешбулакской впадины. Максимальная мощность наблюдается в Джаманкумском прогибе (примерно 1000 м), который граничит на востоке с Тамдынским горстом. Оруднение Сугралинского рудного поля относится к инфильтрационному типу и локализуется в направленных водоносных горизонтах верхнего мела. На западе площади рудовмещающим является маастрихтский и сугралинский горизонты, на востоке — маастрихтский горизонт. В гидрогеологическом отношении площадь Сугралинского рудного поля расположена на юго-восточном крыле крупного артезианского бассейна. В обводнении разреза участвует горизонт грунтовых вод в верхнем палеогене (антропогене) и пять горизонтов напорных вод.

Горы Тамдытау служат местной областью питания водоносных горизонтов, создающей гидростатические напоры в горизонтах межпластовых вод. Движение подземных вод происходит от гор Тамдытау в северо-западном направлении, в сторону общего погружения палеозойского фундамента и падения пластов покрова.

Залежь № 3 расположена в сводовой части Сугралинской антиклинали. Сарбатырский водоносный горизонт выступает выше уровня подземных вод и является сухим. Ляляканский горизонт в районе залежи № 3 отсутствует. Сенюманский горизонт гидравлически связан с палеозойским горизонтом и образует общий с ним водоносный горизонт.

Водообильность и водопроницаемость комплекса крайне неравномерная. Удельные дебиты изменяются от 0,005 до 3–4 л/сут. Рудное поле в основном представлено водоупорными породами.

Рудовмещающий водоносный горизонт является сложнопостроенным и делится на два подгоризонта: маастрихтский и сугралинский. Верхний — маастрихтский подгоризонт имеет распространение на площади рудного поля с коэффициентом фильтрации 0,21–1,1 м/сут (табл. 2), нижний — сугралинский подгоризонт развит в пределах

западной части рудного поля, и его выклинивание идет к центральной части.

Литологическое строение маастрихтского подгоризонта: в верхней части разреза залегают мелкозернистые, реже — тонкозернистые пески, которые сменяются известковистыми песками с прослоями песчаников на известковистом цементе; нижняя часть разреза сложена почти исключительно известковистыми песчаниками. Мощность отложений в зависимости от структурных условий колеблется от 6 до 18 м.

Сугралинский подгоризонт имеет сложное литологическое строение. Преобладающими в разрезе являются мелкозернистые, реже — среднезернистые пески мощностью 10–25 м с прослоями глин и алевролитов. В основании разреза обычно залегают песчаники на известковистом цементе. В кровле горизонта залегают вагломские, практически безводные глинистые песчаники нижнего зоцена мощностью 1–5 м, выше которых распространяются выдержанные по мощности и площади мергели и мергелистые глины среднего зоцена. Нижним водоупором являются глины кендыктобинского и джейрантурского горизонтов нижнего тулона мощностью 30–35 м. Глубина залегания кровли зависит от геологическо-структурных условий площади. В пределах залежей № 2 и 3 глубина залегания кровли составляет 200–420 м и увеличивается к юго-западу. Пьезометрические уровни в пределах залежей № 2 и 3 залегают на глубине 130–170 м.

Напор на кровлю горизонта составляет от 70 до 330 м. Проницаемость рудовмещающего горизонта является слабой. Проводимость также невысокая. По степени водообильности сугралинский подгоризонт значительно отличается от маастрихтского: коэффициент фильтрации маастрихтского почти два раза ниже, чем у сугралинского. Водообильность и водопроницаемость отложений рудовмещающего горизонта характеризуются неравномерностью в вертикальном разрезе и площади.

В статических условиях коэффициент фильтрации составляет 1,2–3,2 м/сут. До начала водопонизительных работ уровень подземных вод находился на отметках 146–147 м, а естественное направление потока было западным и северо-западным с расчетной скоростью 8–12 м в год. Затем, в результате многолетнего шахтного водоотлива, поток подземных вод на залежи № 3 изменил свое направление на северо-восточное. Пьезометрические уровни значительно понизились — до отметки 180–182 м.

Залежь № 3 представляет собой рудный ролл с криволинейными границами, мощной мешковой частью и сравнительно маломощными крыльями, который локализуется в породах сугралинского горизонта. В структурном отношении залежь приурочена к своду сугралинской антиклинали. В плане залежь представляет непрерывную полосу забалансовых руд, вытянутую в направлении С — СВ на Ю — ЮЗ. Рудное тело имеет несколько плавных изгибов, следующих границе выклинивания окисленных пород. Вся залежь в целом характеризуется низким содержанием полезного компонента, равномерно распределенного во всех морфологических элементах, причем относительно высокие содержания отмечаются в виде узких полос, вытянутых вдоль границ зоны пластового окисления (ЗПО). Мощность рудного тела следующая: мешковая часть — 3,39 м, верхнее крыло — 1,31 м,

Таблица 2. Гидрогеологическая характеристика объекта

Гидрогеологические параметры	Маастрихтский горизонт	Сугралинский горизонт
Удельный дебит, л/сут	0,022–0,127	0,045–0,16
Коэффициент фильтрации, м/сут	0,21–1,1	1,2–3,2
Проводимость, м/сут	5,2–16,8	18,5–19,1
Коэффициент пьезопроводности, м/сут	(1–4)·10 ⁹	(3–5)·10 ⁵

Таблица 3. Элементный состав руды

Компоненты	Содержание, %		
	максимальное	минимальное	среднее
SiO ₂	85,9	80	74,3
Al ₂ O ₃	3,57	8,88	6,44
Fe ₂ O ₃	0,74	2,33	1,43
FeO	0,19	3,92	0,85
CaO	0,7	4,47	1,37
MgO	0,28	0,88	0,54
P ₂ O ₅	0,00%	0,54	0,12

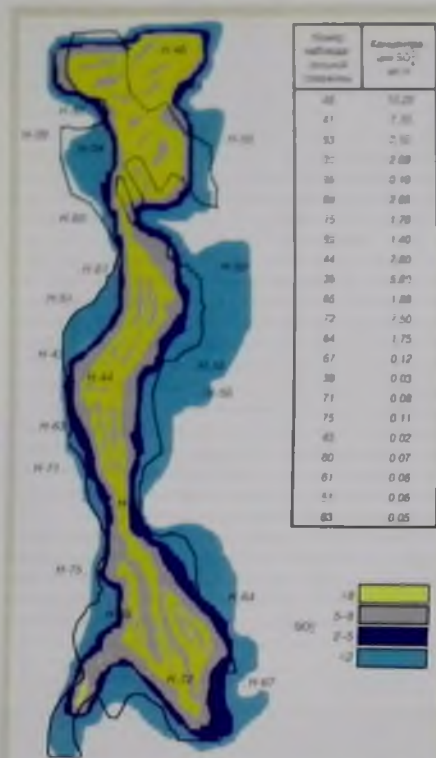


Рис. 1. Геохимическая обстановка на залежи по концентрации иона SO₄²⁻ на 01.07.1990 г.

нижнее крыло — 1,52 м. На юге залежи верхнее крыло практически целиком залегает в подшове маастрихтского подгоризонта в крепких песчаниках. Нижнее крыло практически не развито. Тонкий глинистый материал является цементующей массой песчаных пород. В карбонатных рудостях главную роль в цементации играет кальций. Рудные минералы представлены урановыми чернями (порошковыми оксидами), преимущественно в тонкозернистых песках с мелкими включениями окатышей глин

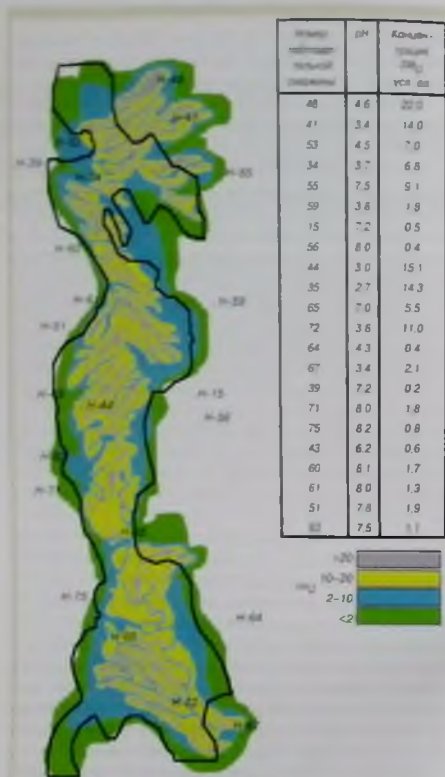


Рис. 2. Геохимическая обстановка на залежи по концентрации урана на 01.07.1990 г.

Черни обволакивают песчаные и алевритистые частицы. Текстура песков косослоистая. Характерной для залежи является низкая карбонатность руд на севере залежи (до 0,5%), а на юге, особенно в верхнем крыле, — среднее содержанием карбонатов (1–1,5 по CO). По составу руды преимущественно алюмосиликатные (табл. 3).

Применение способа ПВ возможно лишь при наличии определенных геотехнологических показателей. Геотехнологические показатели руд залежи № 3 следующие: коэффициент фильтрации 1–2 м/сут; содержание тонкого глинистого материала 15–26%; соотношение мощностей — от 1:10 до 1:20. Карбонатность руд изменяется с севера на юг с 0,7 до 5%. Учитывая то, что руды относятся к низкопродуктивным (1–3 кг/м²) и рядовым (3–5 кг/м²), можно сделать вывод, что извлечение полезного компонента методом ПВ возможно, но с большим расходом выщелачивающего реагента и, следовательно, удорожением конечной продукции.

После окончания промышленной эксплуатации объекта (1991 г.) ореол остаточных растворов вышел за рамки



отведенного контура ПВ. Для отслеживания движения остаточных растворов были дополнительно пробурены 14 наблюдательных скважин. К 1994 г. в рабочем состоянии находились 13 скважин, к 2000 г. — 10, к 2010 — 7. В направлении движения остаточных растворов (северо-восточном) действуют две наблюдательные скважины. В районе стволов 2–4 (Сугралы) отслеживание ведется по четвертому водоносному горизонту. Отслеживание ореола загрязнения ведется главным образом по содержанию SO_4^{2-} , сухого остатка, величине pH, гидродинамическому уровню подземных вод. Пробы отбирают из наблюдательных скважин ежемесячно, с прокачкой. Результаты численных и экспериментальных исследований геохимической обстановки на залежи к 01.07.1990 г. представлены на рис. 1 и 2.

Объект исследования включает один промышленный участок кислотного и три опытно-промышленных участка бикарбонатного выщелачивания (БКВ). На участках БКВ была предложена двухстадийная схема выщелачивания — бикарбонатная и кислотная. Это способствовало значительной экономии реагентов, сокращению срока обработки и приемлемому извлечению полезного компонента. Доля отработки кислотного полигона к моменту закрытия рудника составляет от 50 до 80 %. Юг залежи, на котором располагались опытно-промышленные блоки БКВ, отработан на 20–30 %.

Проведенный анализ результатов отработки залежи способом ПВ дает возможность сделать следующие выводы.

1. Отработка залежи способом ПВ была сопряжена со значительными трудностями, связанными с неблагоприятными геотехническими условиями: невысоким коэффициентом фильтрации, значительной карбонатностью руд, неоднородностью залегания рудного тела, низким уровнем подземных вод. Для откачки растворов применяли недостаточно совершенные погружные насосы в коррозионностойком исполнении вместо обычного эрлифтного раствороподъема. Закачку растворов проводили с дебалансом в сторону увеличения, что позволило повысить уровень подземных вод на 10–15 м, а затем (в 1986 г.), с вводом в эксплуатацию заводнения посредством гидроразрыва, — до 135–136 м.

2. К югу залежи резко изменяется геологическая и гидрогеологическая характеристика руд и рудовмещающих пород: увеличивается карбонатность руд, изменяется морфология рудного тела, почти исчезает нижнее крыло, а верхнее крыло залегает в крепких песчаниках, не поддающихся фильтрационному выщелачиванию. Отрабатывались две схемы ПВ: карбонатная с использованием окислителей и бикарбонатная с иницированием бикарбонат-иона в пласте. Проведенные опытно-промышленные испытания по бикарбонатной и двухстадийной схемам отработки залежи показали перспективность их применения как в процессе эксплуатации, так и в ходе восстановления состава подземных вод. Главными факторами, определявшими динамику подземных вод на месторождении Сугралы, являлись действовавший более 20 лет шахтный водоотлив и повышение пьезометрических уровней на залежи в процессе ее эксплуатации, вызвавшие формирование локального купола на склоне пьезометрической депрессии.

3. Продолжительность самоочистки подземных вод от растворов ПВ довольно значительна (15–20 лет) и непосредственно связана с изменением гидродинамического уровня подземных вод.

4. Несоблюдение баланса откачных и закачных растворов в работающих скважинах при гидродинамическом уклоне по всей площади отработки залежи может привести к расплыванию остаточных растворов и повлечь на геотехнологические показатели и стоимость продукции.

5. Исследованиями установлено, что существенной миграции радиоактивных элементов с подземными водами за пределы отрабатываемых участков не наблюдается.

6. Наблюдения за уровнями подземных вод в наблюдательных скважинах, их химическим составом свидетельствуют, что остаточные растворы с аномальным содержанием, приуроченные к площади отрабатываемого полигона, вышли за рамки отведенного контура ПВ и имеют распространение в основном по направлению потока подземных вод.

7. По мере продвижения естественного потока подземных вод, содержащих технологические растворы, значение pH последних повышается до 5–6, что сопровождается сорбцией радиоактивных элементов (до 90 %) вмещающими толщами горных пород.

8. Реализация прогнозных концентраций компонентов-загрязнителей подземных вод во времени и в пространстве существенно повышает надежность разрабатываемых природоохранных мероприятий в объектах ПВ.

Библиографический список

1. Бахуров В. Г., Вечеркин С. Г., Луценко И. К. Подземное выщелачивание урановых руд. — М.: Атомиздат, 1969.
2. Усманов Р. Численное исследование фильтрационных потоков с учетом массопереноса при разработке полезных ископаемых // Современные проблемы газовой и волновой динамики: тез. докл. междунар. конф. — Ташкент, Фан, 1999.
3. Нигматулин Р. И. Основы механики гетерогенных сред. — М.: Наука, 1978.

Усманов Рустамжон,
e-mail: r.usmanov@ngmk.uz

EXPERIMENTAL AND NUMERICAL RESEARCH OF FILTRATION AND GEOMIGRATION OF RESIDUAL PRODUCTIVE SOLUTIONS AT THE OBJECTS OF UNDERGROUND LEACHING

R. Usmanov

The problems of filtration and geomigration of residual productive solutions at the objects of underground leaching have been researched. Dynamics of flowing of technological solutions after deposit processing has been forecasted. Level of self-cleaning of underground waters from technological solutions has been analyzed.

Key words: underground leaching, technological solutions, blue can, observation wells, filtration coefficient.

УДК 658.3

Г. И. КОСТРИЦА (Навоийский ГМК)

ПОВЫШЕНИЕ КВАЛИФИКАЦИИ ПЕРСОНАЛА КАК РЕШАЮЩИЙ ФАКТОР РОСТА ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОИЗВОДСТВА



Г. И. КОСТРИЦА
звм генерального
директора по кадрам

Деятельность промышленных предприятий сегодня во многом зависит от того, какие кадры там работают, каков уровень их профессиональных знаний и навыков. Поэтому подготовка квалифицированных специалистов и рабочих — это значимая проблема как для комбината, так и для государства в целом. В современных условиях, в эпоху развития высокотехнологичных и наукоемких отраслей промышленности, особенно горнодобывающей и перерабатывающей, требуется обеспечить эти отрасли практически ориентированными специалистами, обладающими высокой профессиональной квалификацией, многофункциональным

навыком. Эта проблема становится более актуальной еще и потому, что Республика Узбекистан все в большей степени интегрируется в мировые экономические отношения, и это приводит к необходимости выпуска кон-

Представлена развернутая система подготовки кадров различного профессионального уровня для предприятий, входящих в структуру Навоийского ГМК. Она позволяет обеспечить текущие потребности предприятия в кадрах различного уровня и предусматривает возможные изменения кадрового состава в перспективе.

Ключевые слова: Навоийский ГМК, подготовка кадров, рабочие, специалисты, руководители, учебный комбинат, колледжи, институты.

курентоспособной продукции, отвечающей по качеству международным стандартам. Существенным фактором в решении этой проблемы являются квалифицированные кадры.

Навоийский ГМК первым в республике использовал опыт самостоятельного хозяйствования в такой важной отрасли экономики, как горнодобывающая. Предприятие территориально дислоцируется в шести областях республики. Основные горнодобывающие и перерабатывающие структурные подразделения комбината, оснащенные новейшим современным оборудованием, охватывают практически весь Кызылкупский регион.

Более чем за 50-летнюю историю деятельности комбината системный подход к вопросам кадровой политики, забота о кадрах, их профессиональном росте, повышении их квалификации является одной из центральных задач руководства и кадровых служб комбината. Разумный подход к решению производственных вопросов, взвешенность и продуманность шагов, предпринимаемых специалистами всех уровней, и в первую очередь — в вопросах обучения и повышения квалификации работающего персонала, позволили комбинату значительно улучшить свои производственные показатели, укрепить деловую репутацию и выйти на международный рынок золота и урана на равных с ведущими транснациональными компаниями.

Реалии и требования сегодняшнего времени превратили обучение и повышение квалификации персонала в общепринятое и обязательное явление для комбината, стремящегося к развитию своих достижений. Мы видим основной целью обучения и повышения квалификации персонала — улучшение его способности выполнять свои трудовые функции, развитие потенциала сотрудников. Это помогает руководителям комбината полнее использовать собственные трудовые ресурсы без поиска новых квалифицированных кадров на внешнем рынке.

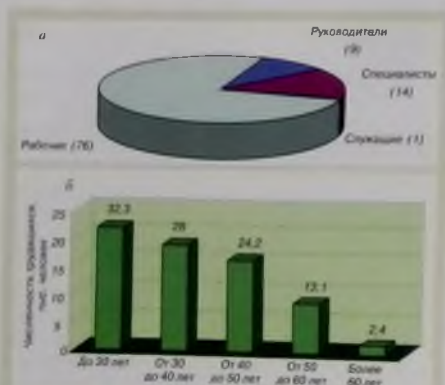


Рис. 1. Структура (%) персонала комбината по категориям (а) и возрасту (б)

© Кострица Г. И., 2010



В подразделениях комбината на сегодняшний день трудятся свыше шестидесяти семи тысяч человек более сорока национальностей и народностей. Среди них более пятидесяти двух тысяч — рабочие свыше восьмистот профессий, более пятнадцать тысяч — руководители и специалисты, имеющие свыше двухсот специальностей.

Состав работающих на сегодняшний день по категориям разделен следующим образом: руководители — 5722, специалисты — 8874, служащие — 745, рабочие — 52533 человека. Средний возраст работников комбината — 37 лет.

За годы деятельности предприятия построены и освоены новые производства, которые были своевременно и полностью укомплектованы квалифицированными кадрами соответствующих профессий и специальностей. В перспективе намечено дальнейшее развитие подразделений комбината, строительство новых объектов. Поэтому упреждающая подготовка квалифицированных кадров для комплектации как действующих, так и новых производств комбината на сегодняшний день является актуальной задачей.

Существовавшая ранее система комплектации объектов предприятия кадрами основывалась на принципе привлечения готовых специалистов из других регионов. Такая политика остро дала себя знать в период распада СССР, когда многие квалифицированные рабочие и специалисты стали покидать комбинат. Резко увеличилась текучесть кадров. И все-таки процесс регенерации кадров, их непрерывной подготовки комбинату удалось сохранить благодаря новому подходу к решению кадровых проблем и выработке новой системы, ориентированной на подготовку квалифицированных кадров из лиц местной национальности.

В связи с этим на комбинате была создана и действует по настоящее время стройная система подготовки, переподготовки и повышения квалификации специалистов и рабочих, которая позволяет обеспечить потребности всех звеньев предприятия в квалифицированных кадрах. Система включает следующие направления:

- подготовка квалифицированных рабочих, младших специалистов со средним специальным профессиональным образованием;
- переподготовка и повышение квалификации рабочих, руководителей, специалистов и служащих;
- подготовка специалистов с высшим образованием.

Подготовка специалистов с высшим образованием осуществляется в основном в высших образовательных учреждениях Республики Узбекистан, а по отдельным остродефицитным специальностям — в вузах зарубежных государств.

Одним из основных образовательных учреждений, обеспечивающих комбинат специалистами с высшим образованием, является Навоийский государственный горный институт, (НГГИ), переданный в мае 2004 г. Правительством Узбекистана в ведение комбината. В этом вузе обучаются 3,5 тысячи человек, из которых триста студентов обучаются по договорам с комбинатом.

Для обеспечения более эффективной и качественной подготовки бакалавров НГГИ совместно с отделом подготовки кадров комбината организовано и проводится обучение студентов по индивидуальной системе, предусматривающей совместное преподавание учебных дисциплин преподавателями института и высококвалифицированными специалистами производства непосредственно в подразделениях комбината.

Для чтения лекций студентам в НГГИ привлекаются ведущие профессора и преподаватели вузов Узбекистана и других стран СНГ.

Ежегодно из высших учебных заведений на работу в подразделения комбината из вузов прибывают свыше четырехсот выпускников, обучающихся по договорам с предприятием.

С целью обеспечения скорейшей адаптации молодых специалистов в трудовых коллективах, более углубленного изучения ими производства и получения практических навыков в первый год работы выпускников на производстве организуется годичная стажировка молодых специалистов с закреплением за ними на этот период руководителей стажировки из числа опытных специалистов, обладающих высоким уровнем квалификации и имеющих большой стаж работы на производстве.

Потребность комбината в квалифицированных рабочих массовых профессий и младших специалистах со средним специальным профессиональным образованием, а также их переподготовка и повышение квалификации обеспечиваются за счет собственной, широко развитой учебно-производственной базы, состоящей из трех современных колледжей (Навоийского горного, Зарафшанского профессионального промышленного и Учкудукского профессионального горного).

Все учебные заведения предприятия оснащены современным учебно-лабораторным оборудованием, компьютерными и лингфонными кабинетами, мультимедийной аппаратурой, учебно-производственными мастерскими, позволяющими вести учебный процесс на высоком уровне и с большой эффективностью.

В благоустроенных и технически оснащенных колледжах комбината, обеспечивающих академическую подготовку рабочих массовых профессий и младших специалистов со средним специальным профессиональным образованием, обучаются свыше четырех тысяч учащихся по двадцати специальностям и профессиям. Основными направлениями подготовки рабочих в колледжах являются: буровые работы, подземные и



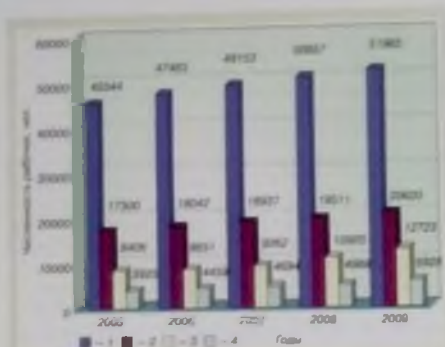


Рис. 2. Изменение численности рабочих, их профессиональной подготовки и уровня квалификации в 2005–2009 гг.:

1 — всего рабочих; 2 — из них рабочих высокой квалификации; 3 — число рабочих, прошедших профессиональную подготовку; 4 — из них повысивших квалификацию

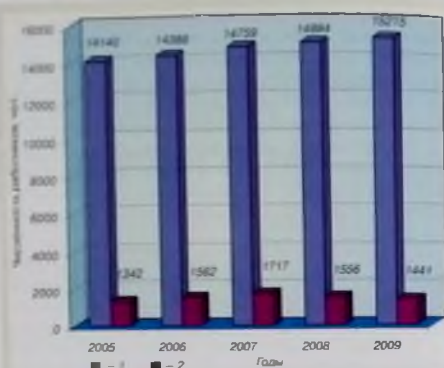


Рис. 3. Изменение численности работников (руководителей, специалистов и служащих) и уровня их квалификации в 2005–2009 гг.:

1 — численность работников; 2 — в том числе — повысивших квалификацию

открытые горные работы, обогащение полезных ископаемых, металлообработка, плавка, литейные черных и цветных металлов, сварка, горная электромеханика, электрооборудование промышленных предприятий и установок, контрольно-измерительные приборы и автоматика и др.

Ежегодно число выпускников колледжей составляет свыше тысячи молодых рабочих и младших специалистов. В колледжах трудятся свыше трехсот пятидесяти инженерно-педагогических работников, обладающих большим профессиональным опытом и мастерством, высокой педагогической квалификацией, постоянно совершенствующих педагогический процесс, внедряющих новые педагогические технологии.

Руководство предприятия постоянно уделяет особое внимание повышению квалификации педагогических кадров учебных заведений комбината. Ежегодно 35–40 инженерно-педагогических работников колледжей проходят переподготовку по новым педагогическим технологиям и интерактивным методам обучения в институтах повышения квалификации Ташкента, Самарканда, Бухары. Это обстоятельство, в свою очередь, положительно сказывается на качестве подготовки специалистов в колледжах комбината, на их востребованности производством. Практически все выпускники колледжей, за исключением поступивших в вузы и уехавших по тем или иным причинам за пределы региона, трудоустраиваются в подразделения предприятия и успешно там работают.

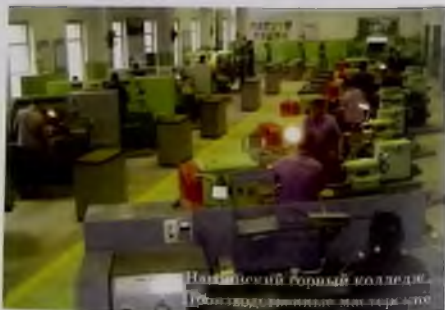
Выпускники школ области стремятся поступить в эти престижные учебные заведения, а после окончания получают интересную работу в подразделениях комбината и достойную заработную плату, а также имеют возможность продолжить учебу в высших учебных заведениях как в Узбекистане, так и за рубежом.

Профессиональная подготовка рабочих, а также повышение их квалификации осуществляются в двух учеб-

ных центрах (в городах Навои и Зарафшан), двух учебно-курсовых комбинатах (в городах Учкудук, Нурабад) и учебном пункте (в поселке городского типа Зафаррабаде). Все эти учебные заведения являются структурными подразделениями НГМК. Методическое руководство ими осуществляет отдел подготовки кадров и соответствующие службы подготовки кадров подразделений предприятия.

Основными направлениями работы данных учебных заведений являются:

- подготовка новых рабочих начального уровня квалификации (разряда);
- переподготовка и обучение рабочих вторым и смежным профессиям;
- повышение квалификации рабочих;
- повышение технических, экономических и других знаний рабочих, необходимых для овладения передовой техникой, технологией, научной организацией труда, высокопроизводительными и безопасными способами выполнения работ;
- методическая помощь службам и отдельным работникам предприятия в решении вопросов обучения кадров на производстве;





комбината, прошедших целевое обучение основам производственной педагогики и аттестацию.

Кроме того, в учебных центрах предприятия осуществляется повышение квалификации линейного персонала подразделений, а также (в соответствии с учебными программами, разработанными применительно к условиям действующего производства и с учетом специальностей и направлений обучения) — специалистов и руководителей комбината среднего звена.

Ежегодно в учебных центрах комбината повышают квалификацию свыше тысячи руководителей, специалистов и служащих предприятия. Повышение их квалификации осуществляется также в специализированных центрах Узбекистана (ООО «Ходимлар тайёрлаш маркази», г. Ташкент, Научно-исследовательском институте стандартизации, метрологии и сертификации, Ташкентском институте усовершенствования врачей и др.) и зарубежных государств (Санкт-Петербургском энергетическом институте повышения квалификации руководителей работников Минэнерго РФ, ФГОУ «Атомэнерго», г. Москва, и др.). Так, за последние пять лет из 15215 руководителей, специалистов и служащих повысили квалификацию 7618 человек, или 50,1 % общего числа работников данной категории (рис. 3).

Как следует из приведенной выше информации, уровень квалификации персонала комбината непрерывно и устойчиво повышается. На 01.03.10 г. 10481 работник имеют высшее, 11808 — среднее специальное, 14921 — среднее профессиональное, 26270 — общее среднее, 4182 — базовое среднее, 194 — начальное образование (рис. 4).

• участие в работе по профессиональной ориентации молодежи, проводимой службами предприятия.

В указанных учебных заведениях ежегодно проходят профессиональное обучение свыше двенадцати тысяч рабочих, из них около шести тысяч человек проходят повышение квалификации.

Так, например, за пять последних лет (2005–2009 гг.) из 51965 рабочих, числящихся на комбинате на конец 2009 г., профессиональную подготовку в этих учебных заведениях прошли 49962 человека, или 96,1 % общей численности рабочих, из которых повысили квалификацию 23994 человека, или 48 % общего числа рабочих, прошедших профессиональную подготовку. Приведенные данные свидетельствуют, что повышение квалификации персонала является важной составляющей в системе профессиональной подготовки кадров на предприятии. Более подробная информация о численности рабочих и их профессиональной подготовке по годам приведена на рис. 2.

В проведении занятий в этих учебных заведениях участвуют свыше 100 руководителей, специалистов, инженерно-педагогических работников и инструкторов производственного обучения. Помимо штатных работников, к обучению в центре привлечены свыше 400 нештатных преподавателей и консультантов по общеобразовательным дисциплинам и свыше 600 инструкторов производственного обучения из числа квалифицированных специалистов и рабочих подразделений



Рис. 4. Структура (%) персонала комбината по уровню образования



За годы независимости Узбекистана на предприятии построены и освоены новые производства: золотодобывающий и перерабатывающий комплексы (г. Учкудук). Кызылкумский фосфоритовый комплекс, ювелирный завод и завод по производству эмульсионных взрывчатых веществ (г. Зарафшан), завод по производству поливинилхлоридных труб (г. Нурабад), восстановлены и выведены в режим нормальной работы переданные комбинату рудники «Зармитан», «Каракутан», Марджанбулакский рудник с золотоизвлекательной фабрикой и др.

Все эти новые производства были своевременно и полностью укомплектованы квалифицированными кадрами соответствующих профессий и специальностей, подготовленными по действующей на комбинате системе, благодаря чему они в короткие сроки вышли на проектные мощности и успешно выполняют производственные задания.

В соответствии с программой развития предприятия намечены основные направления дальнейшего расширения и обновления действующих производств комбината и строительства новых, в их числе: строительство объектов горно-металлургического комплекса на объединенной базе золоторудных месторождений Кокпатас и Даугызтау (трудосортировочный комплекс,

II очередь биоксидной технологии ГМЗ-3), объектов горнорудного комплекса на базе месторождений Зармитанской золоторудной зоны (объекты подземной и открытой добычи рудника «Зармитан», ГМЗ-4), объекты рудника «Мурунтау» (комплекс «ЦПТ-руда» с крутонаклонным конвейером и канатно-воздушной дорогой) и др.

В настоящее время специалистами предприятия на 2011–2015 гг. разрабатывается комплексная программа дальнейшего повышения эффективности подготовки квалифицированных кадров и использования трудовых ресурсов, создания и совершенствования производственных коллективов, отвечающих современным требованиям. Реализация этой программы позволит предприятию выполнять стратегические задачи, поставленные правительством республики перед комбинатом по наращиванию выпуска важнейших видов производства. ✎

*Кострица Григорий Иванович,
тел.: (99879) 227-71-09*

IMPROVEMENT OF INCREASING OF STAFF QUALIFICATION AS DECISIVE FACTOR OF INCREASING OF PRODUCTION EFFICIENCY

G. I. Kostritsa

The large-scale system of staff training with different professional level for the enterprises, included in the structure of Navoi Mining and Concentrating Plant has been presented. It allows to provide current demands of the enterprise in employees with different levels and foresees the possible changes of staff structure in the future.

Key words: Navoi Mining and Concentrating Plant, staff training, employees, specialists, leaders, educational combine, colleges, institutes.

УДК 622.7:622.793.2

В. А. ЧАНТУРИЯ, А. И. КАПЛИН, Г. П. ДВОЙЧЕНКОВА, В. Г. МИНЕНКО (УРАН ИПКОН РАН)
В. Г. АРТЕМОВ (УРАН ИОФ РАН)

ИССЛЕДОВАНИЕ МЕХАНИЗМА РАЗУПРОЧНЕНИЯ КИМБЕРЛИТОВ ПРИ ИХ ВЗАИМОДЕЙСТВИИ С ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКИ ОБРАБОТАННОЙ ВОДОЙ



В. А. ЧАНТУРИЯ,
директор,
академик РАН



А. И. КАПЛИН,
старший научный
сотрудник



Г. П. ДВОЙЧЕНКОВА,
ведущий научный
сотрудник,
канд. техн. наук



В. Г. МИНЕНКО,
старший научный
сотрудник,
канд. техн. наук



В. Г. АРТЕМОВ,
аспирант

Исследованы влагоемкость, микротвердость и прочность кимберлитов в условиях взаимодействия с минерализованной водой и продуктами ее электролиза. Научно обоснован механизм селективного разупрочнения алмазосодержащих кимберлитов электрохимически обработанной водой в процессе мокрого самоизмельчения. Установлено, что в результате электрохимической обработки усиливается диффузия молекул воды в объем кимберлита.

Проведены промышленные испытания электрохимической технологии водоподготовки в процессе мокрого самоизмельчения кимберлитов на ОФ № 3 Мирнинского ГОКА.

Ключевые слова: алмазосодержащая руда, рудоподготовка, электрохимическая обработка воды, микротвердость, диффузия, электроды.

По существующей технологии добычи алмазов из коренных месторождений АК «АЛРОСА» повреждаемость ценных кристаллов составляет от 25 до 75 %, что приводит к потере их массы в среднем до 12 %. Основной причиной повреждения алмазов является процесс самоизмельчения кимберлитов, приводящий к нарушению целостности до ~29 % кристаллов. Кроме того, использование в данном процессе высокоминерализованных оборотных вод, а также дополнительное растворение компонентов из рудной массы приводит к формированию примесных гидрофильных пленок на поверхности кристаллов и, как следствие, изменению их технологических свойств [1].

Повышения сохранности алмазных кристаллов и технологических показателей при их извлечении можно достичь как за счет сокращения времени пребывания рудной массы в мельницах мокрого самоизмельчения (ММС), так и применением энергоберегающих технологий и созданием условий, ограничивающих растворение рудных компонентов.

На основе результатов анализа литературных данных и исследований, выполненных в УРАН ИПКОН РАН, была установлена возможность, во-первых, интенсификации процесса измельчения руд, а во-вторых, уменьше-

ния количества шламов при использовании электрохимически обработанных вод в цикле измельчения [1, 2]. Данный метод при низких капитальных и энергетических затратах позволяет без использования химических реагентов направленно регулировать кислотно-основные, окислительно-восстановительные свойства, ионный и газовый состав водных систем.

При этом указанные свойства электрохимически обработанных вод зависят от их исходного ионного состава, количества электричества, затрачиваемого на 1 м³ раствора, и конструкции электролизера. Электрохимическая обработка вод позволяет, в частности, смещать значение pH на 3–5,5 единиц в щелочную и кислую область, E_h — на 300–1000 мВ в область отрицательных и положительных значений, изменять концентрацию кислорода от 0 до 32 мг/л.

Таким образом, электрохимический метод водоподготовки дает возможность создать благоприятные условия для измельчения кимберлитов за счет направленного регулирования ионного состава и выделения тонкодисперсных газовых пузырьков электролиза.

Цель исследований состояла в научном обосновании механизма селективного разупрочнения минералов, входящих в состав кимберлитов, при использовании электрохимически обработанных водных систем в процессах измельчения.

Объектами исследований являлись: оборотная вода ОФ № 3 Мирнинского ГОКА; модельные водные системы; продукты электролиза оборотной воды ОФ № 3 МГОКА и модельных водных систем; кимберлиты трубок «Интернациональная», «Юбилейная» и «Заполярная» (Мунское поле).

Исследования были направлены на решение следующих задач:

- изучение изменения ионного состава жидкой фазы пульпы в процессе измельчения кимберлитов, а также

УДК 622.7:622.793.2

В. А. ЧАНТУРИЯ, А. И. КАПЛИН, Г. П. ДВОЙЧЕНКОВА, В. Г. МИНЕНКО (УРАН ИПКОН РАН)
В. Г. АРТЕМОВ (УРАН ИОФ РАН)

ИССЛЕДОВАНИЕ МЕХАНИЗМА РАЗУПРОЧНЕНИЯ КИМБЕРЛИТОВ ПРИ ИХ ВЗАИМОДЕЙСТВИИ С ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКИ ОБРАБОТАННОЙ ВОДОЙ



В. А. ЧАНТУРИЯ,
директор,
академик РАН



А. И. КАПЛИН,
старший научный
сотрудник



Г. П. ДВОЙЧЕНКОВА,
ведущий научный
сотрудник,
канд. техн. наук



В. Г. МИНЕНКО,
старший научный
сотрудник,
канд. техн. наук



В. Г. АРТЕМОВ,
аспирант

Исследованы влагоемкость, микротвердость и прочность кимберлитов в условиях взаимодействия с минерализованной водой и продуктами ее электролиза. Научно обоснован механизм селективного разупрочнения алмазосодержащих кимберлитов электрохимически обработанной водой в процессе мокрого самоизмельчения. Установлено, что в результате электрохимической обработки усиливается диффузия молекул воды в объем кимберлита.

Проведены промышленные испытания электрохимической технологии водоподготовки в процессе мокрого самоизмельчения кимберлитов на ОФ № 3 Мирнинского ГОКА.

Ключевые слова: алмазосодержащая руда, рудоподготовка, электрохимическая обработка воды, микротвердость, диффузия, электроды.

По существующей технологии добычи алмазов из коренных месторождений АК «АЛРОСА» повреждаемость ценных кристаллов составляет от 25 до 75 %, что приводит к потере их массы в среднем до 12 %. Основной причиной повреждения алмазов является процесс самоизмельчения кимберлитов, приводящий к нарушению целостности до ~29 % кристаллов. Кроме того, использование в данном процессе высокоминерализованных оборотных вод, а также дополнительное растворение компонентов из рудной массы приводит к формированию примесных гидрофильных пленок на поверхности кристаллов и, как следствие, изменению их технологических свойств [1].

Повышения сохранности алмазных кристаллов и технологических показателей при их извлечении можно достичь как за счет сокращения времени пребывания рудной массы в мельницах мокрого самоизмельчения (ММС), так и применением энергосберегающих технологий и созданием условий, ограничивающих растворение рудных компонентов.

На основе результатов анализа литературных данных и исследований, выполненных в УРАН ИПКОН РАН, была установлена возможность, во-первых, интенсификации процесса измельчения руд, а во-вторых, уменьше-

ния количества шламов при использовании электрохимически обработанных вод в цикле измельчения [1, 2]. Данный метод при низких капитальных и энергетических затратах позволяет без использования химических реагентов направленно регулировать кислотно-основные, окислительно-восстановительные свойства, ионный и газовый состав водных систем.

При этом указанные свойства электрохимически обработанных вод зависят от их исходного ионного состава, количества электричества, затрачиваемого на 1 м³ раствора, и конструкции электролизера. Электрохимическая обработка вод позволяет, в частности, смещать значение pH на 3–5,5 единиц в щелочную и кислую область, Eh — на 300–1000 мВ в область отрицательных и положительных значений, изменять концентрацию кислорода от 0 до 32 мг/л.

Таким образом, электрохимический метод водоподготовки дает возможность создать благоприятные условия для измельчения кимберлитов за счет направленного регулирования ионного состава и выделения тонкодисперсных газовых пузырьков электролиза.

Цель исследований состояла в научном обосновании механизма селективного разупрочнения минералов, входящих в состав кимберлитов, при использовании электрохимически обработанных водных систем в процессах измельчения.

Объектами исследований являлись: оборотная вода ОФ № 3 Мирнинского ГОКА; модельные водные системы; продукты электролиза оборотной воды ОФ № 3 МГОКА и модельных водных систем; кимберлиты трубок «Интернациональная», «Юбилейная» и «Заполярная» (Мунское поле).

Исследования были направлены на решение следующих задач:

- изучение изменения ионного состава жидкой фазы пульпы в процессе измельчения кимберлитов, а также

физико-химических свойства водных систем в процессе их электрохимической обработки и оценки их влияния на прочностные свойства кимберлитов.

- определение микротвердости «связывающей массы» кимберлитов, состоящей в основном из кальцита и пирроaurита, и оценка величины сорбции молекул воды кимберлитами в условиях их взаимодействия с продуктами электролиза минерализованных вод.

- проведение промышленных испытаний электрохимической технологии водоподготовки в процессе макро самоизмельчения кимберлитов в условиях ОФ № 3 Мирнинского ГОКа

В результате проведения экспериментов по измельчению кимберлитов трубки «Интернациональная» с использованием в качестве жидкой фазы продуктов электролиза модельной водной системы, полученных в бездиафрагменном аппарате с применением анодов из стали марки Ст. 3, титановых с окисно-рутениевым покрытием (ОРТА), нержавеющей стали и графита, установлена возможность снижения степени минерализации рудной пульпы на 13–30 %, т. е. снижения степени растворения рудных компонентов, причем максимальный эффект достигается при использовании графита (рис. 1).

Результаты изучения гранулометрического состава кимберлитов трубки «Интернациональная» при подаче в процесс их измельчения продуктов электролиза модельной водной системы показывают, что максимальное разрушение кимберлитов происходит при использовании продуктов электролиза с высокими окислительными свойствами ($Eh = 570-782$ мВ), полученных в аппарате с применением анодов из ОРТА и графита (см. таблицу и рис. 2). При этом выход класса $-2,5$ мм возрастает на -11 и -7 % соответственно, тогда как подача воды, полученной в аппарате с анодами из стали марки Ст. 3, обладающей восстановительными свойствами ($Eh = -680$ мВ), приводит к увеличению крупности измельченного материала: выход класса $-2,5$ мм снижается на -7 %.

Результаты экспериментов по измельчению кимберлитов трубки «Заполярная», обладающих высокой прочностью, позволили установить возможность интенсификации процесса их разрушения: выход продуктив-

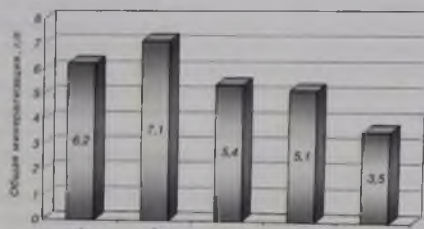


Рис. 1. Изменение минерализации жидкой фазы рудной пульпы при измельчении кимберлитов трубки «Интернациональная» в исследуемых водных системах:

1 — исходная минерализованная вода; 2–5 — вода после ее электрохимической обработки с применением анодов, изготовленных из стали марки Ст. 3, ОРТА, нержавеющей стали и графита соответственно

Изменение значений pH и Eh модельной водной системы при ее обработке в бездиафрагменном аппарате с применением электродов из различных материалов

Показатель	Материал электродов				
	Без обработки	Ст 3	Нержавеющая сталь	ОРТА	Графит
pH	7.7	9.2	7.8	7.3	4.0
Eh, мВ	240	-680	567	782	570

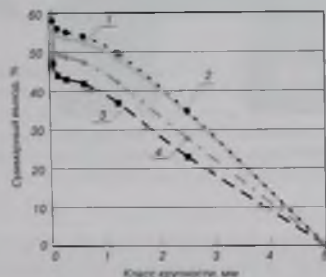


Рис. 2. Изменение гранулометрического состава кимберлитов трубки «Интернациональная» в зависимости от типа продукта электрохимической обработки воды, подаваемого в процесс измельчения: 1 — исходная минерализованная вода; 2–4 — вода после ее электрохимической обработки с применением анодов, изготовленных из стали марки Ст. 3, ОРТА и графита соответственно

ного класса $-5+1,2$ мм в сливе мельницы возрастает в 1,6–2,2 раза. Минералогический анализ измельченных кимберлитов данного класса крупности позволил выявить, что в пробе, измельченной с использованием электрохимически обработанной воды, количество кальцита с пирроaurитом возрастает в 2,4–3,6 раза при неизменной массе серпентина и оливина, т. е. наибольшее воздействие электрохимически обработанная вода оказывает на кальцит и пирроaurит. Кроме того, при использовании в процессе измельчения кимберлитов продуктов электролиза возрастает сохранность минерала-спутника алмаза — пирропа.

С целью подтверждения полученных данных о разрушении кимберлитов при взаимодействии с продуктами электролиза водных систем исследовано влияние последних на микротвердость минералов, составляющих кимберлит.

Измерение микротвердости проводили на микротвердомере ПМТ-3М по методу Вickersа (VHN). Показатель твердости по данному методу определяют как отношение величины нагрузки на пирамидальный алмазный индентор к площади отпечатка, оставленного индентором на исследуемом минерале. Метод Вickersа выбран как наиболее точный и широко применяемый при оценке твердости минералов. Результаты экспериментов подтвердили, что при контакте кимберлитов с продуктами электролиза воды, обладающими высокими окислительными свойствами, происходит снижение микротвердости

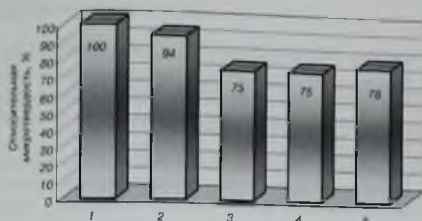


Рис. 3. Изменение микротвердости «связующей массы» кимберлитов после их взаимодействия с различными водными системами:

1 — без обработки (в сухом состоянии); 2 — исходная минерализованная вода; 3–5 — вода после ее электрохимической обработки с применением анодов, изготовленных из нержавеющей стали, ОРГА и графита соответственно

исследуемых минералов: кальцита — на ~12 %; оливины — на ~3; серпентина — на ~6 %; при этом максимальное снижение микротвердости на ~20 % наблюдается у «связующей массы» кимберлитов (рис. 3).

Эти данные подтверждают ранее полученные результаты минералогического анализа измельченных продуктов.

Кроме того, было изучено изменение плотности и ионно-газового состава водных систем в ходе их электрохимической обработки и оценено их влияние на разупрочнение кимберлитов. В результате проведенных экспериментов было установлено:

- электрохимическая обработка водных растворов с минерализацией от 5 до 120 г/л приводит к снижению их плотности на 0,48–3,83 г/см³ за счет увеличения в них концентрации кислорода с 6–7 (без обработки) до 16–31 мг/л;
- значение минерализации, обеспечивающее максимальное разупрочнение кимберлитов, составляет 5–15 г/л; дальнейшее повышение минерализации жидкой фазы до 120 г/л сопровождается ростом ее плотности с 1 до 1,08 г/см³, что, несомненно, увеличивает вязкость водного раствора, которая, возможно, оказывает негативное влияние на эффективность разрушения кимберлитов;
- электролизные газы, интенсивно сорбируясь на гидрофобной поверхности алмазов (рис. 4), повышают их сохранность в процессе изменения кимберлитов за счет образования «бронирующей» газовой пленки на поверхности кристаллов [3].

Для оценки влагоемкости кимберлитов после их взаимодействия с исследуемыми водными системами совместно с Институтом УРАН ИОФ им. А. М. Прохорова РАН исследована скорость диффузии молекул воды в обработанных кимберлитах методом диодно-лазерной спектроскопии. Уникальная установка позволяет быстро, с высокой точностью изучать адсорбционную и десорбционную кинетику молекул воды при взаимодействии ее с различными образцами твердых веществ. Принцип работы установки заключается в следующем: пространство вблизи обработанного кимберлита просвечивается пучком электромагнитного излучения ближнего ИК-диапазона ($\lambda = 1,8$ мкм, $\nu = 33,8$ кГц) и измеряется коэффициент поглощения, по которому рассчитывают давление водяного пара



Рис. 4. Выделение пузырьков электролизных газов на поверхности алмаза в условиях его взаимодействия с электрохимически обработанной водой



Рис. 5. Общий вид экспериментальной установки

над образцом [4]. Схема установки для определения скорости диффузии молекул воды в кимберлитах методом диодно-лазерной спектроскопии представлена на рис. 5.

Установлено, что повышение минерализации воды до 6,4 г/л и ее электрохимическая обработка приводят к более интенсивному ее проникновению в кимберлиты по сравнению с дистиллированной водой: их сорбционная способность (влагоемкость) возрастает на 20 и 31 % соответственно (при десорбции молекул воды из кимберлита давление водяного пара в измерительной ювенте увеличивается с 4,5 до 5,4 и 6 мм рт. ст.) (рис. 6). Это можно объяснить усилением трансляционного движения молекул воды и их диффузии в объем кимберлита после электрохимической обработки воды.

Для подтверждения всех вышеизложенных данных совместно с институтом Якутинпроалмаз были проведены промышленные испытания электрохимической технологии водоподготовки в процессе самоизмельчения кимберлитов трубки «Интернациональная» на ОФ № 3 Мирнинского ГОКа. Схема проведения опытов предусматривала подачу оборотной воды в количестве 16–32 м³/ч в промышленный электролизер бездиафрагменного типа ЭКВБ-50М, в котором она подвергалась электрохимической обработке в течение 12–24 ч при плотности тока от 150 до 250 А/м² на электродах, изготовленных из

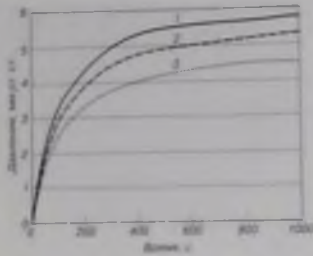


Рис. 6. Зависимость давления во время пара при деградации молекул воды от кимберлитов: 1 — вода после электрохимической обработки в бездиафрагменной электролизере с применением анодов из нержавеющей стали; 2 — минерализованная вода без обработки; 3 — дистиллированная вода

нержавеющей стали марки 18ХН10Т. Далее электрохимически обработанную оборотную воду вместе с рудой (50-100 т/ч) подавали в мельницу ММС-7х2,3. В процессе электрохимической обработки оборотной воды наблюдались следующие изменения ее физико-химических свойств: повышение значения Ен с 220 до 700 мВ; снижение рН с 8,4 до 7,5; увеличение концентрации растворенного кислорода и гипохлорит-ионов (ClO^-) с 6,3 до 16,5 мг/л и с 0 до 13,6 мг/л соответственно.

В результате сравнения работы ММС в фабричном режиме на оборотной воде и при использовании продуктов ее электрохимической обработки в период проведения испытаний был установлен оптимальный режим электролиза ($I_a = 250 \text{ А/м}^2$), при котором достигается максимальное разупрочнение кимберлитов. Выход продуктивного класса — 5+0,5 мм в сливе ММС увеличивается с 17 до 21 % (на 20 отн. %), что обеспечивает прирост извлечения алмазных кристаллов в пределах липкостной и пенной сепараций на 0,6 и 22,6 % соответственно. Общее извлечение алмазов на фабрике № 3 МГОКа за период испытаний увеличилось на 1,4 %. Удельный расход электроэнергии на обработку воды в период испытаний не превышал 1 (кВт·ч)/м³.

Таким образом, на основании проведенных исследований вскрыт механизм селективного разупрочнения кимберлитов и подтверждена эффективность процесса мокрого самоизмельчения алмазосодержащих руд при использовании продуктов электролиза воды, обусловленная усилением диффузии молекул воды в объем кимберлитов, снижением их твердости и уменьшением степени разрушения кристаллов алмазов вследствие их покрытия пузырьками газов электролиза, образующих поверхностную газовую «броню»

1. Чантурия В. А., Трофимова Э. А., Двойченкова Г. П. и др. Теория и практика применения электрохимического метода водоподготовки с целью интенсификации процессов обогащения алмазосодержащих кимберлитов // Горный журнал — 2005 — № 4
2. Чантурия Е. Л. Изучение влияния католита на процессы окисления мелющих тел и раскрытие минералов при мокром измельчении редкометалльных, оловянных и вольфрамовых руд // Обогащение руд — 2004. — № 4.
3. Постолев В. С., Пяткин В. С., Мануковский А. Ю. Аэрационная защита экологических систем водоемов от разрушительного воздействия гидромашин. — СПб.: Издательство Санкт-Петербургского государственного университета, 2003
4. Капралов П. О., Артемов В. Г., Гусев Г. А. и др. Кинетика диффузии молекул воды в нанопористом адсорбенте // Известия РАН. — Сер. «Физика». — Т. 72. — 2008. — № 12. [P]

Чантурия Валентин Алексеевич,
e-mail: vchan@mail.ru
Каплин Алексей Иванович,
e-mail: mr.kain@rambler.ru
Двойченкова Галина Петровна,
e-mail: dvoic@rambler.ru
Миненко Владимир Геннадиевич,
e-mail: Vlad200@mail.ru
Артемов Василий Георгиевич,
e-mail: vartemov@bk.ru

INVESTIGATION OF WEAKENING MECHANISM FOR KIMBERLITE DURING THEIR INTERACTION WITH ELECTROCHEMICALLY PROCESSED WATER

V. A. Chanturiya, A. I. Kaplin, G. P. Dvoychenkova, V. G. Minenko, V. G. Artemov

Moisture capacity, micro-hardness and durability of kимberlites in the conditions of interaction with mineralized water and products of its electrolysis have been researched. The mechanism of selective weakening of diamond-bearing kимberlites with electrochemically processed water during the process of wet self-grinding has been scientifically substantiated. It is established that diffusion of water molecules in kимberlite volume is increased as a result of electrochemical processing. Industrial tests of electrochemical technologies of water preparation during the process of wet self-grinding of kимberlites have been tested at the concentration plant №3 of Mirninsky Mining and Concentrating Plant.

Key words: diamond-bearing ore, ore preparation, electric-chemical water processing, micro-hardness, diffusion, electrodes.

УДК 622.7.553.661.2

Т. А. ИВАНОВА, Т. Н. МАТВЕЕВА, Н. К. ГРОМОВА (УРАН ИПКОН РАН)

МОДИФИЦИРОВАНИЕ РАСТВОРА ДИЭТИЛДИТИОКАРБАМАТА С ЦЕЛЬЮ ПОЛУЧЕНИЯ СЕЛЕКТИВНОГО НЕИОНОГЕННОГО СОБИРАТЕЛЯ ДЛЯ ФЛОТАЦИИ ПЛАТИНОСОДЕРЖАЩИХ СУЛЬФИДОВ*



Т. А. ИВАНОВА,
старший научный
сотрудник,
канд. техн. наук



Т. Н. МАТВЕЕВА,
зав. лабораторией,
канд. техн. наук



Н. К. ГРОМОВА,
научный сотрудник

Предложен удобный способ получения 2-оксипропилового эфира N,N-диэтилдитиокарбаминовой кислоты (ОПДЭДТК) посредством модифицирования низкоконцентрированных растворов диэтилдитиокарбамата (ДЭДТК) пропиленхлоридином непосредственно перед введением в процесс флотации. Установлены концентрации и соотношения, при которых образуются однородные растворы, содержащие одновременно ионогенный реагент — ДЭДТК и неионогенный реагент — ОПДЭДТК. Установлено, что ОПДЭДТК избирательно сорбируется на Pt-содержащих Cu-Ni-сульфидах и не сорбируется на пирротине, что является основанием для использования этого реагента в качестве дополнительного к ксантогенату собирателя при флотации Pt-Cu-Ni-руд.

Ключевые слова: сульфидные Pt-содержащие Cu-Ni-руды, модифицированные собиратели, селективная флотация.

Одним из путей целенаправленного изменения свойств ионогенных сульфидрильных собирателей является введение в их состав заместителей (функциональных групп) с получением селективных неионогенных реагентов, обладающих комплексобразующими свойствами. На основе диалкилдитиокарбаматов (ДАДТК) в России и за рубежом были получены S-эфиры дитиокарбаминовых кислот, которые в зависимости от заместителя и длины углеводородного радикала проявляют различные флотационные свойства. В США фирмы Dow Chemical Company и American Cyanamid Company используют при флотации сульфидов медно-никелевых руд несколько типов сложных S-эфиров дитиокарбаминовой кислоты. В Великобритании (Coal Industry Ltd.) предложены производные дитиокарбаматов, имеющие гидрофилизирующие заместители (гидроксил-, карбоксил-, сульфат-группы и др.), которые

используют в качестве подавителей пирита при флотации угля [1]. П. М. Соложенкиным показана возможность повышения эффективности действия собирателей путем введения дитиокарбаматной группы в углеводородный фрагмент реагентов оксигидрильного типа [2]. Реагенты S-цианозтил- и S-цианопропил-N,N-диалкилдитиокарбамат, синтезированные в России на основе дитиокарбаматов и акрилонитрила, являются аналогами китайского реагента CEED Эти цианэтилированные дитиокарбаматы селективны по отношению к сульфидам железа и имеют существенные преимущества по сравнению с ксантогенатом при флотации медной руды, характеризующейся значительным содержанием арсенопирита. При флотации порфириновых руд они эффективно извлекают сульфиды меди и молибдена при одновременном снижении извлечения пирита [3]. Диалкилдитиокарбаматы способны вступать в реакцию с низшими оксидами олефинов и их химическими аналогами — алкиленхлоридинами. В результате реакции с сульфидрильными собирателями, как правило, образуются S-эфиры с гидроксильной группой в β-положении [4]. Эффективность использования 2-оксипропилового и 2-оксипропилового эфиров N,N-диалкилдитиокарбаминовой кислоты была установлена при флотации медно-молибденовой руды [5]. Однако малая растворимость этих соединений в воде существенно затрудняет введение их в процесс флотации.

Модифицирование низкоконцентрированных водных растворов сульфидрильных собирателей высокоактивными веществами позволяет получить такие соединения в растворенном виде и использовать их в качестве неионогенных добавок к основному собирателю. Этот процесс может быть осуществлен на обогатительной фабрике непосредственно перед введением реагентов в процесс флотации [6].

Цель исследований — разработать методику модифицирования диэтилдитиокарбамата натрия (ДЭДТК-Na — $C_6H_{10}NNaS_2$) с получением 2-оксипропилового эфира N,N-диэтилдитиокарбаминовой кислоты

* Работа выполнена при финансовой поддержке гранта РФФИ 08-05-00244 и гранта Президента РФ «Ведущие научные школы НШ-3148.2010.5».

© Иванова Т. А., Матвеева Т. Н., Громова Н. К., 2010

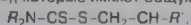
(ОПДЭДТК) и изучить его сорбционные и флотационные свойства по отношению к сульфидным минералам, содержащим Pt, Cu и Ni.

Объекты и методы исследования. В экспериментах использованы синтетические водные растворы кристаллического дитиокарбамата ДЭДТК-Na (молярная масса 225,31) марки «ХЧ» и 70%-ный раствор пропиленхлоридина (C₃H₅ClOCl, молярная масса 94,54). Электронные спектры поглощения растворов и экстракты оценивали на спектрофотометре UV-1700 Shimadzu в области 190–450 нм. Тонкослойную хроматографию (ТСХ) на хроматографической пластинке Бортовой (60–75 мкм) проводили с использованием растворов марок «ХЧ-Или» «ЧДА». Алюминиевые картончики модифицированного раствора дитиокарбамата исследовали экстракционно-фотометрическими методами на сульфидных минералах Cu-Ni-Pt-руд: пирротине и природной смеси пентландита с пирротинном, содержащей платиноиды.

Навеску пробы массой 1 г крупностью – 0,1–0,063 мм перемешивали в течение 5 мин в 20 мл раствора реагента. После проведения адсорбции жидкую фазу пипеткой отделяли от твердой фазы, центрифугировали и на спектрофотометре определяли остаточную концентрацию ОПДЭДТК при 272 нм. Адсорбцию оценивали по разнице между исходным количеством реагента и количеством, оставшимся в жидкой фазе после контакта с минералом. Флотационные эксперименты проводили на аналогичных минеральных образцах. Химический состав минеральных проб приведен в табл. 1.

Результаты экспериментов и их обсуждение

При взаимодействии диалкилдитиокарбаматов с низшими оксидами олефинов или хлоридинами в водной среде без нагревания образуются 2-оксиалкиловые эфиры диалкилдитиокарбаминовой кислоты (выход до 80%), которые имеют общую формулу



где R и R' – H; CH₃; C₂H₅.

Несмотря на то, что с пропиленоксидом взаимодействие проходит с большей скоростью, предпочтение было отдано менее летучему и менее пожароопасному химическому аналогу – пропиленхлоридину (ПХГ – CH₂=CHON-CH₂Cl). Для получения S-эфира концентрированный раствор ДЭДТК-Na обрабатывали ПХГ при интенсивном перемешивании. Образовавшийся слой ОПДЭДТК отделяли, промывали водой и анализировали. Аналогично на основе этиленхлоридина получен

Э-оксиалкиловый эфир N,N-диэтилдитиокарбаминовой кислоты (ОЭДТК) (выход около 77%).

Полученный S-эфир отличается низкой растворимостью в воде, что существенно затрудняет введение их в процесс флотации. ОПДЭДТК – маслообразная, вязкая, бледно-желтая жидкость хорошо растворимая в органических растворителях и плохо растворимая в воде (меньше 0,5 г/л). Соединение устойчиво при хранении. УФ-спектры ОПДЭДТК имеют характерные максимумы поглощения при 256 и 272 нм в воде, 250 и 280 нм – в этаноле, 259 и 285 нм – в четыреххлористом углеороде, в области 245–257 нм – в гексане. Экспериментально, по изменению цвета и интенсивности окраски растворов, а также фотометрически установлено, что ОПДЭДТК и ОЭДТК в условиях, близких к флотационным, способны образовывать с платиной окрашенные растворы и устойчивые, труднорастворимые в воде комплексные соединения с характеристическим максимумом в области 294–297 нм (в диметилформамиде).

Получение модифицированного раствора, содержащего ДЭДТК и ОПДЭДТК. Для того, чтобы облегчить введение труднорастворимого ОПДЭДТК в процесс флотации, был предложен способ его получения в виде низкоконтентированного водного раствора в ходе модифицирования раствора дитиокарбамата пропиленхлоридином. Условия модифицирования выбирали таким образом, чтобы образование нового соединения протекало достаточно быстро, без выделения газообразных продуктов без образования новой фазы (расслоения продуктов реакции) и не сопровождалось выделением значительного количества тепла. К 1%-ному водному раствору ДЭДТК при перемешивании прикапывали водный раствор ПХГ в воде при молярном соотношении компонентов от 1,0,09 до 1,1,4. В воде перемешивания растворы постепенно теряли прозрачность. После отстаивания растворов, полученные при соотношении исходных веществ выше 1,0,53, расслаивались. Данные экстракционно-фотометрического анализа модифицированных растворов (при 252,6 и 278,8 нм в воде) свидетельствуют о снижении содержания в них ДЭДТК (рис. 1). Появление нового максимума в органических экстрактах указывает на образование ОПДЭДТК. С помощью приведенной ниже методики анализа установлено, что скорость взаимодействия 1%-ного раствора ДЭДТК с ПХГ при обычной температуре достаточно велика. Проведение реакции в разбавленных водных растворах приводит к получению растворов, содержащих одновременно исходный дитиокарбамат и его S-эфир. В условиях модифицирования получен однородный раствор, в котором до 40% исходного дитиокарбамата превратилось в ОПДЭДТК.

Исследование состава раствора ДЭДТК, модифицированного пропиленхлоридином. Методика экстракционно-фотометрического анализа. В мерную колбу объемом 100 мл помещали 1 мл анализируемого раствора, доводили водой до метки. В делительную воронку переносили 5 мл полученного раствора и дважды экстрагировали пятью мл четыреххлористого углеорода. После встряхивания в течение 1 мин смесь отстаивали 5 мин. Затем 3 мл верхнего водного слоя переносили в колбу объемом 25 мл, доводили водой до метки и определяли в нем остаточную концентрацию ДЭДТК

Таблица 1. Состав минеральных образцов

Компоненты	Содержание, %	
	в пирротине	в пентландит-пирротиновой пробе
Pt	–	0,9 г/т
Pd	–	7 г/т
Ni	3,5	16,3
Cu	0,5	4,7
Fe	52,0	42,9
S	35,5	32,6
Оксиды	7,5	2,5

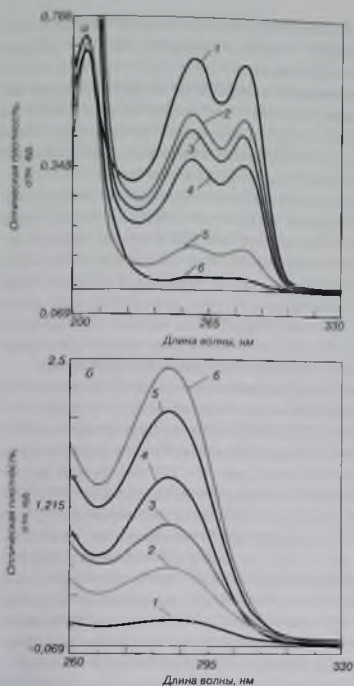


Рис. 1. Спектры поглощения водной фазы модифицированных растворов, содержащей ДЭДТК (а) и экстрактов из модифицированных растворов, содержащих ОПДЭДТК (б) при различных мольных соотношениях ДЭДТК : ПХГ:
 1 — 1 : 0; 2 — 1 : 0,09; 3 — 1 : 0,18; 4 — 1 : 0,35; 5 — 1 : 1,7; 6 — 1 : 1,4

(см. рис. 1, а). Нижний органический слой отделяли и определяли в нем количество образовавшегося продукта — эфира дитиоскарбиновой кислоты (см. рис. 1, б). Экспериментально установлена необходимость повторной экстракции, поскольку при этом в органическую фазу переходит дополнительно около 10 % образовавшегося эфира.

Исследование модифицированного раствора методом тонкослойной хроматографии. Для осуществления быстрого контроля процесса модифицирования и исследования качественных изменений состава реакционной смеси во времени изучено хроматографическое поведение основных компонентов реакционной смеси. Сущность метода заключается в разделении на тонком слое сорбента в восходящем потоке растворителя или подвижной фазе смеси веществ с последующей их идентификацией. Путем подбора состава подвижной фазы (ПФ) и изменения в ней соотношения органических растворителей найдены условия для одновременного хроматографирования и разделения ДЭДТК и ОПДЭДТК

Таблица 2. Идентификация компонентов реакционной смеси при модифицировании пропиленхлоридным водного раствора ДЭДТК-натрия с помощью ТСХ на пластинках Sorbofil

Объект исследования	Подвижная фаза, соотношение компонентов	Идентифицируемое вещество	Rf
Раствор ДЭДТК (в воде или этаноле)	Гексан + бензол + CCl_4 + этанол (5 : 2 : 2 : 1)	ДЭДТК	0,92
Раствор ОПДЭДТК (в воде или CCl_4)	Гексан + бензол + CCl_4 + этанол (5 : 2 : 2 : 1)	ОПДЭДТК	0,51
1%-ный раствор ДЭДТК, модифицированный ПХГ (1 : 0,53)	Гексан + бензол + CCl_4 + этанол (5 : 2 : 2 : 1)	ДЭДТК	0,92
		ОПДЭДТК	0,51
1%-ный раствор ДЭДТК, модифицированный ПХГ (1 : 0,53)	Гексан + бензол + CCl_4 + этанол (6 : 2 : 1 : 1)	ПХГ	—
		ДЭА	0,84
		ДЭДТК	0,64
		ОПДЭДТК	0,47

*Rf — отношение пути, пройденного веществом на хроматографической пластинке, к пути, пройденному фронтом растворителя.

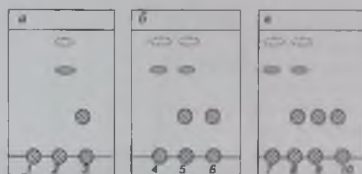


Рис. 2. Идентификация компонентов модифицированного раствора с помощью тонкослойной хроматографии:
 а — вещества-«свидетели»: 1 — ПХГ; 2 — ДЭДТК; 3 — ОПДЭДТК; б — модифицированный раствор (ДЭДТК : ПХГ = 1 : 0,53); 4 — через 10 мин; 5 — через 180 мин; 6 — слой ОПДЭДТК через 20 ч, экстрагированный из раствора четыреххлористым углеродом; в — модифицированный раствор (ДЭДТК : ПХГ = 1 : 1,4); 7 — через 10 мин; 8 — через 180 мин; 9 — через 20 ч; 10 — водная фаза реакционной смеси через 20 ч после начала реакции, после экстракции четыреххлористым углеродом

на пластинках с тонким слоем сорбента. Ввиду высокой летучести ПХГ его хроматографическое поведение исследовать не удалось. Для идентификации исследуемых соединений в качестве «свидетелей» использованы химические реактивы или синтезированные авторами и очищенные индивидуальные вещества. Водные растворы свидетелей и пробы реакционной смеси, отобранные через определенные промежутки времени после начала реакции, наносили капилляром (5 мкл) на тонкослойные хроматографические пластинки, которые помещали в стеклянную камеру с подвижной фазой — смесью растворителей (гексан + бензол + четыреххлористый углерод + этанол при соотношении (5 : 2 : 2 : 1). После элюирования пластинки в течение 20 мин и высушивания ее проявляли в камере с парами йода. Полученные результаты приведены в табл. 2 и на рис. 2

Вычисленное значение Rf , характеризующее расположение ДЭДТК и ОПДЭДТК на хроматограмме в данной системе растворителей, составило 0,92 и 0,51 соответст-

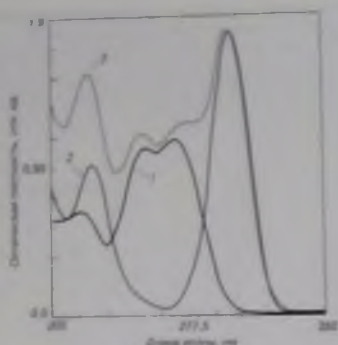


Рис. 3. УФ-спектры растворов ОПДЭДТК (1), бутилового ксантогената калия (2) и их смеси (3)

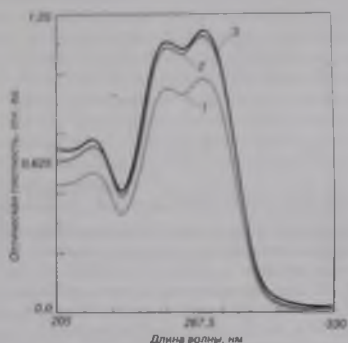


Рис. 4. УФ-спектры жидкой фазы суспензий пентландит-пирротиновой пробы (1), пирротина (2), обработанных ОПДЭДТК, и исходного раствора реагента ОПДЭДТК (3)

Изменение pH исследуемых растворов в интервале 4–10 не повлияло на величину Rf . При хроматографировании модифицированного раствора в другой подвижной фазе (гексан + бензол + CCl_4 + ацетон при соотношении 6:2:1:1) разделение ДЭДТК и ОПДЭДТК происходит менее эффективно, но при этом ближе к фронту растворителя на хроматограмме появляется дополнительное пятно, которое было идентифицировано как диэтиламин (ДЭА), присутствующий в качестве примеси в исходном ДЭДТК. Результаты свидетельствуют о том, что при модифицировании 1%-ого раствора ДЭДТК раствором ПХГ (1 : 0,53) вначале в реакционной смеси присутствует только ДЭДТК, затем появляется ОПДЭДТК. Если реакцию проводить при мольном соотношении ДЭДТК : ПХГ < 1, то в ходе реакции из смеси постепенно исчезает ДЭДТК. По исчезновению последнего можно судить о завершении реакции.

Таким образом, разработанная методика ТСХ-анализа дает возможность обнаружить в модифицированном растворе ДЭДТК конечный продукт реакции — ОПДЭДТК

и установить момент его появления, а по исчезновению исходного ДЭДТК — быстро определить полноту прохождения и завершение реакции

Изучение адсорбции ОПДЭДТК на образцах Pt-Cu-Ni-сульфидов. В работе изучена адсорбция ОПДЭДТК и смеси ОПДЭДТК с бутиловым ксантогенатом калия (БКС) на пирротине и Pt-содержащей пентландит-пирротиновой пробе отобранных из медно-никелевой руды.

Ультрафиолетовые спектры растворов исходных реагентов-собираателей и их смеси представлены на рис. 3. Спектр водного раствора ОПДЭДТК имеет характеристические максимумы поглощения при длине волны 272 и 256 нм, а спектр БКС — при 301 и 226 нм. В спектре смеси собираателей наблюдаются пики, принадлежащие обоим реагентам. Наличие ОПДЭДТК не мешает определению ксантогената при 301 нм, поскольку оптическая плотность его раствора в этой области спектра близка к нулю.

На рис. 4 приведены спектры жидкой фазы суспензий пентландит-пирротиновой пробы и пирротина, обработанных ОПДЭДТК, и исходного раствора реагента. Как видно, в жидкой фазе пентландит-пирротиновой суспензии светопоглощение при 272 нм снижается, что свидетельствует об уменьшении концентрации ОПДЭДТК в растворе с 21,1 до 17,5 мг/л. Величина адсорбции ОПДЭДТК на минеральной поверхности составила 0,073 мг/г или 17,3 % исходного количества реагента. В жидкой фазе пирротиновой суспензии снижение оптической плотности незначительно, адсорбция реагента на пирротине составляет около 1 % исходного. Результаты исследования свидетельствуют о селективной адсорбции ОПДЭДТК на минералах платиносодержащей пробы.

На платиносодержащей пентландит-пирротиновой пробе изучена адсорбция ОПДЭДТК в присутствии БКС. Пробу обрабатывали смесью ОПДЭДТК и БКС при исходной концентрации реагентов 20 мг/л. После адсорбции в спектре жидкой фазы минеральной суспензии отсутствуют характеристические максимумы БКС, что указывает на его полное поглощение навеской пентландит-пирротиновой пробы. Адсорбция ОПДЭДТК в присутствии БКС составила около 19 %, что на 1,5 % выше по сравнению с использованием одного реагента.

Таким образом, в результате экспериментов установлено, что собиратель ОПДЭДТК избирательно сорбируется на поверхности Pt-содержащих Cu-Ni-сульфидов. Селективная адсорбция ОПДЭДТК является основанием для использования этого реагента в качестве дополнительного к ксантогенату собирателя при флотации Pt-Cu-Ni-руд.

Исследование флотуемости образцов Pt-Cu-Ni-сульфидов в присутствии ОПДЭДТК. С целью изучения флотационных свойств ОПДЭДТК были проведены опыты по флотации платиносодержащей пентландит-пирротиновой пробы. Сульфидный образец, измельченный до крупности -0,1+0,063 мм, флотировали в лабораторной флотомашине в течение 3 мин при различном расходе реагентов-собираателей с добавлением пенообразователя МИБК. Расход ОПДЭДТК и БКС изменяли от 50 до 240 г/т. При использовании смеси этих собираателей подавали 100 г/т ксантогената, а расход ОПДЭДТК варьировали от 60 до 160 г/т. Результаты флотационных опытов представлены на рис. 5.

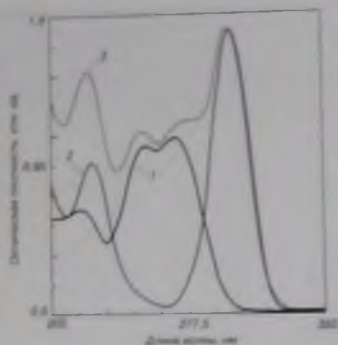


Рис. 3. УФ-спектры растворов ОПДЭДТК (1), бутилового ксантогената калия (2) и их смеси (3)

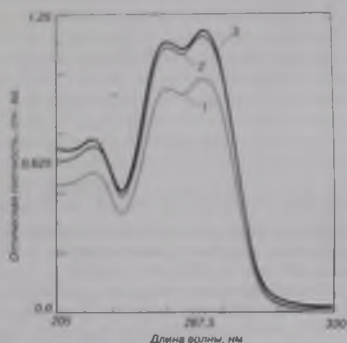


Рис. 4. УФ-спектры жидкой фазы суспензии пентландит-пирротиновой пробы (1), пирротина (2), обработанных ОПДЭДТК, и исходного раствора реагента ОПДЭДТК (3)

Изменение pH исследуемых растворов в интервале 4–10 не повлияло на величину A/λ . При хроматографировании модифицированного раствора в другой подвижной фазе (гексан + бензол + CCl_4 + ацетон при соотношении 6:2:1:1) разделение ДЭДТК и ОПДЭДТК происходит менее эффективно, но при этом ближе к фронту растворителя на хроматограмме появляется дополнительное пятно, которое было идентифицировано как диэтиламин (ДЭА), присутствующий в качестве примеси в исходном ДЭДТК. Результаты свидетельствуют о том, что при модифицировании 1%-ого раствора ДЭДТК раствором ПХГ (1 : 0,53) вначале в реакционной смеси присутствует только ДЭДТК, затем появляется ОПДЭДТК. Если реакцию проводить при мольном соотношении ДЭДТК : ПХГ < 1, то в ходе реакции из смеси постепенно исчезает ДЭДТК. По исчезновению последнего можно судить о завершении реакции.

Таким образом, разработанная методика ТСХ-анализа дает возможность обнаружить в модифицированном растворе ДЭДТК конечный продукт реакции — ОПДЭДТК

и установить момент его появления, а по исчезновению исходного ДЭДТК — быстро определить полноту прохождения и завершения реакции.

Изучение адсорбции ОПДЭДТК на образцах Pt-Cu-Ni-сульфидов. В работе изучена адсорбция ОПДЭДТК и смеси ОПДЭДТК с бутиловым ксантогенатом калия (БКС) на пирротине и Pt-содержащей пентландит-пирротиновой пробе отобранной из медно-никелевой руды.

Ультрафиолетовые спектры растворов исходных реагентов-собираателей и их смеси представлены на рис. 3. Спектр водного раствора ОПДЭДТК имеет характеристические максимумы поглощения при длине волны 272 и 256 нм, а спектр БКС — при 301 и 226 нм. В спектре смеси собираателей наблюдаются пики, принадлежащие обоим реагентам. Наличие ОПДЭДТК не мешает определению ксантогената при 301 нм, поскольку оптическая плотность его раствора в этой области спектра близка к нулю.

На рис. 4 приведены спектры жидкой фазы суспензий пентландит-пирротиновой пробы и пирротина, обработанных ОПДЭДТК, и исходного раствора реагента. Как видно, в жидкой фазе пентландит-пирротиновой суспензии светопоглощение при 272 нм снижается, что свидетельствует об уменьшении концентрации ОПДЭДТК в растворе с 21,1 до 17,5 мг/л. Величина адсорбции ОПДЭДТК на минеральной поверхности составила 0,073 мг/г или 17,3 % исходного количества реагента. В жидкой фазе пирротиновой суспензии снижение оптической плотности незначительно, адсорбция реагента на пирротине составляет около 1 % исходного. Результаты исследования свидетельствуют о селективной адсорбции ОПДЭДТК на минералах платиносодержащей пробы.

На платиносодержащей пентландит-пирротиновой пробе изучена адсорбция ОПДЭДТК в присутствии БКС. Пробу обрабатывали смесью ОПДЭДТК и БКС при исходной концентрации реагентов 20 мг/л. После адсорбции в спектре жидкой фазы минеральной суспензии отсутствуют характеристические максимумы БКС, что указывает на его полное поглощение навеской пентландит-пирротиновой пробы. Адсорбция ОПДЭДТК в присутствии БКС составила около 19 %, что на 1,5 % выше по сравнению с использованием одного реагента.

Таким образом, в результате экспериментов установлено, что собиратель ОПДЭДТК избирательно сорбируется на поверхности Pt-содержащих Cu-Ni-сульфидов. Селективная адсорбция ОПДЭДТК является основанием для использования этого реагента в качестве дополнительного к ксантогенату собирателя при флотации Pt-Cu-Ni-руд.

Исследование флотуемости образцов Pt-Cu-Ni-сульфидов в присутствии ОПДЭДТК. С целью изучения флотационных свойств ОПДЭДТК были проведены опыты по флотации платиносодержащей пентландит-пирротиновой пробы. Сульфидный образец, измельченный до крупности $-0,1+0,063$ мм, флотировали в лабораторной флотомашине в течение 3 мин при различном расходе реагентов-собираателей с добавлением пенообразователя МИБК. Расход ОПДЭДТК и БКС изменяли от 50 до 240 г/т. При использовании смеси этих собираателей подавали 100 г/т ксантогената, а расход ОПДЭДТК варьировали от 60 до 160 г/т. Результаты флотационных опытов представлены на рис. 5.

В результате флотационных экспериментов выявлено, что ОПДЭДТК при расходе 160 г/т позволяет получить более высокий выход пенного продукта (60 %) по сравнению с ксантогенатом (48 %), причем с увеличением расхода реагентов-собираателей до 240 г/т выход пенного продукта остается практически без изменений. Добавление ОПДЭДТК (160 г/т) в присутствии БКс (100 г/т) приводит к повышению выхода пенного продукта до 78 %, что на 18 % выше по сравнению с флотацией одним ОПДЭДТК и на 30 % — по сравнению с БКс. Таким образом, доказана эффективность использования ОПДЭДТК в качестве дополнительного к БКс собирателя для улучшения флотиремости Pt-Cu-Ni-руд.

Выводы

Предложен удобный способ получения 2-оксипропилового эфира N,N-диэтилдитиокарбаминной кислоты посредством модифицирования низкоконцентрированных растворов диэтилдитиокарбамата пропиленхлоргидрином непосредственно перед введением в процесс флотации.

Установлены концентрации и соотношения, при которых образуются однородные растворы, содержащие одновременно ионогенный реагент — ДЭДТК и неионогенный реагент — ОПДЭДТК.

Установлено, что ОПДЭДТК избирательно сорбируется на Pt-содержащих Cu-Ni-сульфидах и не сорбируется на пирротине, что является основанием для применения этого реагента в качестве дополнительного к ксантогенату собирателя при флотации Pt-Cu-Ni-руд.

Библиографический список

1. Шубов Л. Я., Иванков С. И., Щеглова Н. К. Флотационные реагенты в процессах обогащения минерального сырья. — Кн. 1. — М.: Недра, 1990.
2. Solozhenkin P. M. // Proc. 11th Conf. on Environment and Mineral Processing, Czech Republic. Part II. — 2007.
3. Кузькин А. С., Кондратьева Л. В., Иванова Т. А. и др. Способ флотации полиметаллических медно-молибденовых пиритсодержащих руд. А. с. SU 1383576
4. Nachimas G. Contribution a l'étude des derives de l'acide dithiocarbamique N-disubstitue // Ann. Chim., 7, 584. — 1952.
5. Кондратьева Л. В., Иванова Т. А., Кузькина А. С. и др. Способ флотации медно-молибденовых руд. А. с. SU 1564814; SU 1545381.

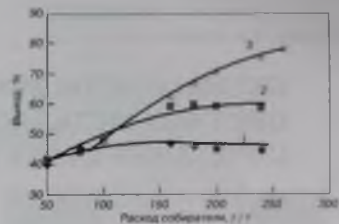


Рис. 5. Результаты флотации пентландит-пирротиновой пробы в зависимости от расхода ксантогената (1), ОПДЭДТК (2) и их смеси (3)

6. Чантурия В. А., Иванова Т. А., Тюрникова В. И. Модифицирование растворов флотореагентов высокоактивными соединениями // V Конгресс обогатителей стран СНГ сб. науч. тр. — Т. 3. — М.: Альтекс, 2005.

Иванова Татьяна Анатольевна

e-mail: tivanova06@mail.ru

Матвеева Тамара Николаевна

e-mail: tmatveyeva@mail.ru

Громова Надежда Константиновна

e-mail: gromovank@mail.ru

MODIFICATION OF DIETHYLDITHIOCARBAMATE SOLUTION IN ORDER TO OBTAIN SELECTIVE NONIONIC COLLECTOR FOR FLOTATION OF PLATINUM-BEARING SULPHIDES

T. A. Ivanova, T. N. Matveeva, N. K. Gromova

Comfortable method for obtaining of 2-oxypropyl ether of N, N-diethyldithiocarbamate acid (OPDEDTC) by the way of modification of low-concentrated solutions of diethyldithiocarbamate (DEDTC) with propylenchlorinegidrin just before implementation in flotation process has been proposed. Concentration and correlation wherein homogeneous solutions are formed have been established. They simultaneously include ionogenic DEDTC-reagent and nonionic OPDEDTC-reagent. It is established that OPDEDTC is sorbed selectively on Pt-bearing Cu-Ni-sulphides and is not sorbed on pyrrhotite; it is the main base for using this reagent as additional collector to xanthate during flotation of Pt-Cu-Ni-ores.

Key words: sulphide Pt bearing ores, modified collectors, selective flotation.

УДК 622.785

В. А. ИГНАТКИНА, В. А. БОЧАРОВ / ИТЛУ АНТОН-С

СХЕМЫ ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДОВ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ НА ОСНОВЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СОЧЕТАНИЯ СЕЛЕКТИВНЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ*



В. А. ИГНАТКИНА,
доцент, канд. техн. наук



В. А. БОЧАРОВ,
проф., д-р техн. наук

Применен анализ влияния вещественного состава пиритных руд на принцип построения технологических схем флотации. Показано, что использование сочетания реагента Верафлот 3035 и бутилового ксантогената позволяет снизить извлечение пирита и перераспределить рудные по флотиремости генерации сфалерита между конечными концентратами. Использование сочетания собирателей на основе диэтилфосфата и тиокарбамата позволяет ингибировать труднофлотиремый сфалерит в кондиционный концентрат уже в рудном цикле.

Ключевые слова: сульфидные руды цветных металлов, пирит, флотиремость, селективные собиратели, технологические схемы, показатели флотации.

Колчеданные руды цветных металлов, из которых наиболее характерными и представляющими практический интерес являются медно-цинковые, свинцово-цинковые и полиметаллические руды многих месторождений Уральского региона, Прибайкалья, Алтая, Казахстана, обладают близкими химическим и минеральным составом, физико-химическими свойствами и технологическими признаками. Руды являются комплексными и в соответствии с текстурно-структурными особенностями и сложным вещественным составом считаются весьма труднообогатимыми.

Широкий спектр рудных минералов (пирит, мельниковит, марказит, пирротин, халькопирит, борнит, халькозин, ковеллин, блеклые руды, хризоколла, малахит, хальконтит, азурит, сфалерит, смитсонит, галенит, церрусит, англезит, плюмбозерозит и другие минералы), многие из которых имеют от 2 до 5 генераций с неодинаковой кристаллической структурой и непостоянным составом изоморфных и примесных компонентов, подтверждают технологическую «упорность» руд. Нерудные минералы — кварц, полевой шпат, сери-

цит, кальцит, хлорит, алюмосиликаты, гипс, гидроксиды железа, слюды и другие минералы создают значительные проблемы при селективной флотации руд и концентратов.

Особенно значительными факторами, влияющими на выбор технологии, являются наличие различных модификаций пирита, мельниковита, марказита и других сульфидов, имеющих неравномерный характер и размер вкрапленности в рудных и породных минералах, количественное непостоянство изоморфных компонентов (Cu, Zn, Au, Ag, Cd, Co в пирите и других сульфидных минералах), различная окисляемость, неодинаковая структура кристаллической решетки, разная геометрическая форма зерен минералов и соотношение содержаний сульфидов железа и породных минералов [1].

Основной рудообразующий минерал — пирит и его модификации активно окисляются при взаимодействии с другими сульфидами и компонентами пульпы, изменяют физико-химические и технологические свойства разделяемых сульфидов, что в значительной степени определяет и выбор схемы, и показатели обогащения.

Пириты в рудах месторождений Урала имеют различные структурные формы — кубическую, октаэдрическую, пентагон-додекаэдрическую, скрытокристаллическую, метаклоидную, корродированную и др. Многие из них имеют различную степень дефектности кристаллической решетки, неодинаковый примесный состав, разную микротвердость, разную окисленность, широкий спектр крупности зерен — от микрометров до миллиметров. Содержание золота в модификациях пирита весьма неравномерное — от сотых долей до нескольких сотен граммов в 1 тонне и зависит от генезиса месторождения [2]. От перечисленных свойств пирита зависит степень раскрытия его сростков с сульфидами меди, цинка, свинца, а также частиц золота и их флотоактивность.

Сфалерит — основной промышленный минерал цинка. Природно-активированный сфалерит может содержать эмульсионную вкрапленность сульфидов меди (ковелина) либо изоморфно-замещенную медь (твердый расплав), что делает его флотоактивным, и поэтому он флотируется вместе с сульфидами меди в медный концентрат. Потери цинка в медном концентрате за счет активированного сфалерита могут достигать 30–40 %. Другой основной примесью в сфалерите является железо, содержание которого может достигать 20 % и более, при этом железо может быть связано как изоморфно с кристаллической решеткой сфалерита, так и в виде сростков с дисульфидами железа.

* В исследованиях принимали участие старший научный сотрудник, канд. техн. наук Л. С. Хачатрян, аспирант Б. Т. Пунцуква, инженер Д. А. Алексеевич.

© Игнаткина В. А., Бочаров В. А., 2010

Основные потери металлов обусловлены тонкими сложными сростками с пиритом. Часть потерь приходится на раскрытые, весьма тонкодисперсные (шламистые) зерна.

Вторичные сульфиды меди, блеклые руды и окисленные минералы склонны к ошламованию и раскрываются вместе с крупнокристаллическим пиритом и халькопиритом уже в I и частично во II стадиях измельчения, а то время как тонкодисперсные зерна этих сульфидов раскрываются во II и III стадиях. Если раскрытые зерна минералов, в первую очередь крупнокристаллический пирит, не выведены из процесса в операциях межциклового обогащения, то в последующих стадиях минералы переизмельчаются, окисляются, что способствует снижению качества готовых концентратов и возрастанию потерь сульфидов цветных металлов с отвальными хвостами.

Таким образом, введение межстадиальных операций обогащения снижает негативные последствия неравномерной вкрапленности сульфидов разной генерации, обладающих различной измельчаемостью. Для свинец- и золотоносных руд довольно часто применяют предконцентрацию (радиометрическую сепарацию, обогащение в тяжелых средах) с целью выделения в голове процесса не менее 20 % хвостов.

Флотоактивность пирита и других сульфидных минералов при использовании бутилового ксантогената в качестве собирателя сопоставимы, что снижает селективность флотационного обогащения. Подавление флотации сульфидов железа осложняется близостью флотационных свойств пирита и минералов меди, цинка, свинца и золота. В связи с этим исследования авторов были направлены на изыскание развитых флотационных схем и выбор сочетания селективных собирателей, направленных на снижение флотиремости пирита и выделение его в различных циклах флотации, иногда с выводом в отвальный продукт, размыкая некоторые циклы флотации, где пирит аккумулируется в значительном количестве.

Особенностью медно-цинковых руд Гайского месторождения является превышение содержания меди над цинком, что служит неблагоприятным фактором при селективности коллективного концентрата.

Для пиритных медно-цинковых, свинцово-цинковых и полиметаллических руд с высоким цинковым модулем характерным является наличие различных по флотиремости генераций сфалерита. Природно-активированный медью сфалерит флотируется в медный, свинцовый либо коллективный концентрат. При превышении содержания цинка над содержанием меди или свинца он может быть выделен в *рудном цикле* в цинковый концентрат как за счет действия модификаторов (Учалинская ОФ), так и использования сочетания ионогенных и неионогенных собирателей (способ, предлагаемый авторами) [3].

На рис. 1 приведена схема с межциклового флотацией для пиритно-медно-цинковой руды с неблагоприятным превышением массовой доли меди над цинком. По данной схеме обогащаются медно-цинково-пиритные руды Гайского месторождения. Легкошламирующиеся вторичные сульфиды меди, окисленные минералы меди, крупно- и среднекристаллический халькопирит

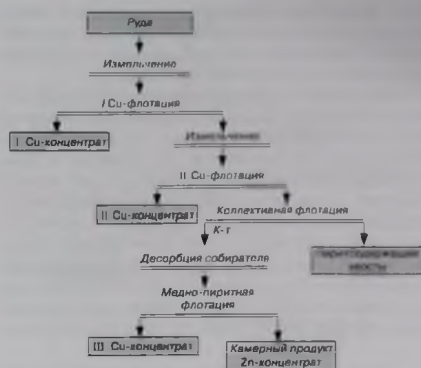


Рис. 1. Принципиальная схема флотации медно-цинковой руды Гайского месторождения

выделяют в концентрат I медной флотации (в медную «головку») в начале рудной флотации, что улучшает соотношение меди и цинка при последующем выделении коллективного медно-цинкового концентрата и уменьшает вероятность выделения катионов меди.

На рис. 2–6 приведены различные принципиальные схемы флотации для пиритно-медно-цинковой руды, которая содержит сфалерит в виде двух разновидностей: одна из них природно-активированная катионами меди, которая легко флотируется в коллективный концентрат; вторая — малоактивная, и для ее извлечения в коллективный концентрат необходима активация медным купоросом. Такие сфалериты содержатся в медно-цинковых рудах месторождений Учалинское, Узельгинское, Тарньерское и др.

Для успешной депрессии сфалерита концентрация сульфидной серы (по сернистому натрию) в операциях десорбции собирателя с поверхности частиц минералов коллективного концентрата и операции селективности должна быть 200–600 мг/л и 100–200 мг/л соответственно; оптимальные значения pH в операции разделения концентрата — 8,5–9,5.

Для снижения потерь металлов с хвостами флотации и улучшения качества концентратов возможно фракционное выделение пирита в различных циклах коллективной и селекционной флотации [4]. Пирит в сростках с породными минералами, в агрегатных сростках грубозернистого пирита с сульфидами меди и цинка, а также коллоидный и скрытокристаллический корродированный тонкий пирит выделяют в отвальный продукт в виде хвостов коллективной флотации, размыкая, таким образом, циклы флотации. Другую часть пирита выделяют при разделении сульфидного медно-цинко-пиритного концентрата в камерный продукт медно-цинковой флотации. Третью часть пирита, в основном тонкодисперсного в сложных сростках и в свободных зернах, которая считается весьма флотоактивной, выделяют в пересортичных операциях сульфидного коллективного или коллективного медно-цин-

кового концентрата. Фракционное выделение пирита улучшает качество всех концентратов, но не позволяет повысить извлечение цветных металлов и усложняет регулирование технологического процесса.

Присутствие в медно-цинково-пиритной руде вторичных сульфидов снижает технологические показатели обогащения. Вторичные сульфиды меди при измельчении шламуются, окисляются что приводит к повышенной концентрации катионов меди в пульпе, которые активируют сфалерит и пирит, нарушая селективность флотации медных минералов сфалерита и пирита. Для повышения селективности флотации важным фактором являются продолжительность кондиционирования, последовательность подачи реагентов, выбор точки подачи и расход собирателя. На рис. 2 приведена принципиальная схема флотации медно-цинково-пиритной руды.

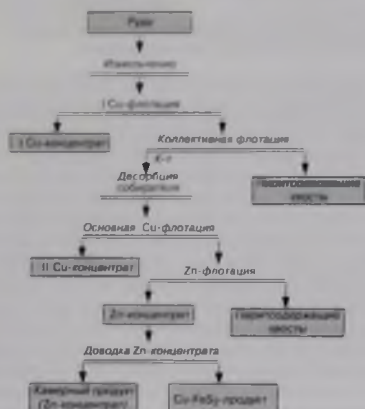


Рис. 2. Принципиальная схема флотации медно-цинково-пиритной руды, содержащей вторичные сульфиды

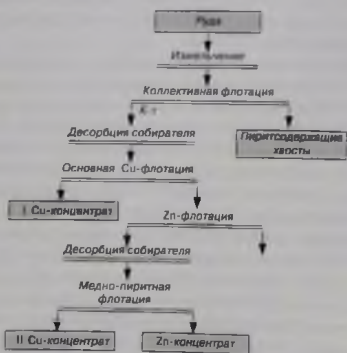


Рис. 3. Принципиальная схема флотации медно-цинковой руды с различными по флотоактивности генерациями сфалерита

содержащей более 25 % вторичных сульфидов при соотношении содержаний меди к цинку, равному 1:1.

На рис. 3 приведена схема флотации сплошной сульфидной руды, когда легкофлотуемые генерации сфалерита извлекают в коллективный медно-цинковый концентрат при «мягкой» депрессии неактивированного сфалерита; затем из коллективного концентрата проводят медную флотацию, а из камерного продукта после активации сфалерита — цинковую с последующими перечистками черного цинкового концентрата. Медный концентрат подвергают операции десорбции и проводят медно-пиритную флотацию в режиме «жесткой» депрессии сфалерита. Технология фракционного выделения сфалерита различных генераций позволила снизить потери цинка в медном концентрате в два раза и повысить извлечение цинка на 7 %.

Технология доводки некондиционного цинкового концентрата основана на элементах выделения основной части сфалерита (природно-активированного) в режиме «жесткой» депрессии с получением товарного концентрата камерным продуктом для руд Гайского и Сибайского месторождений.

В усовершенствованной технологической схеме на Учалинской фабрике (рис. 4) предусмотрено выделение разнофлотуемых генераций сфалерита в различных циклах коллективно-селективной флотации рудного материала, селекции коллективного концентрата и промежуточных продуктов флотации (хвостов перечистных операций).

Медно-цинково-пиритные руды Тарнерского месторождения перерабатывают по коллективно-селективной схеме флотации в ОАО «Святогор», принципиальная

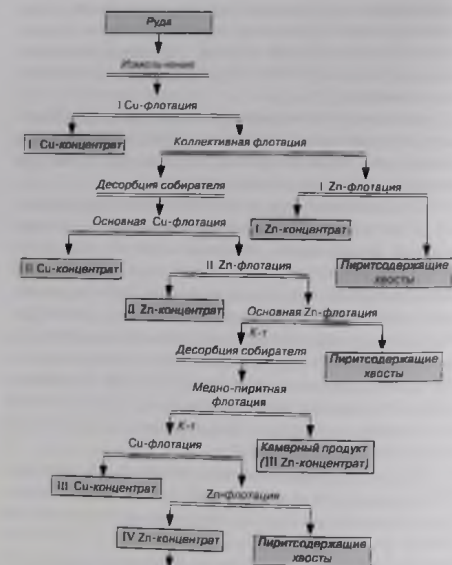


Рис. 4. Принципиальная схема флотации на Учалинской обогатительной фабрике

схема которой приведена на рис. 5. Содержание меди в руде составляет 1,44 %, цинка — 4. Сульфиды меди на 27 % состоят из вторичных и окисленных минеральных форм. Сфалерит представлен по флотуемости двумя генерациями.

Практикой флотации пиритных медно-цинковых руд показано, что сочетание собирателей одного класса соединений (различные ксантогенаты индивидуально и в сочетании с МКБТ, реагентами S-703 и др.) улучшает результаты флотации, но проблему снижения флотуемости пирита не решает.

Бутиловый ксантогенат является сильным собирателем, а следовательно, он не может быть селективным по отношению к сульфидам с близкими флотационными свойствами — халькопириту, пириту, сфалериту и др. Для повышения эффективности используемых собирателей при обогащении пиритных медно-цинковых руд, снижения флотуемости пирита и повышения флотоактивности минералов меди, цинка, золота использовали различные сочетания собирателей на основе известных флотационных реагентов (ксантогенатов, аэрофлотов) и неионогенных сульфгидрильных соединений (дисульфидов, тионокарбаматов, эфиров ксантогеновых кислот и т. д.). Перспективным явилось совместное использование сильных и слабых собирателей. Дитиокарбаматы являются наиболее сильными собирателями после меркаптанов. В то же время диметилдитиокарбамат ввиду короткого углеводородного радикала не уменьшает смачиваемость поверхности сульфидов, но приоритетно и селективно взаимодействуя с поверхностью сульфидов, прелятует закрепление бутилового ксантогената, т. е., по сути, выполняет роль модификатора. Например, использование сочетания диметилдитиокарбамата с бутиловым ксантогенатом улучшило качество никелевого концентрата при значительном росте извлечения никеля.

Использование сочетания ксантогенатов с углеводородным радикалом различной длины обеспечивает более равномерную их адсорбцию на зернах извлекаемых сульфидов, кроме того, короткоцепочные ксантогенаты обладают низкой скоростью окисления и образования диксантогената, который способен активно флотировать пирит.

Перспективными собирателями являются модифицированные дитиофосфаты серий СГМ, Берафлот. Технологические результаты лабораторных исследований выполнены на пробах пиритной руды Гайского месторождения, содержащей, %: 1,63 Cu; 0,91 Zn; 28,8 S. Показатели прироста извлечения металлов при использовании новых собирателей в сочетании с бутиловым ксантогенатом (БКс) в соотношении 1:1 приведены в табл. 1 [5].

Промышленными испытаны при использовании сочетания БКс и СГМ-1 в соотношении 4:1 при суммарном расходе 100–120 г/т по всей схеме флотации отмечены прирост извлечения металлов, снижение общего расхода собирателей на 10–20 %, а

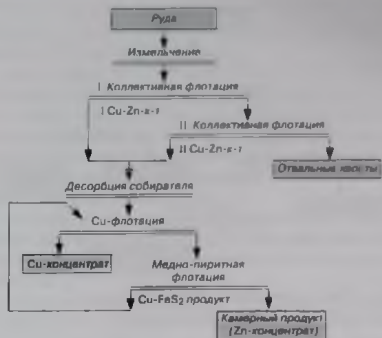


Рис. 5. Принципиальная схема обогащения медно-цинковой руды Тарньерского месторождения

также возможность исключения из процесса пенообразователя Т-66.

С помощью различных методов физико-химических исследований, проведенных на мономинеральных фракциях, — измерения краевых углов смачивания, беспенной флотации, дифференциально-сканирующей калориметрии, ИК-спектроскопии — показано, что изученные реагенты серии СГМ по отношению к пириту проявляют более слабые собирательные свойства, чем халькопирит, сфалерит и золотой пластине. Снижение собирательной способности реагентов СГМ по отношению к пириту связано с более слабой степенью закрепления на поверхности минерала; собиратель СГМ-5 показал более высокие собирательные свойства по отношению к природно-активированному сфалериту и золоту.

ИК-спектроскопия и термические исследования осадков, образованных при взаимодействии сульфгидрильных собирателей с солями Fe(II) и Fe(III), а также с поверхностью пирита, позволили заключить, что в наименьшей степени флотирует пирит дитиофосфаты вследствие как более слабой окисляемости собирателя, так и склонности к образованию соединения с Fe(III): тионокарбамат (О-изопропил-N-метилтионокарбамат) не образует осадков с катионами Fe(II) и Fe(III) в объемной фазе, но закрепляется на поверхности пирита за счет физической адсорбции, что подтверждено исследованиями.

Исследования [6] различных собирателей, проведенные авторами на мономинеральных фракциях пирита (крупность –44+10 мкм), показали, что извлечение пирита возрастает в ряду собирателей: изобутиловый дитиофосфат < Берафлот 3035 < Берафлот 3026 < тионокарбамат < < этиловый ксантогенат < Берафлот 4027 < Берафлот 4029 < < диэтилдитиокарбамат < бутиловый ксантогенат.

Таблица 1. Показатели прироста извлечения металлов

Собиратель	Содержание меди в концентрате, %	Извлечение, %				Прирост извлечения, %			
		Cu	Zn	Au	Ag	Cu	Zn	Au	Ag
БКс	12,4	84,7	78,36	51,9	56,9				
БКс + СГМ-1 (1:1)	13,5	85,6	82,0	60,0	63,0	0,9	3,7	8,1	6,1
БКс + СГМ-5 (1:1)	15,2	86,6	82,8	59,4	60,0	1,9	4,5	7,5	3,1

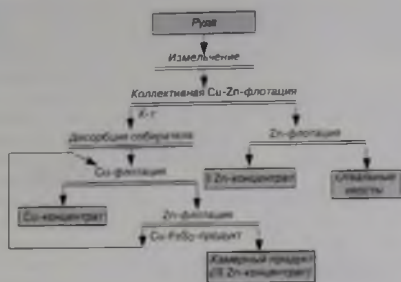


Рис. 6. Принципиальная схема флотации с выделением цинка в рудном цикле

Новые модифицированные собиратели позволили предложить для медно-цинково-пиритной руды Тарньерского месторождения селективно-коллективную схему флотации с извлечением цинка в цинковый концентрат в рудном цикле, которая приведена на рис. 6.

В табл. 2 приведены результаты замкнутых опытов флотации на пробе руды Тарньерского месторождения по коллективно-селективной схеме при суммарном расходе БКс 120 г/т (см. рис. 5) и по разработанной схеме (см. рис. 6) с использованием собирателя Берафлот 3035 в сочетании с БКс в соотношении 3:1 (суммарный расход 120 г/т), точка подачи медного купороса перенесена в цинковую флотацию рудного цикла. Как видно, лучшие результаты получены при выделении цинкового концентрата в рудном цикле, что возможно только при использовании собирателей, селективных по отношению к пириту и неактивированному сфалериту. К таким собирателям относится Берафлот 3035.

Таблица 2. Результаты замкнутых опытов флотации пробы руды Тарньерского месторождения

Наименование продуктов	Условия проведения опытов	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
			Cu	Zn	Cu	Zn
Cu-концентрат	Схема рис. 6; расход БКс 120 г/т	6,0	20,10	2,32	82,0	3,5
Zn-концентрат		6,3	1,56	50,00	6,7	78,9
Коллективный концентрат		12,3	10,59	26,73	88,7	82,4
Хвосты		87,7	0,19	0,80	11,3	17,6
		100,0	1,47	3,99	100,0	100,0
Cu-концентрат	Схема рис. 6; Берафлот 3035 + БКс (3:1), суммарный расход 120 г/т	6,0	20,15	2,30	82,8	3,4
Zn-концентрат		6,4	1,32	50,56	5,8	80,6
Коллективный концентрат		12,4	10,43	27,36	88,6	84,0
Хвосты		87,6	0,19	0,74	11,4	16,0
		100,0	1,46	4,04	100,0	100,0
Cu-концентрат	Схема рис. 7; Берафлот 3035 + БКс (3:1), суммарный расход 120 г/т	6,4	19,54	1,50	84,5	2,4
I Zn-концентрат		5,4	0,90	50,00	3,3	67,5
II Zn-концентрат		1,6	2,10	48,40	2,3	19,4
Суммарный Zn-концентрат		7,0	1,18	49,71	5,6	87,0
Хвосты		86,6	0,17	0,49	9,9	10,6
		100,0	1,48	4,00	100,0	100,0

Пиритные свинцово-цинковые и полиметаллические руды Озерного, Холоднинского, Рубцовского и других месторождений также представляют значительный практический интерес и являются весьма труднообогатимыми.

Для этих руд характерны неоднородность химического и минерального состава. Главный минерал свинца — галенит содержит примесные компоненты — серебро, золото, висмут, селен, теллур и др. Структура минерала — октаэдрическая, кубическая, пластинчатая. Галенит имеет три разновидности: крупнокристаллическую, скрытокристаллическую и деформированную слоистую. Наиболее низкое извлечение галенита наблюдается при флотации пиритсодержащих руд.

Извлечение свинца из свинцово-цинковых руд определяется соотношением свинца и цинка в руде («цинковым модулем»): чем больше эта величина, тем ниже извлечение. При модуле 1,5:1 извлечение свинца составляет 80 %, при модуле 4:1 оно снижается до 50 % [7].

Поверхность галенита природно гидрофобизирована, его можно флотировать при использовании только пенообразователя при pH = 6,7-8,5. Примеси изменяют электрохимические и флотационные свойства галенита. С уменьшением крупности зерен галенит флотируется хуже, что связано с увеличением их удельной поверхности, ростом интенсивности окисления, повышением свободной энергии и, соответственно, гидрофильности.

Подавляющее большинство зарубежных обогатительных фабрик, перерабатывающих свинцово-цинковые руды, работают по схеме прямой селективной флотации с использованием в качестве подавателя флотации сфалерита и пирита цианида и извести. На фабриках РФ при обогащении свинцово-цинковых руд, характеризующихся невысоким содержанием пирита (менее 20 %), в качестве подавателя сфалерита используют смесь цинкового купороса и диметилдитиокарбамата.

Для крупновкрапленных галенитсодержащих руд рекомендуется измельчение руд до крупности 50–60 % класса –0,074 мм. В зарубежной практике тонковкрапленные пиритные свинцово-цинковые руды измельчают до крупности 70–80 % данного класса с последующим доизмельчением черновых концентратов до 100 % класса –0,044 мм. Ультратонкое измельчение руды (100 % –0,02 мм) и концентратов требует принятия дополнительных технических решений в процессах сгущения и фильтрования тонкодисперсных концентратов. Кроме того, при уменьшении крупности материала ухудшается флотация галенита. Результаты лабораторных исследований на свинцово-цинково-пиритной руде одного из месторождений Забайкалья при соотношении содержания Pb:Zn > 6 позволяют предложить бесцианидную схему обогащения с выделением готового цинкового концентрата в рудном цикле с использованием Берафлота 3035 (рис. 7). Берафлот 3035 подавали в межцикловую Pb-Zn-флотацию, сочетание Берафлот 3035 с БКс в соотношении 4:1 — в основную и контрольную свинцово-цинковую, в цинковую основную и контрольную, в перечистные опе-

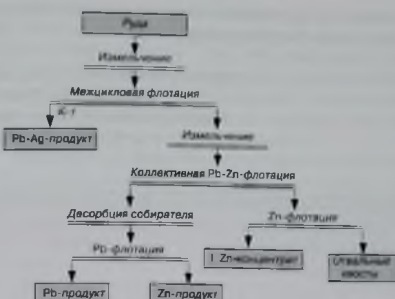


Рис. 7. Принципиальная схема свинцово-цинковой флотации с флотацией цинка в рудном цикле

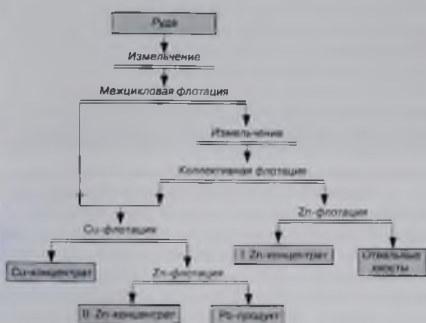


Рис. 8. Принципиальная схема флотации полиметаллической руды Рубцовского месторождения

рации. Флотацию в цикле селекции свинцово-цинкового коллективного концентрата проводили Берафлотом 3035 или этиловым скантогенатом; в качестве подавителей сфалерита в свинцовой флотации использовали сернистый натрий и цинковый купорос в соотношении 1:4.

Использование модифицированного дитиофосфата Берафлот 3035 по селективно-коллективно-селективной схеме позволило получить следующие продукты:

свинцово-цинковые (коллективные концентраты) при извлечении свинца 80–85 %, цинка — 40–45 %, при этом извлечение серебра в межкловый концентрат составляет 65–80 %;

в рудном цикле — цинковый концентрат, содержащий 53 % цинка, при извлечении 50–55 %.

Свинцово-цинковые продукты целесообразно перерабатывать по гидрометаллургической схеме.

Многие полиметаллические руды можно отнести к весьма труднообогатимым, они имеют свои технологические особенности. Содержание металлов высокое, %: 3–5 Cu; 5,5–11,5 Zn; 3–7 Pb; 13–15 Fe; 18–20 S. Содержание пирита 25–45 %. В руде присутствуют в значимых концентрациях редкие металлы. По фазовому составу минералы меди на 80–90 % первичные и

10–15 % — вторичные; окисленных — около 2 %. Свинец представлен окисленными в широком диапазоне и сульфидными (90 %) минералами

Характерно, что почти во всех пробах ковеллин в большей части находится в сростках со сфалеритом (10–30 %) и частично (до 30 %) — с халькопиритом; ковеллин имеет кристаллическую структуру. Преобладает неравномерная вкрапленность минералов цветных металлов. На рис. 8 приведена принципиальная схема флотации руд Рубцовского месторождения.

Исследования, проведенные на пробе руд Рубцовского месторождения с использованием Берафлота 3035, позволили уменьшить извлечение цинка в коллективный концентрат.

Результаты исследований на пробе руды Рубцовского месторождения, проведенные по схеме, представленной на рис. 8, показали, что с использованием реагента Берафлот 3035 извлечение цинка в коллективный концентрат по сравнению с БКС уменьшается на 26,8 %. Дополнительная подача диметилдитиокарбамата (ДМДК) в цикл измельчения и использование Берафлота 3035 в качестве собирателя позволяет в рудном цикле извлечь 56,1 % цинка в черновой концентрат, содержащий 37,6 % цинка, в то время как с использованием ДМДК и БКС извлечение цинка в черновой концентрат содержащий 25,5 % цинка, составило лишь 12 % [3]. Таким образом, Берафлот 3035 позволяет перераспределить извлечение сфалерита из коллективного концентрата в цинковый в рудном цикле.

Выводы

1. Колчеданные руды цветных металлов относятся к труднообогатимому сырью в связи с:

- неравномерной тонкой взаимной вкрапленностью минералов цветных металлов в пирите и породных минералах;

- неблагоприятным соотношением содержаний минералов цветных металлов и наличием широкого спектра минералов одного металла и генерациями одного и того же минерала с различными физико-химическими свойствами; в то же время пирит и сульфиды цветных металлов обладают близкими флотационными свойствами.

2. Целесообразно стадийно выводить из технологической схемы раскрытые зерна сульфидов, а также снижать извлечение пирита в концентраты цветных металлов как за счет операций межстадийного обогащения, так и путем использования селективных сульфидрильных собирателей.

3. Использование модифицированного дитиофосфата Берафлот 3035 позволяет:

- снизить извлечение пирита в концентраты цветных металлов;

- уменьшить потери цинка в медных концентратах.

4. Технологические свойства генераций сфалерита в пиритных медно-цинковых, свинцово-цинковых и полиметаллических рудах сопоставимы, а разработанные режимы на основе модифицированного дитиофосфата Берафлот 3035 позволяют выделять:

- активированный легкофлотируемый сфалерит в коллективный концентрат с последующей его «глубокой» депрессией при селекции;

• труднофлотуруемое сырье — пиритизацию сфалерита — в кондиционный концентрат в рудном цикле

Ильин В. М. Технологическая минералогия и оценка руд // Санкт-Петербург: Наука, 1997.

Библиографический список

1. Бочаров В. А., Игнаткина В. А. Технология обогащения полезных ископаемых Т1 М. Руда и Металлы, 2007
2. Чвиртия Е. Л. Минералогико-технологические разновидности пирита Гайского месторождения // ГИАБ, 2005 — № 12
3. Патент РФ 2379116 Бочаров В. А., Игнаткина В. А., Хвачатрян Л. С., Херсонский М. И. и др. Бюлл. № 2, 20.01.2010.
4. Бочаров В. А., Агафонова Г. С., Лапшина Г. А. и др. Технология флотации высокосернистых медно-цинковых руд с получением кондиционных концентратов на основе стадийной депрессии генерации пиритов // Цветные металлы — 1993 — № 5
5. Игнаткина В. А., Бочаров В. А., Степанова В. В. и др. Исследование модифицированных дитиофосфатов для флотации сульфидных минералов меди, железа, цинка и золота // Обогащение руд — 2005 — № 6
6. Игнаткина В. А., Бочаров В. А., Тубденева Б. Т. К. поиску режимов селективной флотации сульфидных руд на основе сочетания собирателей различных классов соединений // ФТПРПИ — 2010. — № 1

Игнаткина Владислава Анатольевна,
e-mail: woda@mail.ru
Бочаров Владимир Алексеевич,
тел.: (495) 236-50-57

SCHEMES OF FLOTATION OF SULPHIDES OF NON-FERROUS METALS ON THE BASE OF USAGE OF COMBINATION OF SELECTIVE COLLECTORS

V. A. Ignatkina, V. A. Bocharov

Analysis of influence of substantial composition of pyrite ores on the principle of building of technological flotation schemes has been realized. It has been shown that usage of combination of Beraflot 3035 reagent and butyl xanthate allows to reduce pyrite extraction and redistribute generations of sphalerite with different flotation properties between finishing concentrates. Combination of collectors on the base of dithiophosphates and tiocarbamates allow to extract hard-floated sphalerite in conditional concentrate just in the ore cycle.

Key words: sulphide ores of non-ferrous metals, pyrite, flotability, selective collectors, technological schemes, flotation parameters.

УДК 622.367.62.553.676.2

В. А. ШАЛОГИНА (ОАО «НИИПроктасбест»)
В. А. КОЧЕЛАЕВ, О. В. ПОПОВА (ОАО «Ураласбест»)
Д. В. КОЧНЕВ (ОАО «НИИПроктасбест»)

ГЕОЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ КЛАССИФИКАЦИЯ РУД БАЖЕНОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ХРИЗОТИЛ-АСБЕСТА



В. А. ШАЛОГИНА,
старший научный сотрудник,
канд. техн. наук



В. А. КОЧЕЛАЕВ,
зам. генерального
директора



О. В. ПОПОВА,
главный геолог
Рудоуправления



Д. В. КОЧНЕВ,
зав. лабораторией

Изложены методика проведения исследований и разработанная на ее основе геолого-технологическая классификация руд Баженовского месторождения, предназначенные для совершенствования планирования и оперативного управления качеством шихты, поступающей на фабрику.

Ключевые слова: хризотил-асбест, типы руд, геологические параметры, обогатимость, разделительные признаки, расход волокна.

Открытое в 1885 г. Баженовское месторождение хризотил-асбеста эксплуатируется более 100 лет и является

сырьевой базой горно-обогатительного комбината «Ураласбест». Месторождение является уникальным не только по запасам асбеста, но и по удачному сочетанию многих геологических факторов [1]. Благоприятный петрографический состав вмещающих горных пород, интенсивная и вместе с тем равномерная структурно-тектоническая подготовка массива гипербазитов, четко проявленная незавершенность процесса их серпентинизации и другие факторы обеспечили образование крупных залежей хризотил-асбеста с хорошо выраженной зональностью. В строении залежей зональность выражается в смене

зон с различными типами асбестоносности. В отличие от других месторождений, на Баженовском присутствуют все известные промышленные типы асбестоносности: простые и сложные отороченные жилы (ОЖ), крупная и мелкая сетка (КС, МС), а также непромышленные — мелкопрожил и просечки. Повсеместно распространены руды с продольно- (ПВ) и косоволоконистым (КВ) асбестом.

Особенностью Баженовского месторождения является также наличие практически всех известных разновидностей асбеста различной механической прочности — от преобладающего нормального эластичного асбеста с высокими прочностными параметрами до ломкого, полумломкого и продольно-волоконистого пониженной прочности. Кроме того, это единственное эксплуатируемое месторождение, руды которого содержат асбест с волокнами длиной от 10–25 до 0,25 мм и меньше, что позволяет вырубать большой ассортимент товарных марок асбеста: текстильные, трубные, шиферные и др. Длина волокна асбеста в сочетании с его содержанием является основным параметром, определяющим промышленную ценность руды.

Геологическая изученность месторождения достаточно высока. Установлено, что главное влияние на размещение асбестоносности Баженовского месторождения оказывают тектоническая структура рудного поля и вещественный состав ультрабазитов. Главную генетическую роль в формировании типов асбестоносности выполняет минеральный состав серпентинитов, являющийся своего рода индикатором длины волокна и качества хризотил-асбеста [2].

Асбестоносные породы Баженовского месторождения неоднородны по минеральному составу исходных пород, характеру и степени метаморфизма. Именно эти неоднородности в значительной мере определяют природные типы руд, их качественную характеристику, физико-механические параметры хризотил-асбеста и, как следствие, технологические свойства руд.

Отмеченное сложное геологическое строение месторождения, большое число залежей, разнообразие минерального состава асбестоносных пород, наличие многих разновидностей хризотил-асбеста обуславливают различную обогатимость руд, усложняют долгосрочное и текущее планирование развития горных работ, оперативное управление качеством руды, прогнозирование технологических показателей обогащения и сортамента продукции.

Необходимость разработки технологической классификации руд Баженовского месторождения была обоснована еще в 1930-х годах И. Ф. Гергенредером (ВИМС). Было установлено, что «различные типы асбестовых руд не являются технологически и экономически равноценными, независимо от их характеристик по содержанию и сортаменту волокна». Но в связи с малым числом исследованных проб, ограниченным объемом статистических данных по переработке руд работа не была закончена.

В послевоенные годы исследования обогатимости баженовских руд проводили неоднократно в лабораторных условиях на материале проб руды, отобранных в экскаваторных забоях (Г. М. Степанова, М. А. Белов, Г. П. Ершова, В. А. Зырянов и др.), но без привязки к промышленным условиям и данным детальной разведки.

В середине 1970-х годов руды Баженовского месторождения были разделены по обогатимости на две группы на основании механической прочности воло-

кон — нормальный асбест и пониженной прочности [3]. Предложенная классификация была значительно упрощенной, не отражала всего многообразия технологических типов руд. К тому же критерий обогатимости базировался на расчетном показателе неприемлемом для промышленных условий. В работе комбинация данная классификация практически не применяется.

Планирование качества руды и показателей обогащения на месяц, год, пятилетку по действующей на предприятии системе осуществляется по содержанию асбеста без учета технологических свойств руды, вследствие чего фактические показатели обогащения зачастую не соответствуют плановым. Это приводит к необходимости оперативной корректировки объема подачи руды на фабрику, ее качественных параметров, но при отсутствии показателей обогатимости руд не всегда эффективно. Кроме того, оперативную информацию о качестве руды и длине волокна за сутки и в течение месяца предприятие получает только по данным фабричного опробования без результатов детальной геологической разведки, что снижает ее достоверность. Особенные затруднения в планировании производства связаны с сортаментом продукции, марочность которой планируют на основе оценки длины волокна по результатам ситового анализа, проводимого на фабрике. При этом не учитывается тот факт, что длина волокна в рудах месторождения установлена по содержанию суммы I–III геологических сортов, а между этими параметрами корреляционная связь очень слабая.

В рыночной системе хозяйствования повысились требования потребителей к качеству продукции, возросла конкуренция между ее производителями. Ввиду быстро меняющегося спроса на сортамент товарного асбеста требуется более точная суточная информация о содержании асбеста и длине волокна с целью повышения оперативности и в работе рудоуправления по обеспечению фабрик рудой необходимого качества. Соответственно, возросла актуальность изучения технологических свойств руды различных природных типов на принципиально новой основе с применением математических методов анализа, современной вычислительной техники, математического моделирования, компьютерных программ.

Следует отметить, что к настоящему времени на фабрике усовершенствована система учета и оценки качества руды, продуктов обогащения с применением новых методов контроля, разработана и действует методика оценки качества руды по конечным продуктам. Благодаря этому установлен баланс асбеста между недрами и фабрикой, повысилась точность расчетов технологических показателей, что позволило выявить новые зависимости количества и сортности товарного асбеста от входных параметров и разработать математическую модель технологического процесса на фабрике № 6, на базе которой создана методика суточного (и с накопленным результатом) анализа ее работы. Кроме того, раскрыта физическая сущность расчетного коэффициента (невязка баланса) и природа содержания асбеста по технологической схеме. В результате на комбинате созданы качественно новые условия для изучения обогатимости руд и разработки геолого-технологической классификации, которая явилась логическим следствием выполненных исследований.

Изучение влияния природных свойств руды Баженовского месторождения на показатели обогащения

впервые осуществляемо в промышленных условиях. Другое методическое отличие заключается в том, что качественные характеристики руд принимались по данным детальной разведки с учетом типа асбестоносности, разновидностей волокон, общего содержания асбеста по бурению I-VI геологических сортов, а длина — по содержанию суммы I-III геологических сортов.

Разработку системы классификации руд осуществляли на основе комплекса геологических, физико-химических и технологических исследований с учетом результатов ранее выполненных геолого-технологических работ.

Геологические и физико-химические исследования проводили с целью выявления структурно-текстурных и минерало-петрографических характеристик руд различной обогатимости, а также обоснования и корректировки данных детальной разведки и путем обследования руд в экскаваторных забоях и в прилегающем пространстве в моменты подачи их на фабрику. Осуществляли подробное описание геолого-структурной наземки отдельных участков залежей, состава асбестоносных пород, интенсивности тектонической проработки и связанных с ними особенностей асбестоносности. При обследовании забоев отбирали образцы всех разновидностей асбестоносных пород и пробы руды для изучения физико-химических и технологических свойства волокна. Результаты исследований учтены при установлении разделительных признаков руд различных типов.

Технологические исследования проведены на основе статистических данных переработки шихты на фабрике путем суточного отслеживания объемов добычи руд в экскаваторных забоях с точной привязкой каждого добычного экскаватора к месту погрузки руды, залежь, блок, тип асбестоносности, разновидность асбеста, качество по результатам детальной разведки. За каждые сутки устанавливали состав шихты по долевого соотношению руд разных типов асбестоносности, геологическому содержанию асбеста, длине волокна.

Показатели обогащения шихты за сутки, сформированной, как правило, из руды в различных долях от 10–15 экскаваторов, принимали по данным фабрики.

Исследования позволили раскрыть сущность *обогаемости асбестовых руд*. Установлено, что физический смысл ее заключается в соотношении выхода товарного асбеста и его содержания в руде (прироста выхода) ($J_{пр}$). Для руд Баженовского месторождения данное соотношение изменяется в пределах от 1,1 до 2,2 и обусловлено извлечением в продукцию коротковолокнистого асбеста, неучитываемого

в исходной руде, и тонкодисперсной фракции ($\sim 0,075$ мм) и зависит прежде всего от степени асбестизации руды, для бедных руд, содержащих до 2–2,2 % общего волокна, соотношение составляет от 1,1 до 1,3 для богатых руд, содержащих более 2–3–4 % — от 1,4 до 1,6.

Установлено, что с приростом выхода товарного асбеста тесно связан основной технологический параметр — расход волокна на выработку 1 т продукции $Q_{вол}$ (рис. 1).

С повышением прироста выхода продукции от 1,1 до 2,2 расход волокна на 1 т продукции снижается с 1 до 0,45 т/см, рис. 1). Как установлено исследованиями, изменение прироста выхода товарного асбеста обусловлено технологическими свойствами руды.

Поиск разделительных признаков для формирования групп руды с различной обогатимостью и определении рационального числа групп, охватывающего все разнообразие технологических типов руд Баженовского месторождения, выполнен на базе суточных геологических параметров руды, поступающей на фабрику, и показателей ее работы. Руду сортировали на группы по различным геологическим признакам вместе с полученными на фабрике показателями обогащения, затем проводили математическую обработку данных с применением корреляционно-регрессионного анализа и математического моделирования. Устанавливали зависимости показателей обогащения от геологической характеристики руды и состава шихты по долевого соотношению природных типов [4].

В результате исследований разделительными признаками категорий обогатимости руд приняты:

- состав вмещающих пород;
- природные типы руд по зонам асбестоносности;
- длина волокна по содержанию I-III геологических сортов;
- степень асбестизации вмещающих пород по содержанию в руде I-VI геологических сортов;
- разновидность волокна по механической прочности.

На основе выделенных геологических разделительных признаков балансовые руды расклассифицированы на четыре группы обогатимости: легко-, хорошо-, средне- и труднообогатимые. Каждая группа обогатимости обладает характерными геологическими параметрами, позволяющими распознавать их визуально в экскаваторных забоях и оконтуривать на планах карьера область их распространения. Убогие руды из запасов скальных пород, также поступающие на фабрику, выделены в отдельную группу.

Геолого-технологическая классификация руд Баженовского месторождения приобрела логическую завершенность и практическую значимость благодаря установлению для каждой категории руд численного значения технологического критерия — расхода волокна на выработку 1 т товарного асбеста.

Удельный расход волокна для каждой группы обогатимости руд определен на базе промышленных результатов работы фабрики. В течение длительного времени по данным геолого-маркшейдерской службы рудника отслеживали положение экскаваторных забоев за сутки. Из журналов оперативного учета работы рудных экскаваторов выписывали следующие данные: залежь, борт, горизонт, блок, тип асбестоносности, разновидность асбеста. По данным детальной разведки принимали содержание в руде I-VI и I-III геологических сортов. Объем руды

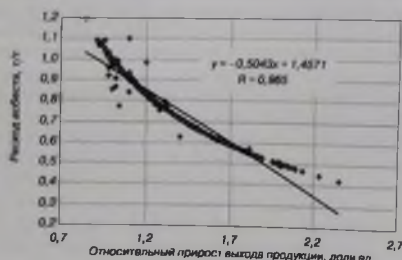


Рис. 1. Зависимость расхода асбеста от прироста выхода продукции на фабрике комбината «Ураласбест» (по суточным данным)

спектрально осциллирует в промышленных условиях. Другое методическое отличие заключалось в том, что качественная характеристика руд принималась по данным детальной разведки с учетом типа асбестовости, разновидности волокна, общего содержания асбеста по сумме I–VI геологических сортов, а длины — по содержанию суммы I–III геологических сортов.

Разработку системы классификации руд осуществляли на основе комплекса геологических, физико-механических и технологических исследований с учетом результатов ранее выполненных геолого-технологических работ. Геологические и физико-химические исследования проводили с целью выявления структурно-текстурных и минералого-петрографических характеристик руд различной обогатимости, а также обоснования и выбора параметров данных детальной разведки: путем обследования руд в экскаваторных забоях и в прилегающей территории в моменты подачи их на фабрику; осуществляли подробное описание геолого-структурной картины отдельных участков залежей, состава асбестоносных пород, интенсивности тектонической проработки и связанных с ними особенностей асбестовости. При обследовании забоев отбирали образцы всех разновидностей асбестоносных пород и пробы руды для изучения физико-химических и технологических свойств волокна. Результаты исследований учтены при установлении разделительных признаков руд различных типов.

Технологические исследования проведены на основе статистических данных переработки шихты на фабрике путем суточного отслеживания объемов добычи руд в экскаваторных забоях с точной привязкой каждого добычного экскаватора к месту погрузки руды: залежь, блок, тип асбестовости, разновидность асбеста, качество по результатам детальной разведки. За каждые сутки устанавливали состав шихты по долевого соотношению руд разных типов асбестовости, геологическому содержанию асбеста, длине волокна.

Показатели обогащения шихты за сутки, сформированной, как правило, из руды в различных долях от 10–15 экскаваторов, принимали по данным фабрики.

Исследования позволили раскрыть сущность *обогатимости асбестовых руд*. Установлено, что физический смысл ее заключается в соотношении выхода товарного асбеста и его содержания в руде (прироста выхода) ($J_{\text{пр}}$). Для руд Баженовского месторождения данное соотношение изменяется в пределах от 1,1 до 2,2 и обусловлено извлечением в продукцию коротковолокнистого асбеста, неучитываемого

в исходной руде, и тонкодисперсной фракции ($\sim 0,075$ мм) и зависит прежде всего от степени асбестизации руды: для бедных руд, содержащих до 2–2,2 % общего волокна, соотношение составляет от 1,1 до 1,3, для богатых руд, содержащих более 2,3–4 % — от 1,4 до 1,6.

Установлено, что с приростом выхода товарного асбеста тесно связан основной технологический параметр — расход волокна на выработку 1 т продукции $Q_{\text{вол}}$ (рис. 1).

С повышением прироста выхода продукта от 1,1 до 2,2 расход волокна на 1 т продукции снижается с 1 до 0,45 т (см. рис. 1). Как установлено исследованиями, изменение прироста выхода товарного асбеста обусловлено технологическими свойствами руды.

Поиск разделительных признаков для формирования групп руды с различной обогатимостью и определение рационального числа групп, охватывающего все разновидности технологических типов руд Баженовского месторождения, выполнен на базе суточных геологических параметров руды, поступающей на фабрику, и показателей ее работы. Руду сортировали на группы по различным геологическим признакам вместе с полученными на фабрике показателями обогащения, затем проводили математическую обработку данных с применением корреляционно-регрессионного анализа и математического моделирования. Устанавливали зависимости показателей обогащения от геологической характеристики руды и состава шихты по долевого соотношению природных типов [4].

В результате исследований разделительными признаками категорий обогатимости руд приняты:

- состав вмещающих пород;
- природные типы руд по зонам асбестовости;
- длина волокна по содержанию I–III геологических сортов;
- степень асбестизации вмещающих пород по содержанию в руде I–VI геологических сортов;
- разновидность волокна по механической прочности.

На основе выделенных геологических разделительных признаков балансовые руды расклассифицированы на четыре группы обогатимости: легко-, хорошо-, средне- и труднообогатимые. Каждая группа обогатимости обладает характерными геологическими параметрами, позволяющими распознавать их визуально в экскаваторных забоях и оконтуривать на планах карьера область их распространения. Убегие руды из запасов скальных пород, также поступающие на фабрику, выделены в отдельную группу.

Геолого-технологическая классификация руд Баженовского месторождения приобрела логическую завершенность и практическую значимость благодаря установлению для каждой категории руд численного значения технологического критерия — расхода волокна на выработку 1 т товарного асбеста.

Удельный расход волокна для каждой группы обогатимости руд определен на базе промышленных результатов работы фабрики. В течение длительного времени по данным геолого-маркшейдерской службы рудника отслеживали положение экскаваторных забоев за сутки. Из журналов оперативного учета работы рудных экскаваторов выписывали следующие данные: залежь, борт, горизонт, блок, тип асбестовости, разновидность асбеста. По данным детальной разведки принимали содержание в руде I–VI и I–III геологических сортов. Объем руды,

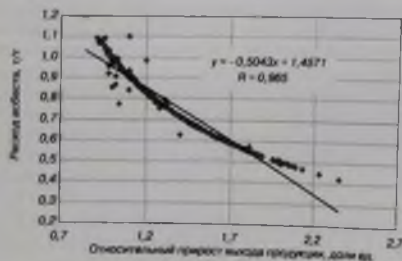


Рис. 1. Зависимость расхода асбеста от прироста выхода продукции на фабрике комбината «Ураласбест» (по суточным данным)

Расход волокна в зависимости от категории обогатимости руды

Группа обогатимости	Категория обогатимости руды	Расход волокна на 1 т продукции, т
I	Легкообогатимая	0,65
II	Хорошообогатимая	0,81
III	Среднеобогатимая	0,95
IV	Труднообогатимая	1,1
Убогая руда из запасов скальных пород	Очень труднообогатимая	2,5

поданной на фабрику из данного забоя, фиксировали по диспетчерскому рапорту. По разделительным признакам руде каждого экскаватора присваивали группу обогатимости. За сутки из фабричного диспетчерского рапорта выписывали технологические показатели, в том числе усредненный расход волокна.

Таким образом, был собран большой статистический материал, содержащий объем и долю руд разной обогатимости в суточной шихте, а также достигнутые показатели переработки, характеризующие ее природные технологические свойства.

Технологический критерий обогатимости — расход волокна для каждой группы руд определяли путем составления и совместного решения на ЭВМ системы уравнений:

$$q_i = (\gamma_{iI} + \gamma_{iII} + \gamma_{iIII} + \gamma_{iIV}) \cdot 0,01, \text{ т/т} \quad (1)$$

где q_i — расход волокна за i -е сутки в результате переработки данной шихты, т/т; $\gamma_{iI}, \gamma_{iII}, \gamma_{iIII}, \gamma_{iIV}$ — доля каждой группы руд в шихте за i -е сутки, %; $q_I, q_{II}, q_{III}, q_{IV}$ — расход волокна для легко-, хорошо-, средне- и труднообогатимых руд соответственно, т/т.

Система уравнений была составлена по данным за сутки в течение года, причем конкретные сутки принимали выборочно с учетом минимальных отклонений содержания асбеста в руде от среднего.

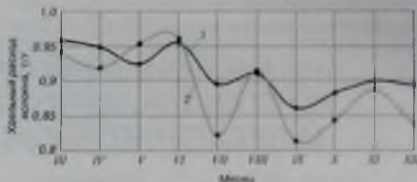
Установленные значения удельного расхода для каждой группы руд ($q_I, q_{II}, q_{III}, q_{IV}$) приведены в таблице.

Расход волокна для убогих руд принят по фактическим данным фабрики № 5 комбината при временной работе одной из ее секций на руде данной группы.

Как следует из данных таблицы, выделенные на месторождении четыре технологических типа руд, а также убогая руда характеризуются различным расходом волокна на выработку 1 т продукции, что подтверждает их разную обогатимость.

Полученные значения расхода волокна по группам проверены в ходе длительного сопоставления расчетных показателей, исходя из соотношения в шихте доли руд различных групп с фактическими по фабрике. Так, фактический расход за 2007 и 2008 гг. составил 0,972 и 0,967 т/т, а расчетный — 0,962 и 0,971 т/т соответственно. На рис. 2 показаны расчетные и фактические расходы по месяцам 2009 г. Близкая схожимость показателей подтверждает достоверность установленных величин и позволяет ввести их в классификацию руд.

Показатели расхода асбеста, дополняющие геологические разделительные признаки типов руд, позволяют использовать классификацию для оценки обогатимости как отдельных типов, так и шихты в целом.



кому (пороговому), либо по так называемому *селективному способу*.

При реализации селективного способа одновременно используются три дополнительных признака разделения: по отношению (ОТН) суммы быстрой компоненты (БК) и медленной компоненты (МК) люминесценции к МК; по постоянной времени затухания люминесценции; по свертке (нормированной автокорреляционной функции — НАКФ) [2].

Особенности разделения сигналов при селективном способе заключаются в следующем:

- при селекции по НАКФ критерием служит значение «Свертка» при определенных заданных значениях параметра «Т свертки» ($T_{св}$); условие обнаружения для конкретного минерала: значение свертки больше заданного значения «Свертка» в момент времени $T_{св}$;

- при селекции по отношению компонент критерием служит, соответственно, значение $ОТН = (БК + МК) / МК$, определение которого осуществляется при использовании селективного способа одновременно с селекцией по свертке; обнаружению соответствует выполнение для рассчитанного значения условия $ОТН_{мин} < ОТН < ОТН_{макс}$;

- при селекции по постоянной времени затухания люминесценции критерием служит скорость затухания сигнала люминесценции, выраженная через параметр экспоненты τ , аппроксимирующей процесс затухания.

Принцип селекции, соответственно, состоит в нахождении экспоненты, максимально приближенной к зарегистрированному затуханию люминесценции, вычислении параметра этой экспоненты и сравнении вычисленного значения с граничными значениями. Условие обнаружения при этом соответствует $t_{мин} < \tau < t_{макс}$.

На основе вышеизложенных способов РЛ-сепарации реализованы различные типы сепараторов, эксплуатируемые на обогащательных фабриках и драгах АК «АЛРОСА». Значительную часть из них составляют сепараторы производства НПП «Буревестник» (Санкт-Петербург): для первичного обогащения материала — ЛС-20-05Н(2Н), ЛС-20-04-3Н, ЛС-50-05; для доводки алмазосодержащих продуктов — ЛС-ОД-50-03Н, ЛС-Д-4-03Н, ЛС-Д-4-04Н, ЛС-ОД-4-04Н, ЛС-ОД-6 [3].

Вследствие этого с целью определения оптимальных значений дополнительных признаков разделения исследованы характеристики рентгенолюминесценции технологических коллекций алмазов из трубок «Интернациональная», «Юбилейная», «Удачная», в которые вошли алмазы крупностью $-6+3$ мм, извлеченные в пределах рентгенолюминесцентной и липкостной сепарации. Исследования минералов с учетом селективных признаков разделения проводили с помощью программы сбора данных, разработанной НПП «Буревестник». Программа функционирует на внешнем компьютере, связанном с АЦБР через дополнительный порт RS232. Используя достаточно большую вычислительную мощность компьютера АЦБР на фоне обработки сигналов люминесценции по заданным значениям критериев, во внешний компьютер передаются образы, по которым

Таблица 1. Количественный состав проб и коллекций алмазов

Горно-обогатительный комбинат	Число алмазов, ед.	
	в пробе	в коллекции
Удачинский	2207	294
Мирнинский	1358	300
Айхальский	1786	300

Таблица 2. Результаты прямого опробования РЛС

Тип сепаратора	Уровень разделения, Вт/ср (P/C) ⁻¹	Сокращение материала, раз	Селективность, отсека/алмаз	Извлечение алмазов, %
ЛС-20-05Н	$3 \cdot 10^{-11} / 1,5 \cdot 10^{-11}$	61/87	2/1,4	96/98
ЛС-ОД-50-03Н	$5 \cdot 10^{-12} / 2,5 \cdot 10^{-12}$	10/20	24/5	96/98
ЛС-Д-4-03Н	$1,5 \cdot 10^{-12} / 5 \cdot 10^{-13}$	84/336	11/2,5	97/99
ЛС-Д-4-04Н	$2 \cdot 10^{-12} / 1 \cdot 10^{-12}$	215/320	1,16/1	98/99

Примечание. В числителе — пороговый режим работы, в знаменателе — селективный
 * Число отклонений порций материала в концентратный отсек сепаратора от заданной траектории потока руды посредством воздействия воздушной струи.

формируется база данных по всем минералам, интенсивность люминесценции которых превышает амплитудный порог [4]. Отбор алмазов в коллекции осуществляли из подготовленных проб как по внешним признакам (форма, цвет и т. д.), так и по люминесцентным свойствам (по амплитуде МК, постоянной времени затухания люминесценции).

В табл. 1 приведены данные по составу предоставленных проб и отобранных коллекций.

В результате анализа данных, полученных при измерении селективных характеристик рентгенолюминесценции алмазов и сопутствующих минералов на Удачинском, Мирнинском и Айхальском горно-обогатительных комбинатах, выбраны оптимальные значения критериев разделения для АЦБР, при которых достигается максимально возможное извлечение алмазов и минимальный выход в концентрат сопутствующих минералов.

С целью подтверждения объективности выбранных параметров на обогащательных фабриках проведены технологические испытания сепараторов с вводом в питание коллекций алмазов, соответствующих месторождений. Результаты прямого опробования в пороговом и селективном режимах работы сепараторов представлены в табл. 2.

Полученные результаты промышленных испытаний РЛС подтвердили правильность установленных параметров для сепараторов, работающих в селективном режиме. Применение трех дополнительных признаков разделения: нормированной корреляционной функции, отношения суммы БК и МК к МК, постоянной времени затухания сигнала люминесценции позволяет на 2 % увеличить извлечение алмазов за счет снижения уровня разделения (повышения реальной чувствительности сепаратора), при этом селективность и сокращение материала превышает аналогичные показатели при работе сепараторов в пороговом режиме.

Выбор той или иной конструкции (конструктивных элементов) диктуется требованием заказчика, устанавливаемого минимально допустимые значения извлечения, производительности, сокращения и надежности. Первые

три показателя имеют тесную взаимосвязь не только между собой, например, при сортировке руд на их значение влияют и качество рудодобывочных и содержащих полезного продукта в руде, и модуль классификационного материала. В стремлении получить высокие количественно и технологические характеристики конструкторы ищут пути обеспечения равномерной подачи материала в зону обнаружения, селективности систем опознавания желаемого продукта, увеличения быстродействия исполнительного механизма, а также эффективности эксплуатации РЛС в условиях пониженных температур.

Так, в декабре 2003 г. смонтирована и введена в опытно-эксплуатационную установку «сухого» обогащения (УСО) забалансовых руд трубки «Сытканская», которая обеспечивает процесс обогащения руды без ее растепления. В 2008 г. были смонтированы и эксплуатируются 12 сепараторов РЛС-30П-01, разработанных трестом «Алмазавтоматика», обрабатывающих материал крупностью -30-10, -10+5 и -5+1,6 мм, работающий с паспортной пропускной способностью до 35, 25 и 10 т/ч соответственно. Эти сепараторы специально предназначены для работы в условиях пониженных температур (до -60 °С) и обеспечивают степень сокращения для забалансовых руд в сотни раз.

Современной реализацией технологической схемы передела РЛ-сепарации является контрольно-резервная схема (рис. 2) доводки гравитационных концентраторов с применением двухстадиальных сепараторов ЛС-Д-4-03Н (рис. 3).

Совершенствуя конструкцию сепараторов, НПП «Буревестник» предлагает разработку по локализации зоны регистрации и отсеки. В феврале 2006 г. на ОФ № 3 в цехе обогащения были проведены испытания

сепаратора ЛС-20-05-2М в который были вмонтированы АСБР и новый доработанный рентгенооптический блок. Оптические каналы в виде длиннофокусных объективов (вместо световодов), установленные в фотометрическом блоке обеспечивают локализацию зоны наблюдения каждого ФПУ до одной четверти ширины лотка сепаратора с перекрытием не более 10 мм. Использование локализации регистрации позволило увеличить реальную чувствительность сепаратора за счет повышения точности расчета значений характеристик люминесценции минералов. В сепараторах в качестве исполнительного механизма при сортировке применены пневмоотсекатели. Их составными элементами являются пневмоклапан и сопло, формирующее воздушный поток, который направляет полезный продукт в концентратный отсек. Сопло отсекавателя обеспечивает четыре независимых канала отсеки, что может привести к уменьшению выхода концентрата на отсеку в 2-3 раза.

В применяемых для процесса обогащения сепараторах ЛС-20-05-2Н облучение материала и регистрация сигналов люминесценции осуществляются с двух сторон, что позволило повысить производительность по классу крупности -50+20 мм до 100 т/ч, при этом показатели сепаратора по чувствительности и извлечению алмазов остались на высоком уровне.

Применение системы регистрации на основе канальных ФЭУ дало возможность повысить чувствительность сепаратора ЛС-0Д-4-04Н на 50 %, извлечение по основной операции — на 5 %.

Применение универсального высоковольтного источника питания (ВИП) рентгеновской трубки (РТ) в 2007 г. способствовало увеличению чувствительности сепаратора ЛС-0Д-6 на 40-50 %, уменьшению помех в спектре сигналов регистрации, что позволило существенно улучшить качество работы сепараторов в селективном режиме. Повышена надежность узлов ВИП РТ по сравнению со штатным вариантом ВИП, улучшена помехозащищенность цепей управления ВИП.

В 2008 г. прошел успешные испытания портативный сепаратор «Полюс-М» производства НПП «Буревестник», предназначенный для обработки поисковых и эксплуатационно-разведочных проб сухого алмазосодержащего материала крупностью от 0,5 до 6 мм. Он показал высокую чувствительность, извлечение и достаточную производительность (до 100 кг/ч) при небольших габаритах и массе. В связи с этим сепаратор «Полюс-М» может найти применение в геологических партиях и экспедициях, в ОТК обогащательных фабрик, на драгах и малых объектах алмазодобычи, в научно-исследовательских лабораториях.

В заключение отметим, что все достигнутое за последние четверть века позволило поднять извлечение алмазов с -80 до 96-98 %, производительность сепараторов до 100 т/ч, увеличить селективность в разы, при этом надежность сепараторов возросла на порядок. Однако РЛ-сепарация имеет методические потери (2-4 %), обусловленные тем обстоятельством, что часть алмазов обладает нехарактерной кинетикой свечения. Эти алмазы могут быть извлечены РЛС только при значительном снижении показателей обогащения. В связи с этим исследуются альтернативные способы обнаружения алмазов в потоке руды, такие, как фотометрическая сепарация, в

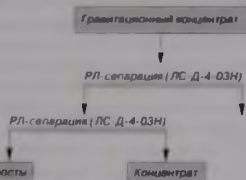


Рис. 2. Контрольно-резервная схема




Рис. 3. Двухстадиальный сепаратор ЛС-Д-4-03Н

частности, основанная на комбинационном рассеивании света, электрометрическая, оптическая сепарация, рентгеновская абсорбция. Необходимыми задачами являются статистический мониторинг характеристик рентгенолюминесценции алмазов и сопутствующих люминесцирующих минералов из эксплуатируемых месторождений, технологические исследования и паспортизация уже созданных и создаваемых РЛ-сепараторов с учетом специфики руды, модуля классификации, производительности, технологического процесса в целом на определенном объекте. Таким образом, речь идет об исследованиях технологических возможностей сепараторов в различных условиях. Полученные данные должны позволить более гибко строить технологические схемы, точнее прогнозировать результаты обогащения, выдвигать необходимые требования к рудоподготовке. Одновременно могут формироваться хорошо мотивированные технологические требования к создателям аппаратуры.

Библиографический список

1. *Мионов В. П., Тирмяев А. Ф.* Причины извлечения цирконов в концентрат рентгенолюминесцентной сепарации алмазов // *Матер. V Конгресса обогатителей стран СНГ.* — Том 1. — М.: Альтекс, 2005.
2. *Владимиров Е. Н., Казаков Л. В., Пахомов М. О.* и др. Способ разделения минералов по их люминесцентным

свойствам и способ определения порога разделения Патент РФ 2271254

3. <http://www.bourevestnik.spb.ru/catalog/separator/separator.html>
4. *Владимиров Е. Н., Каликин А. Г., Колосова Н. П.* Анализ цифровых методик обнаружения алмазов и сопутствующих люминесцирующих минералов // *Горный журнал.* — 2009. — № 5. 

*Макалин Игорь Александрович.
e-mail: makalin2004@rambler.ru
Иванов Андрей Витальевич
e-mail: andrefan2002@mail.ru*

INTESIFICATION OF THE PROCESS OF X-RAY LUMINESCENT SEPARATION AT THE ENTERPRISES OF AC "ALROSA"

I. A. Makalin, A. V. Ivanov

Stages of improvement and development of the process of X-ray luminescent separation at the enterprises of AC "ALROSA" have been shown. The main directions of development of the technology of diamond-bearing ore processing in the process stage of X-ray luminescent separation have been presented.

Key words: X ray luminescence, separator, diamond, beneficiation, extraction, dividing level.

УДК 622.794.2

П. Н. ДУТЧЕНКО

ПРАКТИКА ПРИМЕНЕНИЯ ГРУППОВОЙ КОМПОНОВКИ ВАКУУМ-ФИЛЬТРОВ В ОТДЕЛЕНИЯХ ВАКУУМНОГО ФИЛЬТРОВАНИЯ



П. Н. ДУТЧЕНКО
канд. техн. наук

Рассмотрены вопросы повышения эффективности процесса вакуумного фильтрования путем оптимизации взаиморасположения оборудования вакуум-фильтровальных установок, способа удаления фильтрата и рециверов, автоматизации операций фильтрации.

Ключевые слова: вакуумное фильтрование, степень разрежения, рецивер, центрифужные насосы, автоматизация.

Вакуумное фильтрование (ВФ) находит широкое применение в различных отраслях промышленности и в значительной мере определяет технико-экономические показатели производства в целом. До настоящего времени эта трудоемкая в обслуживании и важная технологическая операция не автоматизирована. К сожалению,

и в ряде учебников для высшей школы операция ВФ преподносится как вспомогательная, что, в свою очередь, снижает уровень подготовки по ряду важных учебных дисциплин (автоматизация, гидравлика, аэрогидродинамика и др.). Анализ проектных отечественных и зарубежных решений по взаиморасположению оборудования отде-

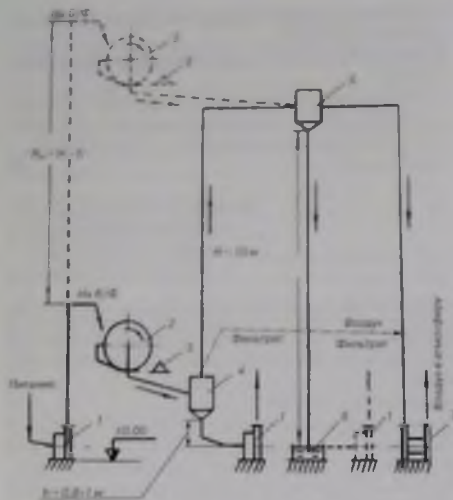


Рис. 1. Совмещенный вариант взаиморасположения оборудования ВФ-установки [1]; удаление фильтра из ресивера центробежным насосом (по линии основного контура и по барометрической трубе — показано пунктиром):

- 1 — центробежный насос; 2 — вакуум-фильтр;
- 3 — конвейер с обезвоженным концентратом;
- 4 — ресивер; 5 — ловушка; 6 — гидрозатвор ловушки;
- 7 — вакуум-насос

лений ВФ подтверждает ошибочность высказываний о вспомогательной роли операции ВФ. Эффективность операции ВФ зависит от ряда факторов: крупности фильтруемых материалов, типа применяемых фильтротканей и вакуум-фильтров, величины разрежения, создаваемого вакуум-насосами, и т. д. И хотя проблемы, связанные с улучшением качества фильтротканей и конструктивных параметров вакуум-фильтров, еще далеки от оптимального решения и продолжают совершенствоваться, самой актуальной задачей остается проблема обеспечения устойчивой работы оборудования отделений ВФ на предельных разрежениях, создаваемых вакуум-насосами. Именно величина вакуума является самым важным фактором, обеспечивающим интенсификацию процесса ВФ, а следовательно, и снижение влажности тонкоизмельченных материалов, что способствует также значительному уменьшению расхода энергоносителей на последующую сушку обезвоженных материалов с целью выдачи концентратов с заданным содержанием в них влаги. Однако эффективность достижения оптимальной величины вакуума, в свою очередь, определяется взаиморасположением оборудования вакуум-фильтровальных установок в зависимости от способа удаления фильтра из ресиверов (сосудов, работающих под разрежением). Именно от способа удаления фильтра из ресиверов зависит размер капиталовложений на строительство собственно отделений, энергозатраты на вертикальную подачу пульпы центробежными насосами на вакуум-фильтры, трудо-

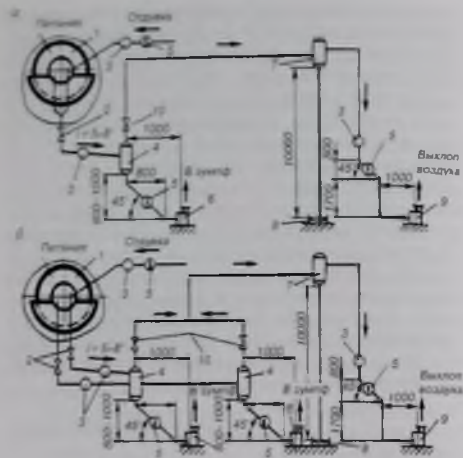


Рис. 2. Схемы взаиморасположения оборудования отделений вакуумной фильтрации [1] (а — зоны фильтрации и сушки объединены; б — зоны фильтрации и сушки разделены):

- 1 — вакуум-фильтр; 2 — диафрагменная задвижка;
- 3 — коллектор; 4 — вакуум-ресивер; 5 — клапан обратный поворотный фляцевый; 6 — центробежный (фильтратный) насос; 7 — ловушка; 8 — гидрозатвор ловушки; 9 — вакуум-насос; 10 — задвижка с электроприводом. Примечание: число вакуум-фильтров, подсоединяемых к вакуум-ресиверам (от двух и более) выбирают, исходя из требований технологического процесса, вакуум-насосы размещаются в отдельном помещении

затраты на оборудование технологическим и ремонтным персоналом оборудования вакуум-фильтровальных установок (рис. 1). Следует подчеркнуть, что способ удаления фильтра из ресиверов определяет и тип применяемых вакуум-насосов. Известно, что свыше 85 % всей электроэнергии, затрачиваемой на операцию ВФ, приходится именно на вакуум-насосы. Таким образом, можно утверждать, что оптимизация взаиморасположения оборудования вакуум-фильтровальных установок по способу удаления фильтра из ресиверов является основой совершенствования проектных решений отделений ВФ на действующих, реконструируемых и вновь проектируемых производствах. В связи с этим актуальной является и проблема автоматизации операции ВФ.

Однако именно в России впервые была успешно решена проблема откачки фильтра из вакуум-ресиверов автоматизированными центробежными насосами сначала на обогатительной фабрике ЮГОКа (Украина), а затем на обогатительной и окомковательной фабриках Михайловского ГОКа. На рис. 2 показаны схемы взаиморасположения оборудования вакуум-фильтровальных установок с объединенными и разделенными зонами фильтрации. На рис. 3 показана схема установки блока «вакуум-ресивер — автоматизированные центробежные насосы», когда к вакуум-ресиверу подсоединены

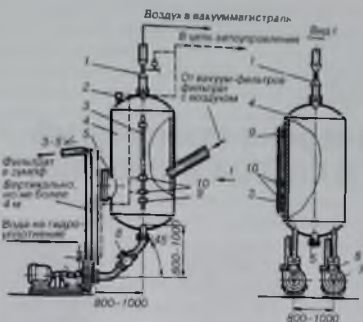


Рис. 3. Схема установки ресивера и центробежных насосов, откачивающих фильтрат из вакуум-ресивера:

1 — задвижка с электроприводом; 2 — электроконтактный вакуумметр; 3 — трубка стеклянная, водомерная; 4 — ресивер; 5 — смотровой люк вакуум-ресивера; 6 — вентиль сильфонный электромагнитный; 7 — центробежный насос типа ГРК, ГРТ; 8 — клапан обратный поворотный фланцевый; 9 — крепления стеклянной водомерной трубки; 10 — емкостные датчики электронного сигнализатора уровня фильтрата ЭСУ-2М

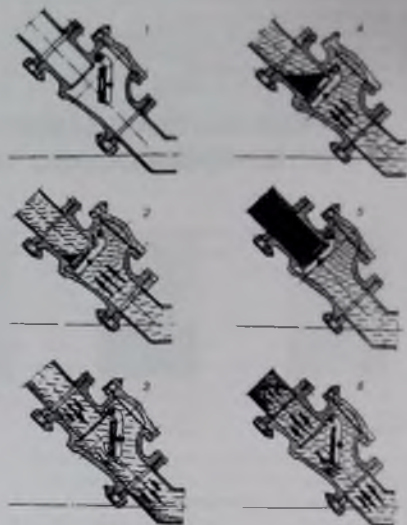


Рис. 4. Принцип работы обратных поворотных фланцевых клапанов на участках труб «ресивер — фильтратные насосы»:

1 — фильтрата в ресивере нет; 2 — под действием разрежения сердечники клапанов закрыты, фильтрат поступает в ресивер, начало осаждения минеральных зерен на участке «сердечник клапана — ресивер»; 3 — откачка фильтрата из ресивера основным фильтратным насосом; 4-6, 2 — продолжение процесса осаждения, полной подпрессовки минеральными зернами и автоматического самопромыва участка трубы резервного фильтратного насоса соответственно

несколько вакуум-фильтров. На рис. 4 показан принцип работы обратных поворотных клапанов на участке «вакуум-ресивер — центробежные насосы».

Применение отечественного достижения [1] позволяет в значительной мере улучшить условия труда рабочих, обслуживающих оборудование отделений ВФ, снизить затраты электроэнергии на операцию ВФ, применяя поршневые вакуум-насосы ВН-120-М (завод «Пензкомпрессормаш», Россия) вместо водокольцевых вакуум-насосов. О причинах и последствиях отказа от применения поршневых вакуум-насосов и перехода к широкому применению водокольцевых вакуум-насосов в отечественной и зарубежной практике наиболее полно изложено в ряде публикаций [2-4]. Применение отечественного достижения с использованием откачки фильтрата из вакуум-ресиверов автоматизированными центробежными насосами рекомендуется для действующих, реконструируемых и вновь проектируемых отделений ВФ различных промышленных производств.

барометрическим трубам в отечественной и зарубежной практике // Обогащение руд. — 2002. — № 4. □

Дутченко Петр Николаевич,
тел.: (812) 591-07-65

Библиографический список

1. Дутченко П. Н. Установка автоматического управления фильтратными насосами. А. с. СССР № 171265. 1965 г.
2. Дутченко П. Н. Зарубежная практика применения водокольцевых вакуум-насосов // Обогащение руд. — 1999. — № 1-2.
3. Дутченко П. Н. О способе удаления фильтрата из вакуум-ресиверов по барометрическим трубам и последствиях его применения // Обогащение руд. — 2000. — № 2.
4. Дутченко П. Н. О причинах и последствиях применения способа удаления фильтрата из вакуум-ресиверов по

PRACTICE OF USAGE OF GROUP COMPOSITION OF VACUUM FILTERS IN DEPARTMENTS OF VACUUM FILTERING
P. N. Dutchenko

The questions about increasing of efficiency of the process of vacuum filtering by the way of optimization on configuration of equipment of vacuum-filtering machines, the method of filtrate removing from receivers, automatization of filtering operations have been considered.

Key words: vacuum filtering, exhaustion degree, receivers, centrifugal pumps, automation.

УДК 544.55-622.7

Л. А. БОРИСОВ (ФГУП «Центртрансэл») /
 Н. П. КОЗЛОВ (НИИ ЭМ ИГТУ им. Н. Э. Баумана) /
 А. Ю. КУЛАГИН (ИГТУ им. Н. Э. Баумана) /
 М. М. СЕРЫХ (ФГУП «Центртрансэл») /
 А. С. СКРЯБИН (ИГТУ им. Н. Э. Баумана)

РАЗРАБОТКА ПЛАЗМОХИМИЧЕСКИХ ТЕХНОЛОГИЙ ПОЛУЧЕНИЯ ОСОБО ЧИСТОГО КВАРЦА И КРЕМНИЯ



Л. А. БОРИСОВ
 зам генерального
 директора – главный
 инженер



Н. П. КОЗЛОВ
 зам. отделом,
 д-р техн. наук



А. Ю. КУЛАГИН,
 аспирант



М. М. СЕРЫХ
 генеральный директор,
 канд. техн. наук



А. С. СКРЯБИН,
 аспирант

Введение

Минерально-сырьевая база кварца России служит источником получения кварцевых концентратов, предназначенных для производства специальных технических кварцевых стекол оптического стекла, синтеза искусственных кристаллов кварца, для нужд солнечной энергетики. Существующие технологии [1, 2] обогащения природного кварца и получения поликристаллического кремния многоступенчаты, дороги и, главное, не всегда обеспечивают получения конечных продуктов, удовлетворяющих требованиям потребителей. В связи с этим существует необходимость разработки новых технологий переработки кварцевого сырья с целью получения особо чистого кварца (ОЧК) и кремния. Одним из перспективных направлений их реализации может стать применение плазмохимических (ПХ) методов.

Разработка технологии получения особо чистого кварца с завершающим плазмохимическим обогащением

Предлагаемая технология глубокого обогащения природного кварца включает этапы предварительного и глубокого обогащения и доводки. В состав технологического этапа предварительного обогащения входят: дробление исходного кварцевого сырья, грохочение, фотометрическая и рентгенолюминесцентная сепарация. Технологический этап глубокого обогащения включает измельчение концентрата, прошедшего этап предварительного обогащения, рассеивание, электромагнитную сепарацию и гравитационное обогащение. Первые два этапа осуществляются на основе хорошо отработанных физико-химических методов и позволяют получить предварительный обогащенный концентрат кварца (крупку) крупностью $-0,4+0,1$ мм, содержащий 20–100 кг/т примесей.

Проведено экспериментально-теоретическое обоснование новых плазмохимических технологий получения особо чистого кварца и поликристаллического кремния. В оптимальном режиме общий коэффициент снижения содержания примесей равен значению $\sim 2-4$, а индивидуальные коэффициенты по Na, Fe, Ca и K достигают величин 5–10 и более с получением особо чистого кварца. Разработана лабораторная установка для исследования эффективности плазмохимического метода получения поликристаллического кремния. Проведены предварительные эксперименты по плазмохимическому восстановлению кремния из кварца. Чистота полученного кремния составила 99,2–99,8%.

Ключевые слова: плазмохимия, плазмохимический метод, технология, обогащение, генераторы плазмы, особо чистый кварц, поликристаллический кремний.

На заключительном этапе технологического процесса с целью снижения концентрации примесей до значений менее 20 г/т предлагается применять ПХ-метод обогащения [3]. Он основан на нагреве тонкодисперсных кварцевых частиц в стационарной плазменной струе, генерируемой электродуговым или индукционным плазмотроном. При динамической (время пребывания частиц в потоке $\sim 10^{-2}$ с) нагреве частиц до температуры 500–1500 К в высокотемпературной плазменной струе в результате воздействия различных физико-химических процессов (плазмохимической десорбции, термобарического разрушения частиц, испарения легколавожных примесей, интенсификации диффузионных процессов и др.) происходит удаление из кварца минеральных и элементных примесей (включая и частичное удаление из решетки структурных примесей) и газожидкостных включений.

Основными блоками оборудования, с помощью которых реализуется доочный этап ПХ-обогащения, являются:

- плазмотронный блок, состоящий из одного или нескольких стационарных плазмотронов с системой электропитания и управления;

- блок подачи газа: плазмообразующего — в плазмотроны и транспортирующего — в систему дозирования и ввода кварцевой крупки в плазменные струи.

Кварцевая крупка, проходя плазмохимическую обработку в сформированном газоплазменном дисперсном потоке, этим же потоком транспортируется в емкость аппарата химического травления. В результате после стандартных технологических операций промывки, обезжелезивания и сушки получается окончательный продукт — концентрат ОЧК.

В данной статье приведены результаты лабораторно-технологического исследования ПХ-метода обогащения, выполненные на экспериментальных установках, собранных по схеме, представленной на рис. 1.

В экспериментах применяли плазменные установки двух типов:

серийно выпускаемую технологическую плазменную установку «Зульцер-Метко» со стандартным электродуговым плазмотроном постоянного тока Plasma Technics F4 с самоустанавливающейся длиной дуги; внутренний диаметр выходного сопла плазматрона 6 мм.

плазменную установку «Кварц-Ф» с электродуговым плазмотроном постоянного тока со стабилизацией разряда уступом, с вольфрамовым катодом диаметром 8 мм и внутренним диаметром выходного сопла плазматрона (анода) 16 мм.

Максимальная потребляемая электрическая мощность плазменной установки «Зульцер-Метко» составляет 30 кВт (при напряжении 35–37 В и токе разряда 130–750 А), а установки «Кварц-Ф» — 20 кВт (при напряжении 40–50 В и токе разряда 140–350 А). Массовый расход плазмообразующего газа $G_{пл}$, в обеих установках составляет 1,2–1,6 г/с. Подача обрабатываемой кварцевой крупки в плазменную струю осуществляется через инжектор непосредственно за срезом сопла плазматрона в направлении, перпендикулярном оси струи. Расход обрабатываемой крупки для установок «Кварц-Ф» и «Зульцер-Метко» варьировали в пределах 0,1–1 г/с. Расстояние h между выходным соплом плазматрона и поверхностью воды в эксикаторе составляло 250–400 мм.

ПХ-обогащению подвергали кварцевую крупку (предконцентрат) крупностью – 0,4+0,1 мм, полученную при обогащении гранулированного кварца различных мес-

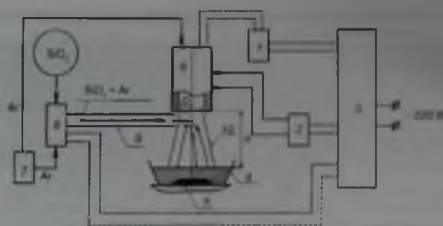


Рис. 1. Схема плазмохимической установки для обогащения природного кварца:

- 1 — система электропитания плазматрона;
- 2 — система водяного охлаждения;
- 3 — система контроля и управления;
- 4 — эксикатор с дистиллированной водой;
- 5 — обработанные частицы кварца;
- 6 — система дозирования кварцевой крупки;
- 7 — система подачи плазмообразующего и транспортирующего инертного газа;
- 8 — электродуговой плазматрон;
- 9 — инжектор подачи кварцевой крупки в плазменную струю;
- 10 — плазменная струя

торождений. Концентрацию примесей в предконцентрате $C_{до}$ определяли методом ИСР-спектроскопии. Состав проб по основным (лимитируемым) примесям приведен в табл. 1 и 2.

Методика лабораторных исследований заключалась в следующем. ПХ-переработке подвергали порции по 200–250 г материала при фиксированных значениях массовых расходов плазмообразующего и транспортирующего газа и заданной электрической мощности плазматрона $P_{эл}$, котому варьировали в диапазоне (0,1–1) $P_{эл, макс}$ путем изменения тока разряда. Продукты переработки после сушки подвергали ИСР-анализу, по результатам которого рассчитывали частные (по каждому i -му примесному элементу) $K_i = C_{до}/C_{пн}$ и общие коэффициенты изменения их содержания $\sum K_i / \sum C_{до}$.

Как установлено, эффективность ПХ-обогащения существенно зависит от типа природного кварца, суммарной концентрации примесей, их состава и удельного расхода энергии $P_{уд} = \eta P_{эл} / G_{пл}$, где η — КПД плазматрона. Экспериментально установлено, что общий коэффициент K_{Σ} достигает максимального значения при $P_{уд} = 3 \div 6$ МДж/кг.

На плазменной установке «Зульцер-Метко» проведено обогащение кварцевых предконцентратов восьми мес-

Таблица 1. Результаты ПХ-обогащения проб предконцентратов кварца различных месторождений на установке «Зульцер-Метко»

Тип кварца	Показатель	Элементы-примеси										
		Cl	Mg	Al	K	Ca	Mn	Ti	Fe	Cu	Na	Σ
Гранулированный	$C_{до}$	0,2–1,3	0,23–69,19	11,01–122,3	0,79–16,72	0,92–12,3	0,01–5,09	0,66–4,93	0,43–108,7	0,01–0,01	0,43–20,8	12,90–339,54
	$C_{пн}$	0,09–1,0	0,02–52,64	8,8–66,24	0,34–9,23	0,13–6,28	0,01–2,0	0,66–4,9	0,15–75,06	0,01–0,01	0,34–4,08	10,59–210,3
	K	1,07–2,82	1,31–85,5	1,23–4,22	1,26–26,54	1,96–3,77	1,0–2,0	1,00–1,88	1,45–8,17	1	1,26–5,75	1,19–4,19
Прозрачный жильный	$C_{до}$	0,05–0,2	0,69–0,83	11,04–18,18	2,38–7,37	0,01–1,65	0,01–0,03	0,65–0,69	0,7–13,59	0,01–0,01	2,15–4,62	26,81–38,08
	$C_{пн}$	0,01–0,06	0,23–0,27	7,74–11,43	0,67–0,97	0,01–0,33	0,01–0,02	0,58–0,65	0,35–0,45	0,01–0,01	0,38–0,69	10,43–14,86
	K	3,33–5,0	2,56–3,61	1,43–1,59	2,45–11,0	1,0–5,0	1,0–1,5	1,0–1,19	2,0–30,2	1	3,12–12,2	2,56–2,57

$C_{до}$, $C_{пн}$ — содержание (г/т) примесей в предконцентрате до и после ПХ-обработки соответственно. K_i — коэффициент изменения содержания примесей

Таблица 2. Результаты ПХ-обогащения различных проб кварца на установке «Кварц-Ф»

Показатель	Элементы-примеси								
	Li	Mg	Al	K	Ca	Mn	Ti	Fe	Na
$\Sigma C_{\text{ю}}$	Суммарное содержания примесей по отдельным пробам составляет от 51,35 до 178,4 г/т								
ΣK_{max}	1,1-1,7	1,0-2,16	1,0-2,05	1,5-2,73	1,0-4,22	1,3-3,31	1,48-6,64	1,81-13,0	2,11-7,64

торождений и проявлений гранулированного и двух месторождений прозрачного жильного кварца (см. табл. 1)

На плазменной установке «Кварц-Ф» проведены обогащения предконцентратов шести месторождений и проявлений (см. табл. 2).

Основным результатом проведенных лабораторных исследований является доказательство снижения содержания примесей элементов ($K_c = 1,1-4,2$) практически для всех переработанных кварцевых концентратов. При этом для относительно «грязных» ($\Sigma C_{\text{ю}} = 140-340$ г/т) исходных концентратов кварца максимальные значения K_c оставляют $\approx 1,2-3,1$. Вместе с тем суммарная кон-

центрация примесей в обработанной кварцевой крупке превышает граничное значение 20 г/т, что позволяет сделать предварительный вывод, что получение ОЧК в рамках заключительного одноступенчатого ПХ-обогащения таких предконцентратов не возможно.

Максимальные значения K_c при ПХ-обогащении предконцентратов, содержащих менее 100 г/т примесей состав-

ляют $K_c \approx 1,2-4,2$. Получаемые концентраты характеризуются уже относительно низкой суммарной концентрацией примесей. Таким образом, оптимальный диапазон концентраций примесей в исходном сырье, поступающем на ПХ-обогащение, должен составлять 40-70 г/т. Именно из таких предконцентратов был получен ОЧК (суммарная концентрация примесей на уровне 20 г/т и ниже), соответствующий базовому сорту кварцевых концентратов ЮТА-стандарт фирмы Unimip. При этом с максимальной эффективностью плазмохимическим методом удаляются Na, Fe, Ca и K (их средние значения K_c достигают $\approx 3,6$ и выше). С высокой эффективностью ($K_c = 2-3$) удаляются Mn и Mg. Коэффициенты K_c для Al, Li и Ti находятся в диапазоне значений $\approx 1,2-2$. Следует, однако, отметить, что ПХ-метод может обеспечить эффективное обогащение. Так, в некоторых пробах, несмотря на общий снижение содержания примесей, их суммарные значения превышают 20 г/т.

В заключение отметим основные особенности поведения медьсодержащих примесей. При ПХ-переработке кварцевого концентрата в электродуговых плазматронах, в которых медь является основным конструкционным материалом элементов электродного узла, подвергаемого процессу эрозии, в плазменном потоке всегда присутствуют пары меди, что может загрязнять обогащаемый концентрат. С целью уменьшения содержания меди при последующих исследованиях предполагается применить графитовые электроды или перейти на применение безэлектродных индукционных плазматронов.

Разработка технологии получения поликристаллического кремния плазмохимическим методом

Одним из перспективных является метод получения поликристаллического кремния (ПК), основанный на прямом плазмохимическом восстановлении кремния из чистого кварца. Метод заключается в том, что на первой фазе в высокотемпературной (8000-13000 К) плазме инертного газа достигается испарение и диссоциация на атомы частиц кварца и молекул водородного элемента-восстановителя (ЭВ). Далее, в фазе быстрого охлаждения полученной газофазной атомарной смеси до температур ~ 2000 К, происходит эффективное протекание комплекса неравновесных химических реакций связи свободного кислорода, получающегося в результате распада молекулы SiO_2 , с водородом, исключив протекание реакций окисления кремния до SiO и SiO_2 . В последней фазе осуществляется конденсация полученных паров Si с образованием поликристаллического кремния.

Разработана и создана лабораторная установка «Кремний-1» для исследования эффективности получения

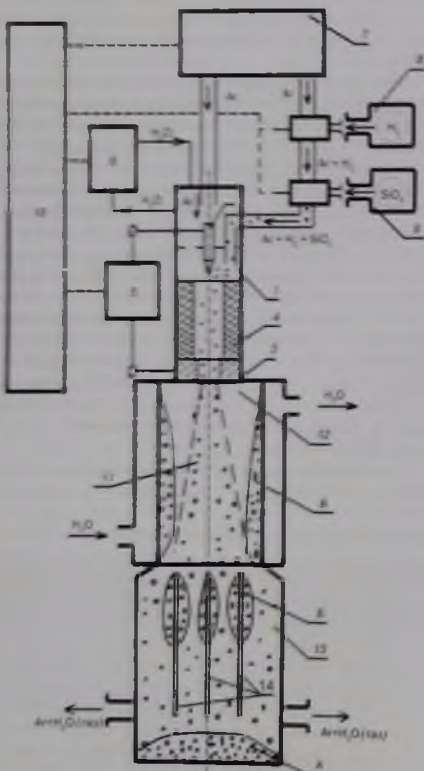


Рис. 2. Блок-схема установки плазмохимического восстановления кремния

поликристаллического кремния ПХ-методом, блок-схема которой представлена на рис. 2. Установка включает электродуговой плазмотрон 1 со стабилизацией электрического разряда между катодом 2 и анодом 3 с помощью межэлектродной вставки 4. Ее применение позволяет увеличить мощность разряда за счет увеличения его напряжения. Для электрического питания разряда и его поджига служит система электропитания 5. Обеспечение необходимого температурного режима плазмотрона осуществляется с помощью системы водяного охлаждения 6. Поступление в установку требуемого количества плазмообразующего и транспортирующего газа (аргона), элемента-восстановителя (водорода) и мелкодисперсного кварцевого концентрата регулируется с помощью систем подачи и дозировки соответствующих химических веществ (7–9). Управление параметрами технологического процесса получения кремния выполняется с помощью системы контроля и управления 10. При соответствующих параметрах плазменного потока и частиц SiO₂ в сформированном плазменно-дисперсном потоке 11 происходит его гомогенизация с образованием газофазного потока (его компонентами являются атомы плазмообразующего газа Ar и атомы Si, O, H), поступающего в плазмохимический реактор 12. Он представляет собой водоохлаждаемый цилиндрический канал, в котором протекают неравновесные химические реакции связи свободного кислорода с водородом. На выходе из реактора формируется поток плазмообразующего газа (с температурой ~2000 К), содержащий пары кремния и продукты химических реакций (H₂O, SiH и др.). Далее этот поток поступает в высокотемпературный реактор-конденсатор 13. Для исследования возможного осаждения пленок поликристаллического кремния в высокотемпературной зоне реактора-конденсатора в нем установлен ряд конденсационных пластин 14 из нержавеющей стали. Газообразные продукты переработки выводятся из установки вместе с плазмообразующим газом.

В исследованиях использован специально разработанный стационарный электродуговой водоохлаждаемый плазмотрон (максимальная электрическая мощность 3,3 кВт) с подачей кварцевой крупки и элемента-восстановителя непосредственно в дугу плазмотрона, что позволяет интенсифицировать процессы нагрева и испарения крупки. При выбранных параметрах плазмотрона было установлено, что для эффективного испарения кварцевых частиц в плазменном потоке их диаметр не должен превышать 0,05 мм.

В результате комплексного расчета плазмохимического процесса восстановления кремния определены режимные параметры газофазного потока, при которых в плазмохимическом реакторе кислород будет эффективно связан в воду и сформирован высокотемпературный (~2000 К) поток инертного газа, содержащий пары кремния. При внутреннем диаметре канала плазмохимического реактора 18 мм и расходе инертного плазмообразующего газа 2,5–4 л/мин оптимальный расход водорода составляет 0,12 и 0,24 л на 1 г кварцевой крупки крупностью –0,1 и –0,05 мм соответственно.

Объектом исследования по ПХ-восстановлению кремния служил кварцевый концентрат, полученный из сырья Зеленодольского месторождения. Размер частиц кварца составлял –0,05(–0,1) мм. Концентрация приме-

Таблица 3. Состав исследуемого кварцевого концентрата

Элемент	Содержание, г/т	Элемент	Содержание, г/т
Li	0,19	Mn	3,2
Mg	12,8	Ti	85,5
Al	337,4	Fe	89,1
K	155,4	Cu	1,6
Ca	19,5	Na	46,3

сей в исходном кварце, согласно данным ИСР-анализа, приведены в табл. 3.

Исследовано влияние расхода ЭВ на состав и свойства получаемых соединений. Технологические параметры процесса получения кремния регулировали в следующих пределах: расход ЭВ — 0–400 мл/мин; расход аргона — 2,4–2,8 л/мин; расход кварца — 0,1–0,33 г/мин; ток разряда — 51,1–55,4 А; напряжение разряда — 41,7–62,8 В. КПД плазмотрона — 0,28–0,52; масса обработанного кварца — 1,1–10,5 г.

Продукты переработки осаждались на днище реактора-конденсатора в зоне А (приблизительно 1/3 от массы введенного кварца), на конденсационных пластинках в зоне Б (приблизительно 1/6) и на стенках плазмохимического реактора в зоне В (приблизительно 1/2).

Фазовый состав полученных продуктов переработки исследован методом рентгенофазного анализа (РФА). В качестве эталонов использована международная картотека порошковых рентгенограмм (PDF). Фазовый состав продуктов переработки рассчитан с помощью полученных РФА-спектров по методике, предложенной в [4].

Из анализа результатов РФА следует, что ПК в значительном количестве обнаруживается в продуктах переработки, собранных в зоне А. Количество, образующегося здесь ПК зависит от режима переработки и в первую очередь — от расхода ЭВ. Для продуктов переработки, собранных в зонах Б и В, количество зарегистрированного кремния составляет менее 0,5 %.

Выявлен экстремальный характер зависимости концентрации ПК от расхода элемента-восстановителя в продуктах переработки, собранных с днища реактора-конденсатора (рис. 3). При отсутствии ЭВ содержание кристаллического

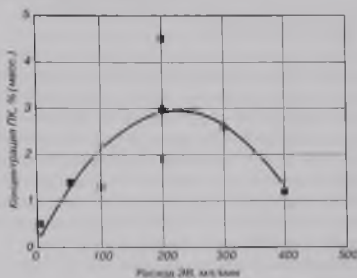


Рис. 3. Зависимость концентрации поликристаллического кремния в продуктах переработки, собранных в зоне А, от расхода элемента-восстановителя

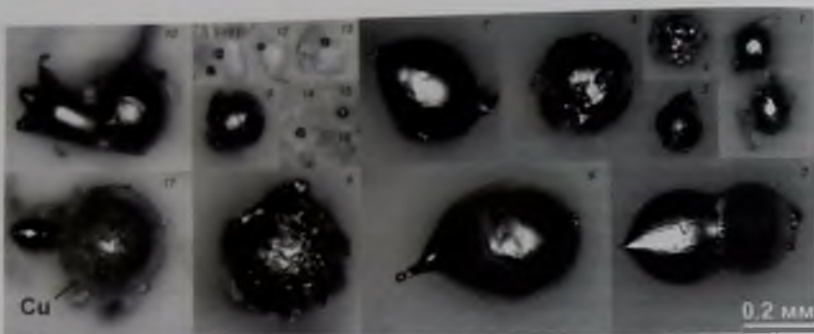


Рис. 4. Фотографии частиц кремния, кварца и кремнево-медных образований

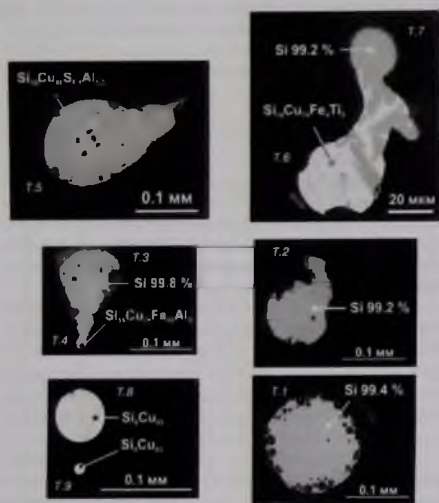


Рис. 5. Фотографии шлифов кремниевых частиц с указанием их химического состава: точки 1–3, 7 — шлифы собственно кремниевых частиц; 4–6, 8, 9 — шлифы сплавов кремния с различными элементами

го кремния в продуктах переработки составляет значение, близкое к порогу чувствительности метода (0,5 %). При увеличении расхода ЭВ, вплоть до 200–300 мл/мин, концентрация регистрируемого ПК возрастает. При дальнейшем увеличении расхода ЭВ содержание ПК снижается. Остальная часть всех продуктов представляет собой кристаллический и аморфный кварц. Другие примесные соединения, кроме кремния и его диоксида в кристаллическом либо аморфном виде, с помощью РФА не зарегистрированы.

Указанная зависимость объясняется тем, что малые расходы ЭВ (менее 200 мл/мин) недостаточны для обеспечения эффективного восстановления кремния, а при расходах, превышающих 300 мл/мин, концентрация кремния снижается за счет интенсивного образования SiH.

При микроскопическом исследовании с помощью поляризационного микроскопа продуктов, собранных в зоне А, в массе плавленного кварца обнаружены каплевидные кремниевые частицы с сильным металлическим блеском (рис. 4, поз. 1–10). Размеры частиц кремния варьируют от 0,005 до 0,4 мм. Наиболее часто встречаются шарики диаметром 0,1–0,2 мм. Форма частиц свидетельствует о кристаллизации кремния из расплава, причем частицы в момент кристаллизации находились в полете, т. е. кремний конденсируется в объеме газового потока. Обнаруживаются также частицы желтого цвета, являющиеся сплавом меди и кремния, количество которых заметно меньше, чем чисто кремниевых (рис. 4, поз. 17). Следует отметить, что кремний обнаружен и на поверхности кварцевых частиц (рис. 4, поз. 11–16). Причем количество таких образований существенно меньше, чем отдельных кремниевых частиц.

С помощью рентгеноспектрального микроанализа определен химический состав кремнийсодержащих частиц, полученных в одном из опытов (рис. 5). Локальность изменения составляет несколько микрометров. Из представленных результатов видно, что чистота собственно кремниевых частиц (точки 1–3 и 7) составляет 99,2–99,8 %. При этом примесными элементами, входящими в состав данных частиц, являются железо, медь, марганец и алюминий, содержание которых не превышает 0,3–0,4 %. Наличие в образцах таких примесей, как железо и алюминий, может быть объяснено их присутствием в исходном сырье, остальных — загрязнением продукта элементами конструкции установки, вызванным высокотемпературным режимом работы.

Выводы

1. Доказана потенциально высокая эффективность ПХ-метода заключительной очистки кварца: на плазмотронах средней мощности (20–30 кВт) можно проводить доводочный этап обогащения кварцевых предконцентратов различных типов с получением ОЧК.

2. Проведено расчетно-теоретическое обоснование новой ПХ-технологии получения поликристаллического кремния из кварца. Разработана и создана лабораторная установка «Кремний-1» для исследования эффективности плазмохимического метода получения поликристаллического кремния. Полученный кремний

представлен мелкодисперсными частицами крупностью 0,1–0,2 мм (при среднем размере исходных частиц кварца 0,05–0,1 мм). Чистота полученных кремниевых частиц достигает 99,2–99,8 %.

Серых Николай Михайлович,

тел. (495) 489-10-96

Скрябин Андрей Станиславович,

тел. (905) 586-77-65

Библиографический список

1. Неломнящих А. И., Еремин В. П., Красин Б. А. и др. Исследования модификаций состава примесей частиц природного кварца в дисперсном плазменном потоке // *Материалы электронной техники*. — 2002. — № 4.
2. Салли И. В., Фалькевич Э. С. Производство полупроводников кремния. — М.: Металлургия, 1969.
3. Пришин Ю. М., Гулин Е. Н., Козлов Н. П. и др. // *Теплофизика высоких температур* — 2007. — № 5.
4. www.icdd.com



Борисов Лев Алексеевич,

тел. (495) 487-65-93

Козлов Николай Павлович,

тел. (499) 263-69-19

Кулагин Алексей Юрьевич,

e-mail: aykulagin@me.com

DEVELOPMENT OF PLASMA-CHEMICAL TECHNOLOGIES FOR OBTAINING OF EXTRA PURE SILICA AND SILICON

L. A. Borisov, N. P. Kozlov, A. Yu. Kulagin, N. M. Serykh, A. S. Skryabin

Experimental: theoretical substantiation of new plasma-chemical technologies for obtaining of extra pure silica and polycrystalline silicon has been realized. In optimal conditions, general coefficient of reducing of additives contents equals to 2–4, while individual coefficients for Na, Fe, Ca, K attain to 5–10 and more points with obtaining of extra pure silica. Laboratory equipment for researching of efficiency of plasma-chemical method for obtaining of polycrystalline silicon has been developed. Previous experiments of plasma-chemical reduction of silicon from silica have been realized. Purity of obtained silicon is 92,2–99,8%.

Key words: plasma-chemistry, plasma-chemical method, technology, beneficiation, plasma generators, especially pure silica, polycrystalline silicon.

УДК 622.7:519.711.2

В. Ф. СКОРОХОДОВ, М. С. ХОХУЛЯ, В. В. БИРЮКОВ (УРАН ГОИ КНЦ РАН)

СОЗДАНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ И ТЕХНИКИ ОБОГАЩЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ МЕТОДОВ ВЫЧИСЛИТЕЛЬНОЙ ГИДРОДИНАМИКИ



В. Ф. СКОРОХОДОВ,
старший научный
сотрудник,
д-р техн. наук



М. С. ХОХУЛЯ,
старший научный
сотрудник,
канд. техн. наук



В. В. БИРЮКОВ,
научный сотрудник

На основе методов вычислительной гидродинамики (CFD) созданы модели потоков многофазных сред в рабочих пространствах различных обогатительных аппаратов. Исследованы различные значимые параметры на протекание гравитационных, магнитно-гравитационных и флотационных процессов разделения. Выявленные закономерности разделения минеральных компонентов служат основой для разработки и совершенствования обогатительного оборудования различного вида.

Ключевые слова: методы вычислительной гидродинамики, моделирование процесса разделения минеральных компонентов, гравитационное, магнитно-гравитационное, флотационное обогащение.

Большинство вовлекаемых в настоящее время в переработку руд характеризуются сложным вещественным составом с тонкой вкрапленностью ценных компонентов. В этих условиях одним из основных направлений развития различных методов обогащения является привлечение компьютерного моделирования [1–4]. Оно позволяет из множества рассмотренных вариантов выбрать такие, которые обеспечивают минимальные затраты и риски.

Существуют модели трех основных разновидностей:

- эмпирические: часто это набор алгебраических уравнений, полученных на основе регрессионной или мультивариантной статистики или нейронных сетей; известны модели «черного ящика», которые «обучаются» на наборах входных и выходных данных (например, уравнение Ф. Бонда представляет собой полумпирическую модель [5]);
- феноменологические; зачастую это набор алгебраических или дифференциальных уравнений, полученных из некоторых инженерных, физических или химических положений, но требующих производственной калибровки (например, модели материального баланса);
- фундаментальные — набор алгебраических или дифференциальных уравнений, основанных на

фундаментальных законах физики и химии, требующих минимальной калибровки (например, методы дискретных элементов, компьютерной динамики жидкостей и т. д.).

Подробная характеристика существующих методов и компьютерных программ для моделирования процессов обогащения минерального сырья приведена в работе [6], в которой показано, что известные программные средства, кроме решения уравнений баланса, позволяют также разрабатывать новые технологические схемы и проводить анализ и оптимизацию существующих технологий обогащения полезных ископаемых. Здесь же кратко описываются примеры пакетов компьютерных программ, таких, как PlantDesigner, JKSimMet, JKSimFloat и др., широко используемых зарубежными компаниями.

Для повышения извлечения ценных компонентов существующими методами обогащения необходимо получение новой информации о гидродинамике процессов разделения и создание на этой основе обогатительных аппаратов, обеспечивающих вовлечение в переработку руд сложного вещественного состава.

Понимание происходящих в многофазных средах процессов разделения минеральных компонентов связано с изучением гидродинамической структуры потоков в применяемых аппаратах. Использование уравнений массопереноса в известных аналитических моделях не учитывает закономерности гидродинамики многофазных потоков в зонах аппаратов со сложной геометрией.

Моделировать многофазные потоки намного сложнее, чем однофазные, поскольку необходимо решать уравнения массы, количества движения и сохранения энергии для каждой фазы в отдельности. Сложность этих уравнений заключается в присутствии в них дополнительных членов, регулирующих обмен массой и энергией между фазами. При моделировании многофазных течений эти члены, установленные эмпирическим путем, постоянно уточняются в результате научного прогресса.

В данной работе на примере математического моделирования гравитационных, магнитно-гравитационных и флотационных процессов разделения была выбрана аналитическая модель, в основу построения которой заложена идея ММК — многофазного многоскоростного континуума, учитывающая закономерности гидродинамики многофазных дисперсных течений, к которым относятся суспензии [7].

Основной подход, используемый при моделировании движения гетерогенных сред, заключается в индивидуальной записи уравнений гидромеханики Эйлера для каждой из фаз — сплошной и дисперсной. При этом среда рассматривается как суперпозиция взаимопроникающих континуумов, каждый из которых относится к своей фазе [7–9]. Это позволяет создавать модели конкретных аппаратов, исследовать кинетику разделения обогащаемого материала с целью выявления недостатков их конструкций и выработки рекомендаций по совершенствованию аппаратов и режимов разделения.

Расчет многофазных течений в аппаратах вышеупомянутых процессов осуществлялся с привлечением методов вычислительной гидродинамики путем использования CFD-пакетов (Computational Fluid Dynamics) программного комплекса ANSYS-FLUENT, которые основаны на современных компьютерных технологиях, новейших математических моделях, а также эффективных и высокоточных

численных алгоритмах. Разработанные CFD-программы позволяют строить CFD-модели, которые являются физико-математическим представлением исследуемого объекта и или процесса, основанным на численном решении систем уравнений Эйлера, реализованным, как правило, в среде компьютерной программы [10, 11].

При описании движения жидкости частицы (пузырьки воздуха) не рассматриваются по отдельности. В уравнениях движения учитывается межфазовая сила сопротивления и другие силы, наблюдаемые в многофазных дисперсных системах. Обычно в результате расчетов определяется локальная скорость и объемная доля каждой фазы в жидкости. Поля концентраций и скорости движения отдельных фаз и потоков могут рассчитываться в любом числе локальных точек в рабочем пространстве исследуемого обогатительного аппарата.

Таким образом, CFD-модели потенциально обладают более высокой точностью, а также значительно большей информативностью. Поэтому вычислительный эксперимент на основе CFD-моделей приближается по своим качествам к натурному эксперименту, что позволяет дополнить или заменить его для получения новых данных.

Изучение возможностей метода вычислительной гидродинамики по исследованию процесса разделения частиц в восходящем потоке жидкости проводилось при реализации гравитационного процесса обогащения слюдяных руд в гидравлическом сепараторе.

В теории гидравлической классификации (сепарации) одной из основных задач является определение плотности суспензии в рабочем объеме аппарата, от величины которой зависит скорость стесненного падения частиц.

Для совершенствования конструкций гидравлических сепараторов необходимо знать скорость выноса частиц, распределение уносимых частиц по размерам и его соотношение с распределением во взвешенном слое, а также зависимость этих характеристик от структуры потока, выходящего из слоя.

Как показали исследования движения частиц в полидисперсном потоке пульпы, объемное содержание частиц внутри камеры гидравлического классификатора, в которую непрерывно поступает пульпа, состоящая из твердых частиц различной крупности и жидкости, зависит от их крупности, средней скорости потока и содержания твердого в питании [12]. Данное обстоятельство не позволяет заранее задавать содержание твердого в камере классификатора без учета крупности частиц и других приведенных выше параметров.

На примере двумерной задачи модели гидравлического сепаратора рассмотрен эффект влияния объемной концентрации частиц на скорость осаждения модельных частиц сферической и пластинчатой формы (стеклянные шарики и алюминиевые круглые диски) в различных ее зонах. Численное моделирование для изучения закономерностей распределения частиц по высоте аппарата осуществлялось на материале, состоящем из стеклянных шариков и круглых дисков различной толщины, но одинакового диаметра трех типоразмеров.

В таблице приведены основные параметры гидравлического разделения частиц, которые закладывались в условия задач при проведении вычислительного эксперимента.

фундаментальных законах физики и химии, требующих минимальной калибровки (например, методы дискретных элементов, компьютерной динамики жидкостей и т. д.).

Подробная характеристика существующих методов и компьютерных программ для моделирования процессов обогащения минерального сырья приведена в работе [6], в которой показано, что известные программные средства кроме решения уравнений баланса, позволяют также разрабатывать новые технологические схемы и проводить анализ и оптимизацию существующих технологий обогащения полезных ископаемых. Здесь же кратко описываются примеры пакетов компьютерных программ, таких, как PlantDesigner, JKSimMet, JKSimFloat и др., широко используемых зарубежными компаниями.

Для повышения извлечения ценных компонентов существующими методами обогащения необходимо получение новой информации о гидродинамике процессов разделения и создание на этой основе обогатительных аппаратов, обеспечивающих вовлечение в переработку руд сложного вещественного состава.

Понимание происходящих в многофазных средах процессов разделения минеральных компонентов связано с изучением гидродинамической структуры потоков в применяемых аппаратах. Использование уравнений массопереноса в известных аналитических моделях не учитывает закономерности гидродинамики многофазных потоков в зонах аппаратов со сложной геометрией.

Моделировать многофазные потоки намного сложнее, чем однофазные, поскольку необходимо решать уравнения массы, количества движения и сохранения энергии для каждой фазы в отдельности. Сложность этих уравнений заключается в присутствии в них дополнительных членов, регулирующих обмен массой и энергией между фазами. При моделировании многофазных течений эти члены, установленные эмпирическим путем, постоянно уточняются в результате научного прогресса.

В данной работе на примере математического моделирования гравитационных, магнитно-гравитационных и флотационных процессов разделения была выбрана аналитическая модель, в основу построения которой заложена идея ММК — многофазного многоскоростного континуума, учитывающая закономерности гидродинамики многофазных дисперсных течений, к которым относятся суспензии [7].

Основной подход, используемый при моделировании движения гетерогенных сред, заключается в индивидуальной записи уравнений гидромеханики Эйлера для каждой из фаз — сплошной и дисперсной. При этом среда рассматривается как суперпозиция взаимопроникающих континуумов, каждый из которых относится к своей фазе [7–9]. Это позволяет создавать модели конкретных аппаратов, исследовать кинетику разделения обогащаемого материала с целью выявления недостатков их конструкций и выработки рекомендаций по совершенствованию аппаратов и режимов разделения.

Расчет многофазных течений в аппаратах вышеупомянутых процессов осуществлялся с привлечением методов вычислительной гидродинамики путем использования CFD-пакетов (Computational Fluid Dynamics) программного комплекса ANSYS-FLUENT, которые основаны на современных компьютерных технологиях, новейших математических моделях, а также эффективных и высокоточных

численных алгоритмах. Разработанные CFD-программы позволяют строить CFD-модели, которые являются физико-математическим представлением исследуемого объекта и или процесса, основанном на численном решении систем уравнений Эйлера, реализованным, как правило, в среде компьютерной программы [10, 11].

При описании движения жидкости частицы (пузырьки воздуха) не рассматриваются по отдельности. В уравнениях движения учитывается межфазовая сила сопротивления и другие силы, наблюдаемые в многофазных дисперсных системах. Обычно в результате расчетов определяется локальная скорость и объемная доля каждой фазы в жидкости. Поля концентраций и скорости движения отдельных фаз и потоков могут рассчитываться в любом числе локальных точек в рабочем пространстве исследуемого обогатительного аппарата.

Таким образом, CFD-модели потенциально обладают более высокой точностью, а также значительно большей информативностью. Поэтому вычислительный эксперимент на основе CFD-моделей приближается по своим качествам к натурному эксперименту, что позволяет дополнить или заменить его для получения новых данных.

Изучение возможностей метода вычислительной гидродинамики по исследованию процесса разделения частиц в восходящем потоке жидкости проводилось при реализации гравитационного процесса обогащения слюдяных руд в гидравлическом сепараторе.

В теории гидравлической классификации (сепарации) одной из основных задач является определение плотности суспензии в рабочем объеме аппарата, от величины которой зависит скорость стесненного падения частиц.

Для совершенствования конструкций гидравлических сепараторов необходимо знать скорость выноса частиц, распределение уносимых частиц по размерам и его соотношение с распределением во взвешенном слое, а также зависимость этих характеристик от структуры потока, выходящего из слоя.

Как показали исследования движения частиц в полидисперсном потоке пульпы, объемное содержание частиц внутри камеры гидравлического классификатора, в которую непрерывно поступает пульпа, состоящая из твердых частиц различной крупности и жидкости, зависит от их крупности, средней скорости потока и содержания твердого в питании [12]. Данное обстоятельство не позволяет заранее задавать содержание твердого в камере классификатора без учета крупности частиц и других приведенных выше параметров.

На примере двумерной задачи модели гидравлического сепаратора рассмотрен эффект влияния объемной концентрации частиц на скорость осаждения модельных частиц сферической и пластинчатой формы (стеклянные шарики и алюминиевые круглые диски) в различных ее зонах. Численное моделирование для изучения закономерностей распределения частиц по высоте аппарата осуществлялось на материале, состоящем из стеклянных шариков и круглых дисков различной толщины, но одинакового диаметра трех типоразмеров.

В таблице приведены основные параметры гидравлического разделения частиц, которые закладывались в условия задач при проведении вычислительного эксперимента.

Исходное питание, объемная концентрация твердого в котором составляла 24 %, подавали в верхнюю центральную часть модели аппарата. В ней был создан восходящий поток воды со скоростью 10 см/с, гарантированно позволяющий получить в сливе аппарата некоторое количество частиц, гидравлическая крупность которых меньше скорости восходящего потока.

Результаты численного решения системы уравнений гидродинамики на различных этапах моделирования оценивали графическим способом. В ходе решения данных задач были учтены физические свойства материала: его плотность, размер дисперсных частиц и их форма. Кроме того, моделированием учитывался турбулентный характер потока, плотность среды, рабочий диаметр аппарата.

Предварительно расчетным путем определяли конечную скорость свободного падения каждой одиночной частицы для создания в дальнейшем необходимой скорости восходящего потока.

Основные параметры гидравлического разделения тел различной формы (шарики и круглые диски), их геометрические характеристики и свойства приведены ниже.

Рабочий диаметр аппарата D , м	0,1
Скорость восходящего потока воды V_B , м/с	0,1
Скорость подачи питания в верхнем патрубке V_{T1} , м/с	0,1
Стеклообразные шарики, диски из алюминия	
Плотность тел ρ , кг/м ³	2700
Диаметр шариков и дисков d_n , см	0,06; 0,08; 0,1
Толщина круглых дисков (коэффициент их сферичности) $h(\Omega)$, см	0,024(0,79); 0,016(0,64); 0,013(0,54)
Скорость свободного падения шариков $V_{св}$, см/с	9,8; 13,1; 16,1
Скорость свободного падения дисков $V_{д}$, см/с	6,5; 6,1; 5,1
Начальная объемная концентрация твердой фазы λ , %	24
Скорость стесненного падения шариков $V_{стш}$, см/с	4,2; 5,9; 7,5
Скорость стесненного падения дисков $V_{стд}$, см/с	3,2; 3,4; 3,0

Наиболее важными характеристиками процесса гидравлической классификации являются распределение объемной концентрации, или коэффициента разрыхления материала по высоте и сечению аппарата, а также изменение скоростей стесненного падения материала различной крупности в определенных зонах аппарата.

Отличительной особенностью гидродинамической картины движения смеси дисперсных частиц материала, составленного из стеклянных шариков различной крупности, в объеме сепаратора является полное отсутствие в аппарате самой мелкой фракции, которая восходящим потоком уносится в слив (рис. 1). При этом до 42 % возрастает концентрация шариков диаметром 1 мм вблизи дна модели аппарата. Шарики промежуточной крупности в большинстве своем находятся во взвешенном состоянии в средней зоне классификации.

Сравнение скорости стесненного падения шариков различного диаметра с распределением скорости по высоте аппарата в зависимости от их местоположения (рис. 1, б) указывает на преимущественное осаждение шариков диаметром 1 мм. При этом из средней зоны аппарата продолжают интенсивно выноситься в слив шарики

крупностью 0,8 и 0,6 мм. Распределение скорости всех дисперсных фаз суспензии по высоте аппарата в его осевом сечении носит симметричный колебательный характер с попеременным поднятием и опусканием их в одних и тех же определенных точках модели аппарата. Шарики крупностью 1 мм осаждаются (отрицательное значение скорости), тогда как часть шариков диаметром 0,8 мм находится во взвешенном состоянии, где их объемная концентрация в слое высотой около 0,6 м практически не изменяется и составляет чуть более 20 % (рис. 1, а).

При совместном нахождении в модели аппарата дисков такого же диаметра, но различного коэффициента сферичности (рис. 2, а) происходит выравнивание концентрации всех фракций до значений, не превышающих более 8 %, вплоть до глубинных слоев суспензии (примерно на расстоянии 0,2 м, считая от дна аппарата). Существенное повышение концентрации твердой фазы суспензии происходит за счет нахождения в донной части дисков промежуточной крупности ($d = 0,8$ мм), когда ее значение составляет более 20 %. В суспензии, находящейся ниже отметки 0,8 м, наблюдается полное отсутствие дисков диаметром 0,6 мм с коэффициентом сферичности 0,79, а концентрация самых крупных дисков не превышает 3 %.

Анализ кривых распределения скорости падающих дисков по осевому сечению аппарата указывает сначала на резкий подъем скорости всех фракций при выходе материала из питающего патрубка (рис. 2, б). Затем на отрезке от 0,1 до 0,2 м начинается резкое выпадение материала вниз с некоторой стабилизацией скорости на участке от 0,2 до 0,4 м и дальнейшим ее уменьшением в самых нижних слоях суспензии. Самые крупные диски в точке 0,78 м находятся в режиме псевдоожижения

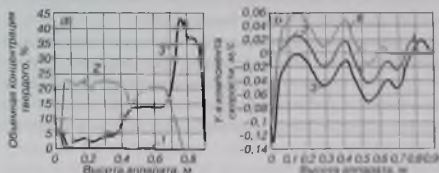


Рис. 1. Распределение по высоте модели аппарата концентрации (а) и скорости стесненного падения (б) шариков различного диаметра, мм: 1 – 0,6; 2 – 0,8; 3 – 1

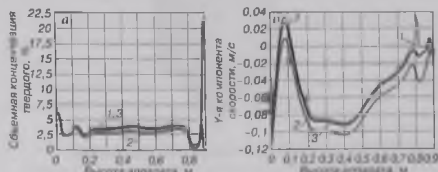


Рис. 2. Распределение по высоте аппарата концентрации (а) и скорости стесненного падения дисков (б) различного диаметра, мм: 1 – 0,6 ($\Omega = 0,79$); 2 – 0,8 ($\Omega = 0,64$); 3 – 1 ($\Omega = 0,54$)

Исходное питание, объемная концентрация твердого в котором составляла 24 %, подавали в верхнюю центральную часть модели аппарата. В ней был создан восходящий поток воды со скоростью 10 см/с, гарантированно позволяющий получить в сливе аппарата некоторое количество частиц, гидравлическая крупность которых меньше скорости восходящего потока.

Результаты численного решения системы уравнений гидродинамики на различных этапах моделирования оценивали графическим способом. В ходе решения данных задач были учтены физические свойства материала: его плотность, размер дисперсных частиц и их форма. Кроме того, моделированием учитывался турбулентный характер потока, плотность среды, рабочий диаметр аппарата.

Предварительно расчетным путем определяли конечную скорость свободного падения каждой одиночной частицы для создания в дальнейшем необходимой скорости восходящего потока.

Основные параметры гидравлического разделения тел различной формы (шарики и круглые диски), их геометрические характеристики и свойства приведены ниже.

Рабочий диаметр аппарата D , м	0,1
Скорость восходящего потока воды V_B , м/с	0,1
Скорость подачи питания в верхнем патрубке V_T , м/с	0,1
Стеклоплавкие шарики, диски из алюминия	
Плотность тел ρ , кг/м ³	2700
Диаметр шариков и дисков d_p , см	0,06; 0,08; 0,1
Толщина круглых дисков (коэффициент их сферичности) $h(\Omega)$, см	0,024(0,79); 0,016(0,64); 0,013(0,54)
Скорость свободного падения шариков $V_{св}$, см/с	9,8; 13,1; 16,1
Скорость свободного падения дисков V_D , см/с	6,5; 6,1; 5,1
Начальная объемная концентрация твердой фазы λ , %	24
Скорость стесненного падения шариков $V_{стш}$, см/с	4,2; 5,9; 7,5
Скорость стесненного падения дисков $V_{стд}$, см/с	3,2; 3,4; 3,0

Наиболее важными характеристиками процесса гидравлической классификации являются распределение объемной концентрации, или коэффициента разрыхления материала по высоте и сечению аппарата, а также изменение скоростей стесненного падения материала различной крупности в определенных зонах аппарата.

Отличительной особенностью гидродинамической картины движения смеси дисперсных частиц материала, составленного из стеклянных шариков различной крупности, в объеме сепаратора является полное отсутствие в аппарате самой мелкой фракции, которая восходящим потоком уносится в слив (рис. 1). При этом до 42 % возрастает концентрация шариков диаметром 1 мм вблизи дна модели аппарата. Шарики промежуточной крупности в большинстве своем находятся во взвешенном состоянии в средней зоне классификации.

Сравнение скорости стесненного падения шариков различного диаметра с распределением скорости по высоте аппарата в зависимости от их местоположения (рис. 1, б) указывает на преимущественное осаждение шариков диаметром 1 мм. При этом из средней зоны аппарата продолжают интенсивно выноситься в слив шарики

крупностью 0,8 и 0,6 мм. Распределение скорости всех дисперсных фаз суспензии по высоте аппарата в его осевом сечении носит симметричный колебательный характер с попеременным поднятием и опусканием их в один и тот же определенных точках модели аппарата. Шарики крупностью 1 мм осаждаются (отрицательное значение скорости), тогда как часть шариков диаметром 0,8 мм находится во взвешенном состоянии, где их объемная концентрация в слое высотой около 0,6 м практически не изменяется и составляет чуть более 20 % (рис. 1 а).

При совместном нахождении в модели аппарата дисков такого же диаметра, но различного коэффициента сферичности (рис. 2, а) происходит выравнивание концентраций всех фракций до значений, не превышающих более 8 %, вплоть до глубинных слоев суспензии (примерно на расстоянии 0,2 м, считая от дна аппарата). Существенное повышение концентрации твердой фазы суспензии происходит за счет нахождения в нижней части дисков промежуточной крупности ($d = 0,8$ мм), когда ее значение составляет более 20 %. В суспензии, находящейся ниже отметки 0,8 м, наблюдается полное отсутствие дисков диаметром 0,6 мм с коэффициентом сферичности 0,79, а концентрация самых крупных дисков не превышает 3 %.

Анализ кривых распределения скорости падающих дисков по осевому сечению аппарата указывает сначала на резкий подъем скорости всех фракций при выходе материала из питающего патрубка (рис. 2, в). Затем на отрезке от 0,1 до 0,2 м начинается резкое выпадение материала вниз с некоторой стабилизацией скорости на участке от 0,2 до 0,4 м и дальнейшим ее уменьшением в самых нижних слоях суспензии. Самые крупные диски в точке 0,78 м находятся в режиме псевдоожижения

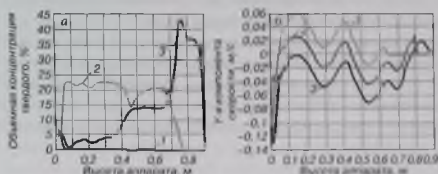


Рис. 1. Распределение по высоте модели аппарата концентрации (а) и скорости стесненного падения (б) шариков различного диаметра, мм: 1 — 0,6; 2 — 0,8; 3 — 1

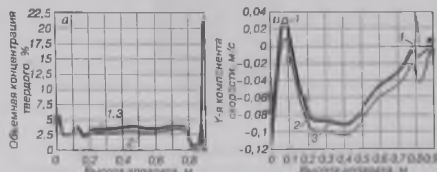


Рис. 2. Распределение по высоте аппарата концентрации (а) и скорости стесненного падения дисков (б) различного диаметра, мм: 1 — 0,6 ($\Omega = 0,79$); 2 — 0,8 ($\Omega = 0,64$); 3 — 1 ($\Omega = 0,54$)

с последующим их поднятием вверх со скоростью более 3 см/с. Данное значение скорости стесненного падения сопоставимо с рассчитанным значением скорости по формуле Лященко при условии, когда коэффициент разрыхления равен 0,76. Ближе к режиму псевдооживления и диски диаметром 1 мм.

На основании полученных результатов моделирования стесненного падения частиц различной формы установлено, что через один и тот же промежуток времени распределение концентрации и скорости падения в средней части сечения модели аппарата имеет совершенно различный характер. Объемная концентрация шариков в средней зоне модели изменяется от 5 до 10 % в то время как данный параметр для дисков через этот же промежуток времени не превышает 1–1,5 %. Скорость осаждения шариков всех размеров имеет отрицательное значение (4–10 см/с), т. е. они осаждаются. Совершенно другой характер движения имеют диски, скорость которых положительна, что свидетельствует об их выносе в слив модели аппарата со скоростью около 2 см/с.

Данные закономерности подтверждены практикой работы гидравлического сепаратора при разделении слюдосодержащей руды крупностью $-2+0,63$ мм, когда за счет различия в форме и скорости чешуйки слюды эффективно выносились в слив сепаратора.

При повышении объемной концентрации твердого в зоне разделения получаемые слюдяные концентраты содержали не более 90 % полезного компонента при низком технологическом извлечении. Это вызвано повышенной скоростью стесненного падения частиц слюды, сравнимой со скоростью зерен породных минералов, что препятствовало их попаданию в концентрат.

Таким образом, рассмотренные режимы подтверждают адекватность созданной аналитической модели разделения частиц различной формы в восходящем потоке воды в гидравлическом сепараторе.

Одним из перспективных направлений интенсификации переработки железных руд является процесс магнитно-гравитационного обогащения, который реализуется разделением дисперсных ферромагнитных продуктов в условиях вращающегося восходящего потока жидкости с

наложением слабодифференциального магнитного поля малой напряженности.

Существующее технологическое оборудование, имеющееся на железорудных предприятиях, представленное в основном барабанными сепараторами с сильными и слабыми полями, не обеспечивает селективного выделения тонкодисперсной и сростковой фракций кварца. Выход из создавшейся ситуации заключается в применении оборудования, использующего не только магнитные, но гравитационные и другие виды массовых сил. Действие подобных массовых сил реализуется в аппаратах с магнитно-гравитационным принципом разделения, использующих многофазные дисперсные среды в качестве рабочих и имеющих широкий диапазон регулирования управляющих параметров для селективного выделения частиц с заданными свойствами.

Явление разделения ферромагнитных дисперсных частиц в закрученном магнитно-стабилизированном псевдооживленном слое, созданном восходящим вращающимся потоком жидкости, называется МГ-сепарацией [13].

В аппаратах, использующих магнитно-гравитационный принцип, разделение происходит при фильтрации восходящего потока жидкости сквозь слой дисперсных частиц. На частицы исходной суспензии, помимо гравитационной и гидродинамической силы, действуют также и магнитные. При этом частицы в слое могут находиться в одном из нескольких состояний: плотного слоя; осаждения, псевдооживленного слоя и гидротранспортирования, в зависимости от скорости фильтрующейся жидкости и их физических свойств: размера, плотности, формы, магнитной восприимчивости.

Для проектирования промышленных аппаратов необходимо знать закономерности движения потоков непрерывной и дискретных фаз слоя, распределение выносимых частиц по размерам и его соотношение с распределением в слое и зависимостью этих характеристик от структуры потока, выходящего из слоя. В программном комплексе ANSYS-FLUENT создана трехмерная модель процесса разделения частиц в опытно-промышленном варианте МГ-сепаратора в условиях безградиентного вертикально ориентированного магнитного поля и восходящего закрученного водного потока (рис. 3). Движение многофазной среды в аппарате моделировали на базе нестационарной модели Эйлера.

Исходную суспензию, состоящую из девяти фракций частиц крупностью от 25 до 100 мкм и плотностью от 2700 до 5100 кг/м³, закружали по патрубку в верхнюю часть аппарата. Промывная вода поступала тангенциально в нижнюю часть цилиндрикоконического корпуса, формируя осесимметричный вихрь, распространяющийся до верхнего среза аппарата. Высокие скорости вращения суспензии в нижней части аппарата позволяют поддерживать слой частиц во взвешенном состоянии и препятствуют образованию плотного слоя.

Результаты проведения вычислительного эксперимента представлены на рис. 4*.

Следствием стабилизации процесса разделения является снижение выноса магнетитовых частиц за счет преимущественной концентрации их в магнитно-стабилизированном оживленном слое, что, в свою очередь, приводит к увеличению вертикальной скорости фильтрации



Рис. 3. Опытный промышленный МГ-сепаратор:
1 — подача исходной суспензии; 2 — сливной желоб;
3 — выход немагнитного продукта; 4 — подача промывной воды; 5 — выход магнитного продукта

* Рис. 4–6 приведены на цветной вкладке.

жидкости в слое и к выносу тонких частиц немагнитного кварца и его сростков.

Совместное действие закрученно-восходящего водного потока и магнитного поля оказывает на систему стабилизирующее действие. Оно проявляется в первую очередь в выравнивании вертикальных и тангенциальных скоростей фильтрации воды и частиц в оживленном слое.

Для обогащательных аппаратов, в частности флотационных машин, характерно наличие многофазных течений. В подобных средах, заполняющих камеры флотационных машин, происходит не только движение и динамическое взаимодействие фаз, но и процессы массо- и энергообмена. Моделирование таких систем является достаточно сложной задачей. Это связано прежде всего с трудностями, которые возникают при описании процессов, происходящих в месте трехфазного контакта. Для упрощения задачи часто прибегают к отдельному рассмотрению двухфазных течений, например, моделирование течения газожидкостной смеси для выявления аэрационных характеристик.

Изучение гидродинамики многофазных потоков неразрывно связано с конструктивными особенностями аппаратов, в которых эти потоки существуют. В качестве объектов исследования были выбраны два аппарата: лабораторная флотационная установка и колонная флотационная машина, производства CPT Inc.

В ходе эксплуатации обоих аппаратов были выявлены их определенные недостатки, а именно: невысокая минерализация воздушных пузырьков, обусловленная неблагоприятными условиями для образования флотационных комплексов в камере лабораторной флотационной установки, недостаточная степень аэрации во флотационной камере в связи с конструктивными особенностями аэраторов, а также их небольшой эксплуатационный ресурс.

Для устранения отмеченных недостатков данной флотационной техники необходимо решить следующие задачи: создать математическую модель процесса гидравлического аэрирования жидкости в камере лабораторной флотационной установки и процесса течения газожидкостной смеси, а также выявить распределение скорости и концентрации пузырьков воздуха различного диаметра в объеме лабораторной флотационной камеры и промышленной колонной флотационной машины. Кроме того, требуется провести серию численных экспериментов с целью определения зависимости процесса аэрации от скорости струи жидкости.

В расчетную область аппарата было включено аэрирующее устройство и часть флотационной камеры, что позволило построить более мелкую расчетную сетку с целью точного определения характеристик процесса. На рис. 5 представлено объемное распределение скорости газожидкостной смеси на выходе из аэрирующего устройства.

Результаты численного моделирования работы аэрирующего устройства были учтены при разработке модели колонной флотационной машины CPT-CETCO. В модели были задействованы две фазы: дисперсионной являлась вода, дисперсной — пузырьки воздуха. Для упрощения расчетов было принято, что все пузырьки имеют шарооб-

разную форму и одинаковый диаметр. Взаимодействие между фазами определяли через коэффициент сопротивления и скорость скольжения, рассчитанные с применением модели Schiller — Naumann и Manninen соответственно, и «k- ϵ »-модели турбулентности.

Газожидкостная смесь состояла из пузырьков воздуха диаметром 1 мм при объемной концентрации, равной 0,9. Скорость смеси на выходе из дилататора была равна 5 м/с.

Рис. 6 иллюстрирует распределение объемной концентрации воздушных пузырьков в камере флотационной колонны.

На основании численных экспериментов были выделены следующие гидродинамические особенности поведения газожидкостной смеси в объеме флотационной камеры: наличие турбулентных вихрей и зон интенсивного перемешивания; неравномерное распределение концентрации воздушных пузырьков; уменьшение максимального значения концентрации воздушных пузырьков с высотой и одновременное выравнивание профиля распределения; улучшение аэрирующих характеристик при увеличении скорости струи, ограниченное пристенным эффектом, возрастающим по мере увеличения скорости.

Выводы

1. Проведенный анализ современных направлений по применению компьютерных программ для моделирования процессов обогащения полезных ископаемых показал, что из трех существующих разновидностей моделей, наиболее предпочтительной является аналитическая. Она включает в себя набор алгебраических или дифференциальных уравнений, основанных на фундаментальных законах физики и химии.

2. Моделирование гидродинамических особенностей процессов гравитационного, магнитно-гравитационного и флотационного разделения в среде компьютерной программы предложено осуществлять на основе численного решения системы уравнений Эйлера.

3. На основе рассмотренного обзора имеющихся программных средств для моделирования многофазных течений, происходящих в различных зонах обогащательных аппаратов, предложен универсальный программный комплекс ANSYS-FLUENT, обеспечивающий возможность широкого привлечения различных параметров моделирования.

4. Показано, что наиболее адекватными методами физико-математического представления исследуемых процессов разделения, характеризующихся присутствием в объеме обогащательного аппарата многофазных течений в виде суспензий, являются методы вычислительной гидродинамики (CFD), основанные на современных компьютерных технологиях, а также эффективных и высокоточных численных алгоритмах.

Библиографический список

- 1 Hedvall P., Nordin M. Plant Designer: A crushing and screening modeling tool // Mineral processing plant design, practice and control. Proceeding. Vol 1 — Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc., 2002.

2. Harris M., Runge K., Whiten W., Morrison R. JKSmFloat as a practical tool for flotation process design and optimisation // Ibidem.
3. Herbst J., Nordell L. Emergence of HFS as a design tool in mineral processing // Ibidem.
4. Система оптимального управления флотационным процессом. Материалы фирмы Metso Minerals // Конференция-выставка «Обогащение-2005». СПб. Механопр. 2005.
5. Bond F. S. Particles size reduction — theory and practice // Canadian Mining Journal — 1963 — № 6.
6. Андреев Е. Е., Львов В. В., Николаев А. К., Силакова О. Ю. Обзор современных методов и компьютерных программ для моделирования процессов обогащения полезных ископаемых // Обогащение руд — 2008 — № 4.
7. Нигматулин Р. И. Динамика многофазных сред // М.: Наука — Ч. 1, 1987.
8. Bowen R. Theory of mixtures // Continuum Physics. Academic Press, New York, 1976.
9. Drew D., Lahey R. In particulate two-phase flow // Butterworth-Heinemann, Boston, 1993.
10. Takeda, Hidenori, et al. Numerical simulation of viscous flow by smoothed particle hydrodynamics. Progress of Theoretical Physics, 92 (5), 1994.
11. Kwon J. Parallel computational fluid dynamics — Proceedings of the Parallel CFD. — Conference Busan city, Korea, Elsevier, 2006.
12. Кивельтер К. В. Теоретические основы гравитационных процессов обогащения. — М.: Недра, 1979.

13. Усачев П. А., Опалев А. С. Магнитно-гравитационное обогащение руд. — Атлантик, 1993. □

Скорыходов Владимир Федорович,
e-mail: skorokhodov@goi.net.ru
Хохуля Михаил Степанович,
e-mail: mike@goi.kolasc.net.ru
Бирюков Валерий Валентинович,
e-mail: birukov@goi.kolasc.net.ru

DEVELOPMENT OF EFFECTIVE TECHNOLOGIES AND EQUIPMENT FOR BENEFICIATION OF MINERAL RAW MATERIALS WITH USAGE OF METHODS OF COMPUTATION HYDRODYNAMICS

V. F. Skorokhodov, M. S. Khokhulya, V. V. Biryukov
The models of streams of multiphase media in operation areas of different beneficiation machines have been established on the base of methods of computational hydrodynamics (CHD). Influence of valuable parameters on behavior of gravitational, magnetic-gravitational and flotation processes of separation has been researched. Educated regularities of separation of mineral components are the basis for development and improvement of different types of beneficiation equipment.

Key words: methods of computational hydrodynamics, simulation of the process of separation of mineral components, gravitational, magnetic-gravitational, flotation beneficiation.



С глубоким прискорбием извещаем горнотехническую общественность о том, что 17 октября 2010 г. на 82-м году жизни скончался

Игорь Антонович Ковалев,

доктор технических наук, профессор кафедры «Разработка месторождений стратегических видов минерального сырья и маркшейдерского дела» Российского государственного геологоразведочного университета, действительный член РАЕН и МАНЭБ, Заслуженный деятель науки РФ.

Свою педагогическую и научную деятельность И. А. Ковалев начал в Московском горном институте вскоре после его окончания.

С 1965 г. он — доцент, а затем профессор кафедры «Разработка месторождений цветных, редких и радиоактивных металлов» Московского геологоразведочного института.

Игорь Антонович был высококвалифицированным специалистом в области подземной разработки месторождений полезных ископаемых, хорошо известным в нашей стране и за рубежом. И. А. Ковалев — создатель научного метода этапных исследований, позволяющего выявлять главные факторы эффективности инновационных технологических решений при подземной разработке рудных месторождений. Научные труды И. А. Ковалева охватывали широкий круг актуальных вопросов, связанных с управлением с подрабатываемого массива горных пород, рациональным использованием природных ресурсов и охраной окружающей среды. Результаты его исследований были реализованы на горнодобывающих предприятиях центра России, Сибири, Алтая, Северного Кавказа.

По результатам исследований И. А. Ковалевым опубликовано свыше 200 работ, в том числе 7 монографий и 12 учебников и учебных пособий; 20 работ были изданы за рубежом (Великобритания, ФРГ, Япония, КНР, Болгария). Под его научным руководством защищены кандидатские и докторские диссертации свыше 20 аспирантов и докторантов из России, Беларуси, Индии, Эфиопии.

Успехи в трудовой деятельности И. А. Ковалева отмечены рядом правительственных наград и ведомственных знаков отличия.

Светлая и добрая память об Игоре Антоновиче навсегда сохранится в сердцах его друзей, коллег и учеников.

Российский государственный геологоразведочный университет,
редколлегия и редакция «Горного журнала»

Рисунки к статье В. Ф. Скороходова, М.С. Хохули, В. В. Бирюкова

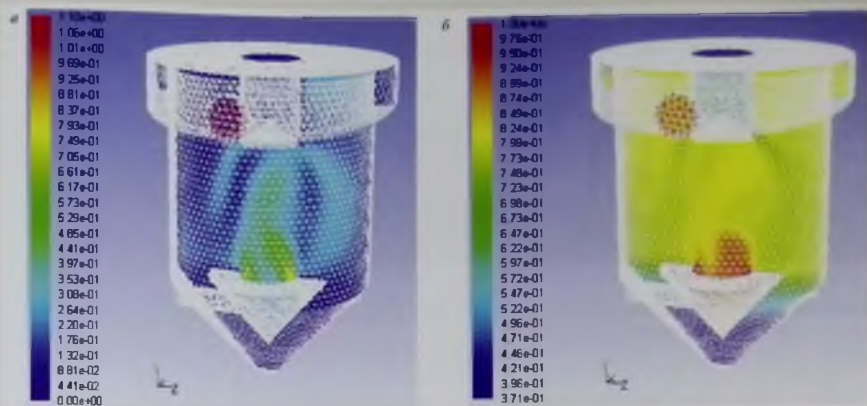


Рис. 4. Распределение вертикальной скорости (м/с) (а) и концентрации жидкой фазы (доли ед.) (б) на вертикальном срезе рабочего пространства опытно-промышленного МГ-сепаратора

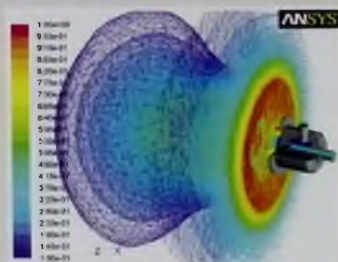


Рис. 5. Распределение скорости газожидкостной смеси (м/с) на выходе из аэрирующего устройства

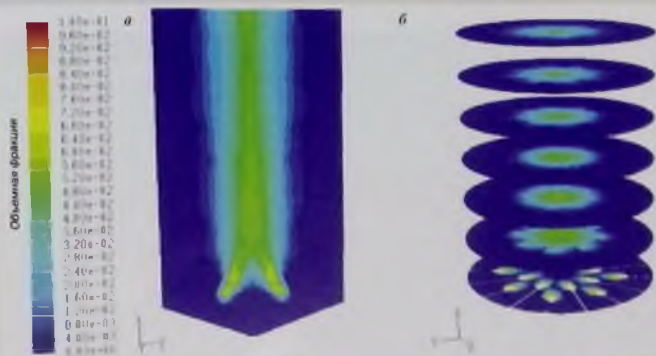


Рис. 6. Распределение объемной концентрации воздушных пузырьков (доли ед.) во флотационной машине СРТ-СЕТСО: а — вертикальное сечение колонны; б — набор горизонтальных сечений

Рисунки к статье В. Ф. Скороходова, М. С. Хохули, В. В. Бирюкова

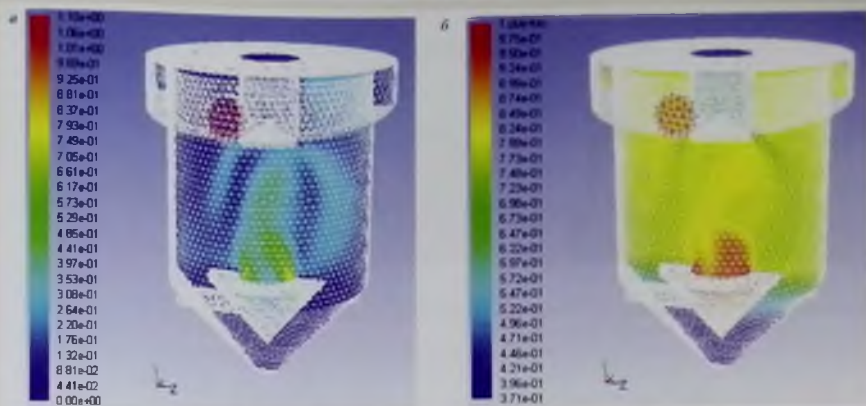


Рис. 4. Распределение вертикальной скорости (м/с) (а) и концентрации жидкой фазы (доли ед.) (б) на вертикальном срезе рабочего пространства опытно-промышленного МГ-сепаратора

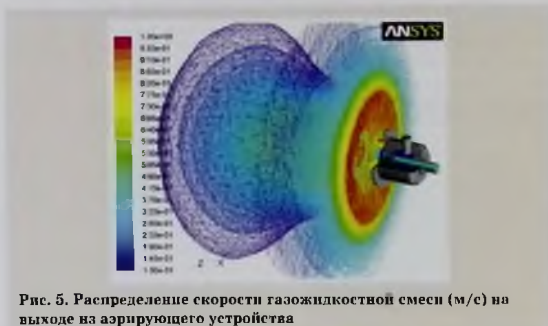


Рис. 5. Распределение скорости газожидкостной смеси (м/с) на выходе из аэрирующего устройства

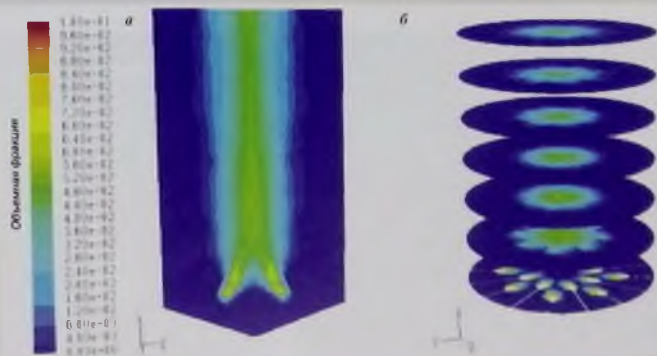


Рис. 6. Распределение объемной концентрации воздушных пузырьков (доли ед.) во флотационной машине СРТ-СЕТСО: а — вертикальное сечение колонны; б — набор горизонтальных сечений

МОДЕРНИЗАЦИЯ ПАРКА ДОРОЖНО-СТРОИТЕЛЬНОЙ ТЕХНИКИ И ЕЕ ВЛИЯНИЕ НА РАБОТУ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ТРАНСПОРТА НА ВОСТОЧНОМ РУДНИКЕ ОАО «АПАТИТ»



КРАВЦОВ А. В.
начальник Восточного
рудника ОАО «Апатит»



БОРШИН А. Г.
зам. начальника
Восточного рудника по
транспорту ОАО «Апатит»



РУБЦОВ И. В.
Начальник тех. отдела
ООО «Цепелин Русланд»

Улучшение показателей работы технологического транспорта — одна из важнейших задач горнодобывающих предприятий. Одним из факторов, влияющих на производительность технологического транспорта, является состояние дорог в карьере. От их качества зависят такие показатели, как безопасность перевозок, техническое состояние транспорта, расход топлива, износ шин и производительность самосвалов. Одновременно с ростом грузоподъемности самосвалов увеличивается и ширина проезжей части дорог, и нагрузка на полотно, что, в свою очередь, повышает затраты на содержание и строительство новых дорог. Для решения задач по содержанию дорог можно идти по пути увеличения числа дорожной техники, либо по пути применения более мощной и производительной техники. Ситуация с увеличением парка машин влечет за собой ряд проблем и поэтому более рациональным является второй путь развития парка дорожных машин. Кроме того, учитывая специфику работ при строительстве и содержании дорог, можно утверждать, что оптимальной техникой для этих целей является автогрейдер.

Учитывая вышесказанное, специалисты предприятия проанализировали предложения изготовителей автогрейдеров. Отличительный рынок предлагает автогрейдер тяжелого класса ДЗ-98 — эксплуатационная масса — 19,5 т, мощность двигателя — 176 кВт, ширина отвала — 4,2 м. Автогрейдер такой модели уже имелся на предприятии, и опыт его эксплу-

тации выявил недостаточную эффективность его работы в условиях карьеров. Зарубежные производители предлагали модели не намного превосходящие показатели автогрейдера ДЗ-98. В 2007 г. фирма Caterpillar приступила к выпуску сверхтяжелого автогрейдера CAT-24M, не имеющего аналогов. Технические характеристики впечатляют: масса — 60 т, мощность двигателя — 397 кВт, ширина отвала — 7,2 м. Расчетные показатели производительности свидетельствовали о высокой эффективности автогрейдера CAT-24M, что послужило основанием для выбора данной модели для Восточного рудника ОАО «Апатит» и в конце 2007 г. ЗАО «ФосАгро АГ» и ООО «Цепелин Русланд» (официальный дилер оборудования Caterpillar и Висурус, экскаваторы ЯН40-400) подписали договор на поставку грейдера CAT-24M в ОАО «Апатит».

Автогрейдеры Caterpillar серии «М» являются воплощением новых технологий. Двигатель CAT C18 ACERT обладает высокими техническими характеристиками и низким уровнем токсичности выхлопных газов. Для автогрейдеров разработана специальная коробка передач с прямым приводом, возможностью переключения под нагрузкой и высоким КПД. Уникальная гидравлическая система обеспечивает не зависящую от нагрузки двигателя и числа одновременно задействованных гидромеханизмов постоянную скорость срабатывания гидродrivодов. Система регулирования мощности двигателя предотвращает пробуксовку колес на низких передачах. Система позиционирования отвала максимально точно выполняет команды рычагов управления. Эргономичная кабина оператора обеспечивает исключительный комфорт, низкий уровень шума и вибрации и отличный обзор. Революционная система управления, заменившая рулевое колесо и рычаги управления двумя джойстикими, упростила управление машиной, благодаря чему операторы рудника быстро приобрели необходимые навыки работы на автогрейдере CAT-24M.

В настоящее время автогрейдер CAT-24M является незаменимой техникой парка дорожно-строительной службы Восточного рудника, в ведении которой находятся два карье-



Сверхтяжелый автогрейдер CAT 24M,
Восточный рудник ОАО «Апатит»



Кабина автогрейдера CAT 24M

ра — «Коашва» и «Ньюклакс» суммарным грузооборотом более 250 млн т·км. Общая протяженность технологических дорог составляет около 60 км. Для профилирования проезжей части средней шириной 20 м автогрейдеру требуется 3-4 прохода. Среднесменная производительность по профилированию и поддержанию карьерных дорог в летнее время составляет более 15 км. Пик нагрузки приходится на зимний период, в сезон максимального количества осадков, когда в кратчайший срок требуется очистить от снега и наледи дорожное покрытие и восстановить основные грузоопотки в карьерах. Для удаления наледи и накатов в зимнее время года на отвал автогрейдера устанавливаются специальные ножи гребенчатого типа. Оперативное реагирование дорожной службы, высокая производительность и специальное оборудование автогрейдера для конкретных условий и задач позволяют минимизировать простои автотранспортного парка, вызванные гололедом, и обеспечить безопасность проведения горных работ.

В конце 2009 г. были подведены итоги и дана оценка работы автогрейдера CAT-24M по следующим показателям: качество

дорожного покрытия в зависимости от времени года; эксплуатационный пробег шин и причины выход из строя; удельный расход топлива; срок службы основных узлов и агрегатов; средняя скорость технологического автотранспорта и его производительность.

На Восточном руднике эксплуатируются самосвалы Caterpillar серии 785C грузоподъемностью 136 т, оборудованные бортовой системой VIMS, позволяющей отслеживать в реальном времени важнейшие показатели работы самосвала, в том числе давление в подвеске машины. Классифицируя давление в подвеске при движении груженого самосвала по уровням действующих нагрузок (I — допустимый, II и III — критический), позволяет возможность оценить состояние дорожного полотна каждого участка. На протяжении 2008-2009 гг. ОАО «Апатит» и ООО «Целлепин Русланд» проводили оценку состояния технологических дорог с помощью бортовой системы VIMS и визуального осмотра. Было отмечено значительное улучшение состояния дорожного полотна, особенно в межсезонный период (зима — весна). К концу зимы (пик приходится на май) образуется многослойный «пирог» из утрамбованного снега и щебня толщиной более 1 м, в котором с началом таяния снега волдырные потоки образовывали невидимые для операторов самосвалов размыты. Данная ситуация вызвала аварийные последствия, снижая производительность и безопасность проведения горных работ. Данное время года для дорожно-строительной службы карьеров северных регионов считается наиболее нагруженным. С появлением автогрейдера CAT-24M удалось обеспечить своевременную уборку талого снега с дорожного профиля, расчистку водоотливных канав, и соответственно удовлетворительное состояние карьерных дорог. Как следует из данных рис. 1, разница средней скорости движения

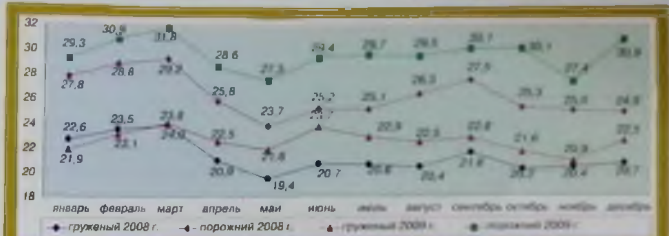


Рис. 1. Средняя скорость движения самосвалов, км/ч. 1, 2 — в 2008 г., груженный и порожний соответственно; 3, 4 — в 2009 г., груженный и порожний соответственно

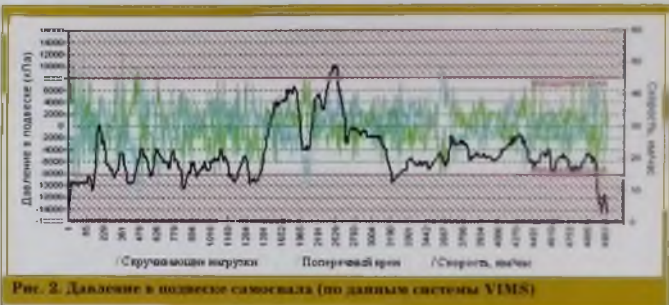


Рис. 2. Давление в подвеске самосвала (по данным системы VIMS)

самосвалов в мае 2008 и 2009 г. составила для порожнего самосвала 14 % и для груженого — 11 %.

В результате регулярного обслуживания дорог с применением сверхтяжелого автогрейдера CAT-24M средняя скорость движения самосвалов за 2009 г. превысила показатели 2008 г. для порожнего самосвала на 11 % и для груженого — на 6 %. Следует отметить, что при среднем плече откатки 5 км это довольно ощутимый прирост производительности единицы технологического автотранспорта.

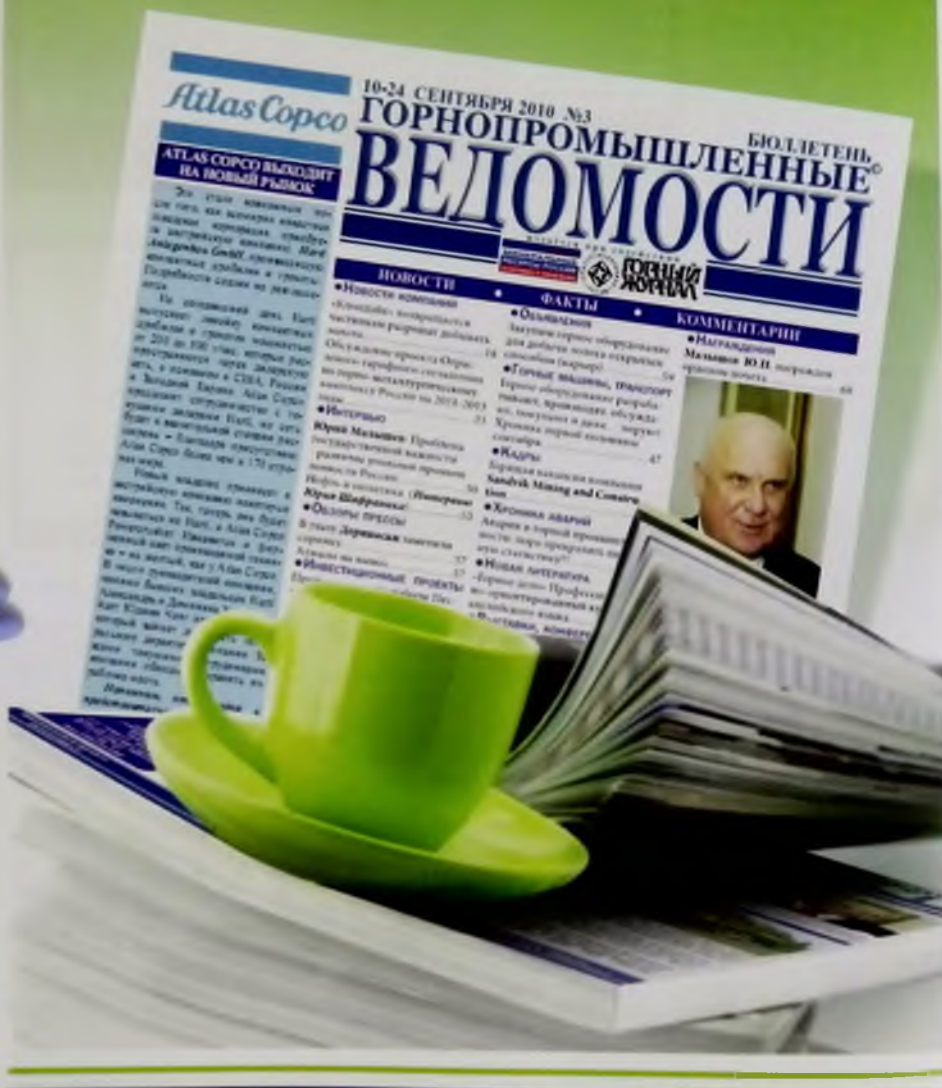
Благодаря регулярному обслуживанию карьерных дорог удалось снизить до минимума критические нагрузки III уровня, сократить более чем в 5 раз нагрузки I и II уровней.

Кроме того, с повышением качества дорожного полотна и снижением сопротивления движению удалось сократить линейный расход топлива (л/100 км) на 5 %.

Благодаря повышению качества дорожного покрытия и снижению воздействия разрушающих нагрузок на основные узлы и агрегаты, в 2009 г. коэффициент технической готовности увеличен на 4,3 % и уменьшено число случаев аварийных сходов технологического транспорта с линии. В 2009 г. время нахождения в ремонте, вызванного нарушением прочности металлоконструкций рам, выходом из строя цилиндров подвески, мотор-колес, трансмиссии сократилось на ~20 %. Число случаев выхода шин технологического автотранспорта за 2008-2009 гг. в связи с проколами и порезами снизилось на 10 %, средний пробег шин возрос на 8 %.

Таким образом, можно заключить, что регулярное обслуживание и поддержание в удовлетворительном состоянии карьерных дорог обеспечивает высокую производительность автотранспортного и горного парка, снижает эксплуатационные затраты, связанные с ремонтом, затратами на ГСМ и шины, а также повышает безопасность проведения горных работ.

Бюллетень «Горнопромышленные ведомости» - информация для тех, кто принимает решения еженедельное электронное издание с возможностью распечатать его прямо с экрана Вашего компьютера.



Atlas Copco
ATLAS COPCO ВЫХОДИТ НА НОВЫЙ РЫНОК

10-24 СЕНТЯБРЯ 2010 №3
БОЛЛЕТЕНЬ ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫЕ ВЕДОМОСТИ

РЕДАКЦИОННО-ИЗДАТЕЛЬСКИЙ ЦЕНТР «ГОРНОПРОМ»

НОВОСТИ
 • Новости компаний
 • «Восточный» увеличивает масштабы расширения добычи
 • Объявлено открытие Северо-Восточного государственного университета в России на 2010-2011 года
 • Итерьерно
 • Купил Мельник Проблемы реализации рудной провинции в России
 • Купил Шафранчик
 • Оценки прессы
 • В стране Даренский инициирует
 • Критика на выдохе
 • Инвестиционные проекты

ФАКТЫ
 • Оценивание
 • Горные ведомости, транспорт
 • Хроника горной промышленности
 • Рядом
 • Хроника событий
 • Новая литература

КОММЕНТАРИИ
 • Интервью
 • Машинин Ю.П. открывает
 • Проблемы реализации рудной провинции в России
 • Проблемы реализации рудной провинции в России
 • Проблемы реализации рудной провинции в России

Эта статья посвящена тому, что еще вчера считалось в нашей стране закрытой и недоступной информацией. Мы публикуем статью и приглашаем читателей следить за развитием.

На сегодняшний день в России ведется около 1000 горнодобывающих предприятий, в том числе около 200 до 300 тысяч человек работают в отрасли. В основном в США, России и Западной Европе. Азия Сторона продолжает сотрудничать с теми странами, где ранее были закрыты. В основном это Китай, Австралия и Бразилия. Австралия - Бразилия - Австралия. Atlas Copco была членом в 170 странах.

Новый владелец планирует в ближайшее время начать переговоры с Atlas и Atlas Copco. Компания Atlas Copco является крупнейшей в мире поставщиком компрессоров. Компания Atlas Copco является крупнейшей в мире поставщиком компрессоров.

Компания Atlas Copco является крупнейшей в мире поставщиком компрессоров. Компания Atlas Copco является крупнейшей в мире поставщиком компрессоров.

Москва, ул. Лобачева, 17, оф. 702
 www.miningexpo.ru
 e-mail: miningexpo@yandex.ru

факс: 8(499) 264-59-66
 моб.: 8(903) 156-88-88

БУРОВОЕ ОБОРУДОВАНИЕ И ИНСТРУМЕНТ ПРОИЗВОДСТВА ЗАО «МАШИНОСТРОИТЕЛЬНЫЙ ХОЛДИНГ» (г. ЕКАТЕРИНБУРГ) В УСЛОВИЯХ ОАО «ГАЙСКИЙ ГОК»



В. В. ЛЮХАНОВ,
директор



С. Б. АЛФЕРОВ,
директор
по продажам

(ЗАО «Машиностроительный Холдинг»)

В этой статье мы хотим познакомить читателей с работой бурового оборудования и инструмента производства ЗАО «МХ» в условиях ОАО «Гайский ГОК» и сравнить станок пневмоударного бурения БП-100С с гидроперфораторными станками очистного бурения импортного производства.

Буровые работы на подземном руднике Гайского ГОКа

Буровое оборудование производства ЗАО «МХ» в основном применяется в условиях подземного рудника (ПР) комбината.

В соответствии с программой перспективного развития комбината, планируется увеличить объем добычи руды подземным способом с нынешних 4,5 до 7 млн т в год. Прирост добычи будет обеспечиваться за счет разработки глубоких и сверхглубоких горизонтов. В настоящее время на ПР проходческие работы ведут на гор. 1070 м, осуществляется углубление четырех шахтных стволов, а также строительство одного нового.

Буровые работы проводят в сложных горно-геологических условиях: 80 % горной массы представлено сплошными рудами с высокой степенью взрастности крепостью 14–16 по шкале проф. М. М. Протодаконова. 20 % — вкрапленными медными и медно-цинковыми рудами крепостью 8–12; трещиноватость пород — от средней до высокой.

Проходческие буровые работы осуществляются с помощью самоходных перфораторных буровых установок (БУ) шведского и японского производства, номинальный диаметр штургов 45 мм, резьбовое соединение штанг Я-32.

Для подготовки камер к очистной выемке буровые работы ведутся с применением самоходных гидроперфораторных станков (ГПС) шведского и финского производства (номинальный диаметр бурения скважин 102 мм, резьбовое соединение штанг ST-68), а также станков пневмоударного бурения отечественного производства НКР-100МА, БП-100, БП-100С. При очистном бурении используют скважины номинальным диаметром 110 мм; под компенсационные и технологические нужды бурят скважины диаметром 160, 180 и 220 мм; под закладочные — 220 и 300 мм.

Буровой инструмент производства ЗАО «МХ» в условиях ПР Гайского ГОКа

Для импортных ГПС ЗАО «МХ» изготавливает импортзамещающий буровой инструмент, в высоком качестве которого уже убедились многие горнодобывающие предприятия.

В ОАО «Гайский ГОК» импортзамещающие перфораторные буровые коронки КНШ-102.СТ68.В16S номинальным диаметром 102 мм производства ЗАО «МХ» серийно применяются с 2009 г. после проведения масштабных промышленных сравнительных испытаний с буровыми коронками шведского производства. Испытания показали, что стойкость буровых коронок КНШ-102.СТ68.В16S не уступает стойкости коронок шведского производителя, при этом применение перфораторных коронок производства ЗАО «МХ» привело к снижению стоимости бурового инструмента диаметром 102 мм на 37,8 %.

В июле 2010 г. в условиях ПР проводили сравнительные испытания перфораторных коронок КНШ-102.СТ68.В16S с буровыми коронками финского производства. По результатам испытаний Комиссия ОАО «Гайский ГОК» в очередной раз отметила эффективность применения перфораторных коронок КНШ-102.СТ68.В16S производства ЗАО «МХ».

При проходке восстающих методом секционного взрывания для улучшения качественных показателей отбойки горной массы компенсационные скважины должны иметь боль-

ший диаметр, чем взрывные. В связи с этим специалисты ЗАО «МХ» разработали к импортным ГПС очистного бурения для условий ПР перфораторные буровые коронки КНШ-152.СТ68.FS номинальным диаметром бурения 152 мм под резьбовое соединение ST-68. Кроме того, в зависимости от горно-геологических условий компенсационные скважины бурят с использованием пневмоударников П-160-5.5М с буровыми коронками КНШ-160МК, КНШ-180К/160М и расширителями скважин Р220/160М-110 производства ЗАО «МХ».

Для заполнения выработанного пространства закладочной смесью в условиях комбината требуется бурить скважины номинальным диаметром 220 мм, а для ввода труб в скважину на глубину 3–4 м — диаметром 300 мм. В случае, если с нижележащего горизонта невозможно отбурить ввод под трубы, всю скважину расширяют до 300 мм. Для этих целей специалисты ЗАО «МХ» разработали пневмоударные расширители скважин оригинальной конструкции Р220/160М-110 и Р300/160М-220 (Р — расширитель, далее — номинальный диаметр расширенной скважины, тип пневмоударника, номинальный диаметр опережающей скважины), работающие с пневмоударниками П-160-5.5М. При разработке для комбината указанных расширителей с пневмоударниками проведены конструкторские и экспериментальные работы в условиях рудника, по результатам которых в конструкцию внесены существенные изменения, учитывающие горно-геологические особенности Гайского месторождения. После проведения промышленных испытаний Комиссия ОАО «Гайский ГОК» приняла расширители скважин Р220/160М-110 и Р300/160М-220 производства ЗАО «МХ» в промышленное применение.

Бурение каскадных скважин с последующим их расширением для перепуска закладочной смеси с вышележащих горизонтов на нижележащие является самым сложным процессом технологического бурения в условиях ПР. Скважины бурят сверху вниз под углом от -70° до -90°, глубиной от 70

до 120 м. Первоначально бурят направляющую (сважину) диаметром 110 мм с последующим ее расширением до 220 мм, а затем (при необходимости) и до 300 мм. Бурение горизонтальных технологически скважин (спрямляющих) под углом от 0° до ±15° длиной до 60 м с последующим расширением до 220 мм также является одним из сложных процессов. В условиях комбината с помощью бурового инструмента и буровых станков БП-100 и БП-100С производства ЗАО «МХ» отбурено множество каскадных и спрямляющих скважин разной степени сложности, с последующим расширением.

В ходе проведения испытаний и отработки конструктивно-технологических параметров бурового инструмента в условиях многих горнодобывающих предприятий мы не раз убеждались в том, что расширение скважин — это сложное и ответственное мероприятие, которое требует повышенного внимания к режиму бурения со стороны машиниста БУ. При неправильно подобранном режиме возникают повышенные нагрузки, которые ведут к увеличению вибрации на буровой стае и, как следствие, к преждевременному износу станка, штанг и бурового инструмента. Некоторые горнодобывающие предприятия при расширении скважин не учитывают всей сложности работ и уделяют мало внимания квалификации и мотивации к труду машинистов БУ, несмотря на то, что при выполнении этой операции машинист не только должен квалифицированно выбрать режим бурения, но и испытывает повышенные физические нагрузки. Отметим, что в ОАО «Гайский ГОК» к расширению скважин допускаются только опытные машинисты БУ 5–6 разряда, и введен специальный коэффициент начисления заработной платы ($K = 1,3 + 1,5$ от базовой скважины диаметром 110 мм), который мотивирует работника на оперативное и качественное выполнение задачи.

Для бурения скважин номинальным диаметром 110 мм в условиях комбината применяют пневмударники П-110-2,8МР (ударная мощность 2,8 кВт байонетное соединение) с буровыми коронками лезвийного типа К-110М и штыревого типа КНШ-110БМSp40 производства ЗАО «МХ». В условиях комбината многократно проводили сравнительные испытания

бурового инструмента номинальным диаметром 110 мм разных производителей в том числе и зарубежных, в результате которых в большинстве случаев по качественным эксплуатационным и экономическим показателям более эффективным признавался инструмент производства ЗАО «МХ».

Буровые станки производства ЗАО «МХ» в условиях ПР Гайского ГОКа

В условиях ОАО «Гайский ГОК» проводились испытания бурового станка БП-100 производства ЗАО «МХ», в ходе которых специалисты комбината выявили ряд его существенных преимуществ перед станками НКР-100МА:

- облегчен монтаж бурового станка на рабочем месте, телескопическая распорная колонка вместе со станком расположена на салазках, что позволяет значительно уменьшить время перестановки и монтажа;
- телескопическая распорная колонка снабжена гидравлическим домкратом для распорки в кровлю, что дает возможность точн и, главное, надежно раскрепить буровой станок на точку бурения;
- выносной передвижной пульт управления позволяет машинисту БУ находиться на безопасном расстоянии (до 5 м) от зоны бурения;
- на станке БП-100 установлен механизм сборки и разборки бурового става, что значительно уменьшает долю ручного труда при бурении и обеспечивает безопасность работ;
- люнет-патрон центрирует буровой став и позволяет производить наиболее точное забуривание и бурение скважин.

Применение буровых штанг диаметром 76 мм с трапециевидальной резьбой и уплотнителями стыков повышает:

- вынос буровой мелочи благодаря увеличению скорости восходящей струи в затрубном пространстве;
- жесткость и точность направления бурового става;
- герметичность бурового става;
- срок службы и долговечность буровых штанг.

Среднесменная производительность станка БП-100 и станка НКР-100МА составила 19 и 12,5 м соответственно.

С 2008 г. в ОАО «Гайский ГОК» организовано сервисное обслуживание бурового оборудования произ-

водства ЗАО «МХ»: что существенно улучшило качество и сократило сроки ремонтов. Сервисные специалисты осуществляют мониторинг качества поставляемой продукции, проводят опытные и промышленные испытания изделий, помогают в обучении персонала работе с оборудованием ЗАО «МХ», осуществляют ввод в эксплуатацию нового и отремонтированного оборудования.

В ходе совместных производственных совещаний специалисты сформулировали технические требования, предъявляемые к станку БП-100С, с тем чтобы расширить его эксплуатационные возможности для условий комбината.

1. Станок БП-100С предназначен для бурения взрывных скважин при подземной разработке месторождений полезных ископаемых, а также скважин вспомогательного назначения: вентиляционных, закладочных, для прокладки кабелей, трубопроводов и др. диаметром 85, 105, 110, 130 и 160 мм в породах крепостью 6–20 по шкале проф. М. М. Протодаконова (ГОСТ 21153.1-75), с применением погружных пневмударников, работающих на сжатом воздухе (давление от 0,4 МПа до шахтной сети и до 1,4 МПа — от автономной самоходной компрессорной станции СКУ 10/10). Направление бурения скважин без перестановки станка — круговой веер в вертикальной плоскости и в наклонных плоскостях (от -20° до +20°), а также горизонтальные скважины вдоль продольной оси станка (высота от почвы 1,5–1,7 м).

2. Станок обеспечивает:

- бурение скважин в расширенном диапазоне буровых выработок от 2,7×2,7 до 4,7×4,7 м;
- передвижение по горной выработке бурового горизонта;
- перевозку буровых штанг, инструмента и другого оборудования;
- установку с помощью гидропривода заданного угла бурения;
- механизированную сборку-разборку бурового става;
- надежный дистанционный распор с помощью гидродомкратов при бурении веера скважин;
- быстрое забуривание и точность заданного направления бурения скважин благодаря устройству наведения рабочего органа до упора в забой;

до 120 м. Первоначально бурят направляющую скважину диаметром 110 мм с последующим ее расширением до 220 мм, а затем (при необходимости) и до 300 мм. Бурение горизонтальных технологических скважин (спрямляющих) под углом от 0° до ±15°, длиной до 60 м с последующим расширением до 220 мм также является одним из сложных процессов. В условиях комбината с помощью бурового инструмента и буровых станков БП-100 и БП-100С производства ЗАО «МХ» отбурено множество каскадных и спрямляющих скважин разной степени сложности, с последующим расширением.

В ходе проведения испытаний и отработки конструктивно-технологических параметров бурового инструмента в условиях многих горнодобывающих предприятий мы не раз убеждались в том, что расширение скважин — это сложное и ответственное мероприятие, которое требует повышенного внимания к режиму бурения со стороны машиниста БУ. При неправильно подобранном режиме возникают повышенные нагрузки, которые ведут к увеличению вибрации на буровой стае и, как следствие, к преждевременному износу станка, штанг и бурового инструмента. Некоторые горнодобывающие предприятия при расширении скважин не учитывают всей сложности работ и уделяют мало внимания квалификации и мотивации к труду машинистов БУ, несмотря на то, что при выполнении этой операции машинист не только должен квалифицированно выбрать режим бурения, но и испытывает повышенные физические нагрузки. Отметим, что в ОАО «Гайский ГОК» к расширению скважин допускаются только опытные машинисты БУ 5–6 разряда, и введен специальный коэффициент начисления заработной платы ($K = 1,3-1,5$ от базовой скважины диаметром 110 мм), который мотивирует работника на оперативное и качественное выполнение задачи.

Для бурения скважин номинальным диаметром 110 мм в условиях комбината применяют пневмударники П-110-2,8МР (ударная мощность 2,8 кВт, байонетное соединение) с буровыми коронками лезвийного типа К-110М и штыревого типа КНШ-110БМSp40 производства ЗАО «МХ». В условиях комбината многократно проводили сравнительные испытания

бурового инструмента номинальным диаметром 110 мм отечественной и зарубежной, в результате которых в большинстве случаев по качественным эксплуатационным и экономическим показателям более эффективным признавался инструмент производства ЗАО «МХ».

Буровые станки производства ЗАО «МХ» в условиях ПР Гайского ГОКА

В условиях ОАО «Гайский ГОК» проводились испытания бурового станка БП-100 производства ЗАО «МХ», в ходе которых специалисты комбината выявили ряд его существенных преимуществ перед станками НКР-100МА:

- облегчен монтаж бурового станка на рабочем месте, телескопическая распорная колонка вместе со станком закреплена на салазках, что позволяет значительно уменьшить время перестановки и монтажа;
- телескопическая распорная колонка снабжена гидравлическим домкратом для распорки в кровлю, что дает возможность точн и, главное, надежно раскрепить буровой станок на точку бурения;
- выносной передвижной пульт управления позволяет машинисту БУ находиться на безопасном расстоянии (до 5 м) от зоны бурения;
- на станке БП-100 установлен механизм сборки и разборки бурового става, что значительно уменьшает долю ручного труда при бурении и обеспечивает безопасность работ;
- люнет-патрон центрирует буровой став и позволяет производить наиболее точное забуривание и бурение скважин.

Применение буровых штанг диаметром 76 мм с трапециевидной резьбой и уплотнителями стыков повышает:

- вынос буровой мелочи благодаря увеличению скорости восходящей струи в затрубном пространстве;
- жесткость и точность направления бурового става;
- герметичность бурового става;
- срок службы и долговечность буровых штанг.

Среднесменная производительность станка БП-100 и станка НКР-100МА составила 19 и 12,5 м соответственно.

С 2008 г. в ОАО «Гайский ГОК» организовано сервисное обслуживание бурового оборудования произ-

водства ЗАО «МХ», что существенно улучшило качество и сократило сроки ремонтов. Сервисные специалисты осуществляют мониторинг качества поставляемой продукции, проводят опытные и промышленные испытания изделий, помогают в обучении персонала работе с оборудованием ЗАО «МХ», осуществляют ввод в эксплуатацию нового и отремонтированного оборудования.

В ходе совместных производственных совещаний специалисты сформулировали технические требования, предъявляемые к станку БП-100С, с тем чтобы расширить его эксплуатационные возможности для условий комбината.

1. Станок БП-100С предназначен для бурения взрывных скважин при подземной разработке месторождений полезных ископаемых, а также скважин вспомогательного назначения: вентиляционных, закладочных, для прокладки кабелей, трубопроводов и др. диаметром 85, 105, 110, 130 и 160 мм в породах крепостью 6–20 по шкале проф. М. М. Протодаконова (ГОСТ 21153.1-75), с применением погружных пневмударников, работающих на сжатом воздухе (давление от 0,4 МПа до шахтной сети и до 1,4 МПа — от автономной самоходной компрессорной станции СКУ 10/10). Направление бурения скважин без перестановки станка — круговой веер в вертикальной плоскости и в наклонных плоскостях (от -20° до +20°), а также горизонтальные скважины вдоль продольной оси станка (высота от почвы 1,5–1,7 м).

2. Станок обеспечивает:

- бурение скважин в расширенном диапазоне буровых выработок от 2,7×2,7 до 4,7×4,7 м;
- передвижение по горной выработке бурового горизонта;
- перевозку буровых штанг, инструмента и другого оборудования;
- установку с помощью гидропривода заданного угла бурения;
- механизированную сборку-разборку бурового става;
- надежный дистанционный распор с помощью гидромкратов при бурении веера скважин;
- быстрое забуривание и точность заданного направления бурения скважин благодаря устройству наведения рабочего органа до упора в забой;



**Буровой станок BP-100
производства ЗАО «МХ» в условиях
ПР Гайского ГОКа**

- увеличение глубины бурения, исключение заклинивания бурового става, повышение производительности бурения на 20–40 % за счет увеличения на 40 % крутящего момента и усилия подачи станка, а также снижения затрат времени на вспомогательные операции;

- снижение доли ручного труда, тяжелых и трудоемких операций при бурении и обслуживании станка;
- повышение безопасности работ и улучшение санитарно-гигиенических условий труда машиниста БУ.

В январе 2010 г. с ОАО «Гайский ГОК» заключен договор на изготовление станка BP-100С. В июле 2010 г. станок поставлен в адрес комбината и сертифицирован специалистами ЗАО «МХ» введен в эксплуатацию, в ходе которой технические специалисты ПР могли неоднократно убедиться в надежности заложенных конструктивно-технических решений и высоких технико-эксплуатационных показателях его работы.

Сравнение бурового станка

BP-100С с ГПС очистного бурения импортного производства

Создавая буровой станок BP-100С и общаясь с техническими службами горнодобывающих предприятий, в том числе и Гайского ГОКа, мы пришли к выводу, что вокруг импортной буровой техники существует множество разных мифов, эффективность и возможность ее применения явно преувеличены. Так, для очистного бурения взрывных скважин на горнодобывающих предприятиях применяют импортные самоходные буровые станки с гидравлическими перфораторами. Эти станки значительно превосходят станки пневмударного бурения, которые

работают на сетевом давлении воздуха 0,4–0,6 МПа. Но вместе с тем они обладают и недостатками, о которых мало кто знает. Мы взяли на себя смелость сравнить самоходный буровой станок BP-100С производства ЗАО «МХ» с импортными ГПС для очистного бурения с перфораторами мощностью 30–40 кВт и номинальным диаметром бурения 89–115 мм.

1. Габариты станков, их масса, диапазон буровых выработок.

Буровые станки стандартной комплектации BP-100С эксплуатируются в диапазоне сечения выработок от 2,7×2,7 до 4,7×4,7 м (от 7,5 до 22 м²). Габаритные размеры станка BP-100С:

- в рабочем положении: длина 3,7, ширина 1,6, высота минимальная 2,65, максимальная — 4,7 м;
- в транспортном: длина 3,48, ширина 1,6, высота 1,6 м.

Масса бурового станка BP-100С составляет 2,6 т.

Самоходные ГПС импортного производства для очистного бурения в основном предназначены под конкретное сечение выработок. С перфораторами мощностью 30–40 кВт их изготавливают для горных выработок сечением 17–20 м². Их габаритные размеры и масса в зависимости от модели станка меняются в пределах:

- в рабочем положении: длина 9–10, ширина 2–2,35, высота 3,6–3,9 м;
- в транспортном: длина 9–10, ширина 2–2,35, высота 2,6–2,9 м.

Масса импортных самоходных станков составляет 17–21 т.

2. Глубина и диапазон направления бурения скважин.

Буровая установка BP-100С бурит круговой веер скважин (360°) в вертикальной плоскости, в наклонных плоскостях (при наклоне от вертикальной оси от -20° до +20°) и горизонтальные полувеера скважин номинальным диаметром бурения 85, 105, 110, 130, 160 мм, на глубину 70–120 м в зависимости от диаметра и угла бурения.

Опыт эксплуатации горнодобывающих предприятий показывает, что импортные ГПС эффективны при бурении верхних полувееров скважин глубиной до 35–40 м в вертикальных и наклонных плоскостях. При бурении более 35–40 м значительно теряется энергия удара и снижается эксплуатационная стойкость перфоратора, а также в несколько раз снижается про-

изводительность бурения. При бурении нисходящих скважин в поджманных условиях возникают проблемы в связи с обсыдкой скважин и заклиниванием бурового става. Импортные производители ГПС предприняли ряд мер по предотвращению данных проблем: разработаны электронные антизаклинивающие системы, эксграторы (перфоратор обратного действия) для выбуривания при заклинивании става, но эти опции оправдали себя только при бурении вверх, а при бурении вниз они неэффективны. Большинство горнодобывающих предприятий применяют ГПС импортного производства только для бурения верхних полувееров скважин.

3. Расширение скважин

Буровые станки BP-100С с применением расширителей скважин способны бурить скважины увеличенного (до 300 мм) диаметра различного технологического назначения на глубину 70–120 м (в зависимости от диаметра скважин и горно-геологических особенностей) в том же диапазоне направлений бурения, что и обычным инструментом.

Импортные ГПС могут бурить верхние полувеера скважин увеличенного диаметра (до 152 мм) на глубину до 35–40 м.

4. Энергопотребление

Для эксплуатации бурового станка BP-100С требуется давление воды 0,4–0,6 МПа с расходом 10–18 л/мин для пылеподавления и давление шахтного воздуха 0,4–0,6 МПа от шахтной сети с расходом от 12 до 30 м³/мин.

Для эксплуатации самоходных ГПС очистного бурения необходима вода для пылеподавления и очистки скважины, подвод силового электри-



**Один из опытейших машинистов
рудника С. А. Белоусов
на буровой установке BP-100С
(ОАО «Гайский ГОК»)**

ческого кабеля (сечением 70 мм²) в забой для обеспечения работы насосов компрессора, гидравлической системы БУ, а также дизельное топливо для перемещения установки по горным выработкам.

5. Производительность станков, затраты на бурение

Если сравнивать технологические показатели в идентичных условиях при бурении вверх на глубину до 35 м, то производительность ГПС очистного бурения впечатляет. Так, среднесменная производительность в 2,5–4 раза выше, чем у буровых станков БП-100С. Впечатляют также условия труда машинистов БУ на самоходных импортных станках, особенно автоматический режим сборки и разборки бурового снаряда с помощью касетирующего устройства. В зависимости от комплектации ГПС, импортные производители за счет потребителя устанавливают противозаклинивающие системы, системы кондиционирования воздуха, экстракторы, лазерное позиционирование и другие опции для комфортной работы машиниста. Но цена, срок окупаемости оборудования, налог на имущество основных средств и амортизационная нагрузка, которые ложатся на себестоимость руды, у импортных ГПС в 15–20 раз (!) выше, чем у бурового станка БП-100С, т. е., приобретая 3–4 буровых станка БП-100С, потребитель обеспечивает ту же производительность, что и у одного импортного ГПС, и получает расширенные возможности бурения, которые так необходимы при подготовке камер к выемке полезных ископаемых, экономия при этом значительные денежные средства. Имея в своем распоряжении несколько буровых станков БП-100С вместо одного ГПС потребитель ограждает себя от несвоевременных простоев оборудования при ремонтах и непредвиденных поломках.

При этом, конечно, увеличивается численность машинистов буровых станков и, соответственно, затраты на заработную плату и подоходный налог. Но, на наш взгляд, эти затраты значительно ниже, они несоизмеримы с ценой, налогом на имущество и амортизационной нагрузкой, возникающими при покупке ГПС импортного производства с их дорогостоящим обслуживанием.

А если подать на пневмударник станка БП-100С воздух не от шахтной

сети, а от автономной самоходной компрессорной установки СКУ 10/10 производства ЗАО «МХ», обеспечивающей повышенное давление воздуха (до 1 или 1,4 МПа), то результаты будут иные. При работе пневмударным инструментом механическая скорость бурения скажин возрастает пропорционально росту давления сжатого воздуха на пневмударник. Стоимость самоходной компрессорной станции соизмерима со стоимостью станка БП-100С. Таким образом, приобретая станок БП-100С в комплекте с передвижной компрессорной установкой и применяя буровой инструмент на соответствующее давление воздуха, потребитель получает высокую производительность бурения скажин, затратив при этом примерно в 8–10 раз (!) меньше денежных средств, чем при покупке ГПС.

6. Вторичные затраты.

Под вторичными затратами мы подразумеваем статьи расходов, которые возникают при эксплуатации оборудования, обычно они связаны с обслуживанием, ремонтом и покупкой расходных материалов.

Расходные материалы на буровые станки БП-100С уступают, но незначительно, по технологии и качеству изготовления европейским производителям, но стоимость расходных материалов импортных ГПС в разы превышает стоимость расходных материалов буровых станков БП-100С. Так, например, стоимость буровых штанг на буровой станок БП-100С в 6–7 раз ниже стоимости штанг для импортных ГПС, при этом срок их службы не уступает, а в некоторых случаях, в связи с различной нагрузкой, и превосходит (энергия удара на забой в ГПС передается через стая).

Смазывающие материалы бурового станка БП-100С в основном представлены минеральным маслом И-20 или И-30 отечественного производства. Опыт эксплуатации станков БП-100С показывает, что система смазки узлов и агрегатов проста и надежна.

Смазывающие материалы для самоходных ГПС представлены несколькими наименованиями в виде синтетических и полусинтетических дорогостоящих масел импортного производства. Неправильный подбор или регламент смазки приводит к существенным поломкам дорогостоящих узлов и агрегатов ГПС. Опыт

эксплуатации импортных ГПС показывает, что через 3–4 мес начинают постоянно выходить из строя рукава высокого давления (РВД), что приводит к значительным незапланированным утечкам дорогостоящих синтетических масел. А поскольку РВД не являются гарантийными материалами и качество их зачастую невысокое, то ответственность за простои оборудования и издержки никто не несет. Устойчивый дефицит импортных масел существует практически на всех горнодобывающих предприятиях, где эксплуатируются ГПС очистного бурения.

Опыт эксплуатации буровых станков БП-100С показывает, что при 6 часовой смене, 3 сменном рабочем дне и 5-дневной рабочей неделе, при правильной эксплуатации капитальный ремонт станков требуется через 9–12 мес. Основными нагруженными и изнашивающимися узлами буровых станков БП являются «вращатель» и «механизм подачи», которые можно ремонтировать без специальной оснастки и приспособлений, а в случае необходимости в течение нескольких часов можно произвести агрегатную замену узда.

У импортных компаний, поставляющих ГПС, существует практика платного гарантийного ремонта дорогостоящих гидравлических перфораторов через 500 ч работы, при этом, если ремонт не проведен, потребителя могут снять с гарантии, а стоимость ремонта только на перфоратор достигает четверти стоимости всего бурового станка БП-100С.

Точного сравнительного экономического анализа по прямым и вторичным затратам никто не делал, но, на наш взгляд, расходы по обслуживанию импортных гидроперфораторных станков очистного бурения неоправданно высоки и в десятки раз превышают расходы на обслуживание пневмударных буровых станков БП-100С производства ЗАО «МХ».

ЗАО «МАШИНОСТРОИТЕЛЬНЫЙ ХОЛДИНГ»

**620024, Россия, Екатеринбург,
Симская ул., 1, офис 401.**

Тел.: (343) 294-77-77, 295-85-80;

Тел./факс: (343) 294-70-70

www.mash-hold.ru

e-mail: mashhold@mail.ru

УДК 622.7.622.778

В. В. КАРМАЗИН, В. Г. АНДРЕЕВ (МГТУ)
И. В. ПАЛИН (ООО «ИжирининиКомплект»)
С. Н. ЖИЛИН (ЛГОК)
Ю. М. ПОЖАРСКИЙ (НИТУ «МИСиС», Старооскольский филиал)

СОЗДАНИЕ ТЕХНИКИ ДЛЯ ТЕХНОЛОГИИ ПОЛНОСТАДИАЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ МАГНЕТИТОВЫХ КВАРЦИТОВ



В. В. КАРМАЗИН,
проф., д-р техн. наук



В. Г. АНДРЕЕВ,
аспирант



И. В. ПАЛИН,
инженер



С. Н. ЖИЛИН,
начальник
технологического отдела,
канд. техн. наук



Ю. М. ПОЖАРСКИЙ,
доцент, канд. техн. наук

Магнитное обогащение магнетитовых руд многие годы находится вне конкуренции с другими методами благодаря высокому извлечению магнетита, минимальному времени сепарации и очень низкой себестоимости концентрата. Сам принцип процесса настолько прост и надежен, что работоспособными оказываются все вновь предложенные конструкции магнитных сепараторов, но для выбора лучших наиболее показательными остаются только технико-экономические критерии: производительность, селективность и эффективность процесса, капитальные и эксплуатационные затраты.

Вместе с тем технико-экономические показатели общепринятой технологии мокрого обогащения магнетитовых руд на современных железорудных ГОКах всего мира оставляют желать лучшего, так как для получения товарного концентрата требуется не менее трех стадий измельчения и пяти стадий сепарации. В то же время уже после I стадии самоизмельчения в руде Лебединского ГОКа, кроме большого количества раскрытых зерен пустой породы, присутствует значительная часть чистых зерен магнетита и весьма богатых сростков (до 40%) [1]. Это уже готовый товарный концентрат, который просто необходимо выводить из циклов измельчения, предотвращая ошламование магнетита, сопровождающееся снижением его магнитных свойств и, соответственно, извлечения. К сожалению, при мокрой сепарации сегодня сделать это невозможно.

Отметим, что уже давно доказано в промышленных условиях [2, 3], что с помощью сухих центробежных магнитных сепараторов с магнитным полем высокой частоты из концентратов ГОКов КМА можно получать суперконцентраты, содержащие менее 1% кремнезема, т. е. практически это возможно.

Наилучший из современных серийных мокрых магнитных сепараторов ПБМ-120/300 способен выделять в отвальные хвосты только немагнитные зерна пустой породы и очень бедные сростки, а весь магнетит и его сростки переходят в магнитный продукт и затем посту-

Представлены результаты стендовых и полупромышленных испытаний в условиях Лебединского ГОКа нового высокоселективного магнитного сепаратора, предназначенного для обогащения магнетитовых кварцитов. Его внедрение в рамках запатентованной технологии магнитной сепарации позволит решить проблему полностадиального обогащения тонковкрапленных магнетитовых кварцитов с последовательным выведением их схемы кондиционных железосодержащих концентратов. Это даст возможность не только повысить качества концентратов, но и снизить капитальные и эксплуатационные расходы при обогащении сырья.

Ключевые слова: магнетитовые кварциты, мокрая магнитная сепарация, магнитная флокуляция, минеральные сростки, вращающаяся магнитная система, качество концентратов.

пают на следующую стадию измельчения. Выделять магнетит на сепараторах данного типа после каждой стадии измельчения не удается по трем причинам:

- контрастность магнитных свойств на границе «магнитная рудная смесь — немагнитные породные минералы» значительно выше, чем на границе элементов рудной смеси, а поскольку селективность действия сепараторов недостаточна, они эту разницу не улавливают [1, 2];
- жесткая магнитная флокуляция частиц магнетита в относительно сильном поле рабочей зоны сепаратора вызывает захват в концентрат бедных сростков и частиц пустой породы [1–4];
- высокая физико-механическая активация материала и пьезоэффект, появляющийся в ходе измельчения руды, вызывают накопление зарядов на поверхности частиц кварца, закрепляющих их на магнетите кулоновскими силами («зеркального отображения»).

Если первая причина связана с природными свойствами руд, и ее частичное устранение возможно в про-

цессах самоизмельчения, что можно показать на примере Лебединского ГОКа, то вторые и третьи причины в основном зависят от режима разделения и конструкции магнитного сепаратора.

Именно по действующей технологии, передающей всю рудную смесь в последующую мельницу, только после трех стадий измельчения и пяти приемов separации (вместо двух стадий и трех приемов при сухом обогащении) содержание железа в магнитном продукте достигает 65–68%, но в связи с переизмельчением потери магнетита в хвосты увеличиваются на 2–3%. Повышение содержания $Fe_{общ}$ в концентрате на 1% в ныне действующем варианте технологии приводит к снижению извлечения металла в концентрат до 3% [1, 2]. Многостадийное измельчение сопровождается образованием небогатых сростков и обеденных кварцем монодоменных флюклов, что также ограничивает возможность получения малокремнеземистых высококачественных концентратов [1].

Для решения этой проблемы требуется высокоселективный мокрый магнитный сепаратор промышленного типа, который способен отделить чистый магнетит от его сростков и постадийно выводить его в товарный концентрат. Многочисленные попытки многих исследователей создать такие конструкции были иногда положительными в технологическом плане, но экономически несостоятельными либо малоработоспособными, по крайней мере они так и не были доведены до внедрения в промышленных условиях [1, 3–5].

Специалисты НТЦ МГГУ с 1995 г. в промышленных условиях проводят экспериментально-конструкторские и технологические исследования, направленные на создание высокоселективных магнитных сепараторов, способных реализовать постадийное выделение товарных концентратов по мере раскрытия магнетита.

На основе анализа всех известных научно-технических решений и специальных исследований авторами

были проверены следующие возможные способы повышения эффективности separации:

- управление процессом образования флюклов перемишиванием (в этом случае в их ядро попадают только чистые магнетитовые зерна) с последующим переводом флюклов в концентрат (селективная магнитная флокуляция);
- постоянное разрушение флюклов в процессах separации;
- блокировка адгезии кварца на магнетите внешним электрическим или электромагнитным полем; ослабление флокулообразования за счет снижения напряженности внешнего намагничивающего поля сепаратора в зоне доводки концентрата;
- очистка магнетитосодержащих флюклов от зерен пустой породы физико-механическими воздействиями на их структуру (индукционная решетка, гидродинамические дефлекторы и др.).

Все эти способы были проанализированы и испытаны в НТЦ МГГУ совместно с сотрудниками Михайловского и Лебединского ГОКов на сепараторах различных конструкций, и на их основе создан экспериментальный образец сепаратора ВСПБМ-32,5/20, защищенный патентом РФ № 236421.

На этом сепараторе были проведены стендовые и промышленные испытания на ГОКах с целью определения оптимальных значений основных его конструктивно-технологических параметров*. Результаты этих испытаний в условиях, близких к оптимальным (число оборотов барабана и магнитной системы 15–20 и 35–40 мин⁻¹ соответственно, содержание твердого в питании 1,2–1,3 кг/дм³, производительность 1 т/ч на 1 м ширины питания), обработанные с помощью программы «Statistica», показаны на рис. 1.

По итогам многолетних (2004–2008 гг.) промышленных испытаний опытного сепаратора ВСПБМ-32,5/20 на ЛГОКе и МГОКе авторами была разработана и запатентована технологическая схема со стадийным выделением концентрата (№ 2366511, Бюлл. № 4 от 10.02.2009) [5], которая проверялась по отдельным узлам действующих обогатительных фабрик. По этой схеме исходную руду, содержащую 33,05% $Fe_{общ}$, направляют в первый измельчающий контур (мельница мокрого самоизмельчения ММС-90×30А, работающая в замкнутом цикле с классификатором 2КСНТ-3,0×17,2). Слив классификатора крупностью более 50% класса –0,045 мм поступает на магнитные сепараторы ПБМ-ПП-120/300 I стадии separации, состоящей из трех приемов. При этом выделяются хвосты, содержащие 10,1% $Fe_{общ}$, и магнитный продукт крупностью 46% класса –0,045 мм (содержание $Fe_{общ}$ 58,4%, раскрытых рудных зерен ~58%). Далее магнитный продукт направляют на сепаратор ВСПБМ-90/100 с получением конечного концентрата, содержащего 68,5% $Fe_{общ}$ и 54% класса –0,045 мм, а также промпродукта (53,28% $Fe_{общ}$). Затем промпродукт подвергают классификации в гидроциклоне ГЦ-500 с выделением песков, содержащих 57,86% $Fe_{общ}$. Пески поддают на доизмельчение во II измельчающий контур (мельница МРГ-55×75, работающая в замкнутом цикле с классификатором 1КСНТ-3,0×17,2), после чего их направляют на магнитные сепараторы ПБМ-ПП-120/300 II стадии

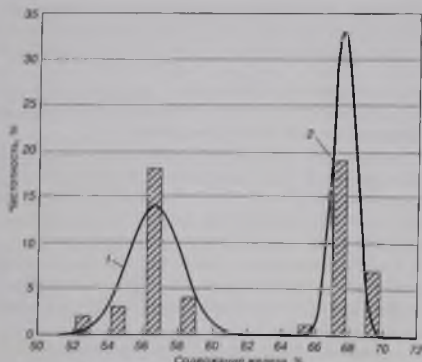


Рис. 1. Содержание железа в исходном питании (1) и концентрате (2) сепаратора при оптимальных параметрах separации

* В выполнении этих работ участвовали В. А. Измаков, Р. В. Ковалев, Т. Н. Газян, Н. Г. Синельникова и др.

магнитной сепарации. В результате получают хвосты, содержащие 14,86 % $Fe_{общ}$ и магнитный продукт крупностью 96 % класса -0,045 мм (содержание $Fe_{общ}$ 60,13 %, раскрытых рудных зерен - 74 %). Из магнитного продукта с помощью магнитного сепаратора ВСПБМ-90/100 в конечный концентрат, содержащий 68,83 % $Fe_{общ}$ и 91 % класса -0,045 мм, выделяют раскрытые зерна магнетита, а также промпродукт (52,35 % $Fe_{общ}$), который возвращают на классификацию в гидроциклоны. Слив классификации (81 % класса -0,045 мм), 47,27 % $Fe_{общ}$, обесшламливают в дешламаторе МД-9 и направляют на III стадию магнитной сепарации, осуществляемую последством сепараторов ПБМ-ПП-120/300 [5].

После магнитной сепарации тонкого слива получают хвосты (13,86 % $Fe_{общ}$) и магнитный продукт (56,28 % $Fe_{общ}$). Поскольку он содержит сростки, его направляют на доизмельчение во II измельчающий контур. Все хвосты магнитных сепараций и операции обесшламливания направляют в отвал.

По этой запатентованной схеме обогащения железосодержащих руд получают суммарный конечный концентрат: выход — не менее 38,2 %, содержание $Fe_{общ}$ 68,7 %, извлечение $Fe_{общ}$ 79,41 %, а также отвалы хвосты, содержащие 11,01 % $Fe_{общ}$.

При необходимости (при переработке бедных и труднообогатимых руд) эту технологию можно дополнить магнитно-гравитационной или флотационной технологией доводки концентрата с целью снижения содержания кремнезема до уровня менее 2 % и серы до уровня ниже 0,06 % за счет механохимической активации его озонном (по технологии, запатентованной НТЦ МГГУ (№ 2385954, от 19.03.2008). При этом возможен переход на технологию горячего брикетирования железа с повышением стоимости конечной продукции.

Однако для промышленной реализации разработанной технологии требовался сепаратор промышленных размеров производительностью до 100 т/ч на 1 м ширины питания. Для этой цели был выполнен проект нового опытно-промышленного высокоselectивного сепаратора ВСПБМ-90/100 (патент НТЦ МГГУ и ОАО «МГОК»). В настоящее время он изготовлен на Воронежском заводе «Рудгормаш». В конструкцию сепаратора заложены значительные диапазоны регулирования его технологических параметров, а большая длина рабочей зоны (более 2,8 м, угол охвата 360°) существенно повышает его производительность [6].

Первые промышленные испытания сепаратора ВСПБМ-90/100 проводили на VIII секции I обогатительной фабрики (ОФ-1) ОАО «Лебединский ГОК». Проверить всю рассмотренную выше технологию обогащения в этих испытаниях оказалось невозможным по техническим причинам и было принято решение установить сепаратор в головке действующей схемы (после I стадии измельчения).

Прежде чем рассматривать работу сепаратора ВСПБМ-90/100, следует проанализировать работу обогатительного оборудования, действующего на VIII секции ОФ-1 до установки аппарата (см. таблицу).

При анализе этих данных видно, что с увеличением номера стадии прирост содержания $Fe_{общ}$ в концентрате уменьшается как в общем случае (учитывая МГК и МГС), так и при исследовании работы только магнитных сепарато-

Показатели работы обогатительного оборудования на I III секции

Стадия	Содержание $Fe_{общ}$ в питании, %	Содержание $Fe_{общ}$ в концентрате, %	Прирост содержания $Fe_{общ}$, %
I (1-й прием ММС)	35,18	50,3	15,12
I (2-й прием ММС)	50,3	54	3,7
I МГК	56,92	58,17	1,25
I МГС	58,17	65,3	7,13
II ММС	62	65,8	3,8
II МГК	65,23	67,17	1,94
III (1-й прием ММС)	65,3	66,08	0,78
III (2-й прием ММС)	66,08	66,82	0,74
IV ММС	66,49	68,06	1,57
II МГК	67,17	68,16	0,99
V (1-й прием ММС)	68,36	69,18	0,82
V (2-й прием ММС)	69,18	69,74	0,56

* ММС — мокрая магнитная сепарация; МГК — магнитная гидроклассификация; МГС — магнитно-гидростатическая сепарация.

ров. Динамика прироста содержания $Fe_{общ}$ свидетельствует также о том, что наиболее интенсивное удаление частиц пустой породы происходит в I стадии магнитного обогащения, что также подтверждает факт того, что современные сепараторы типа ПБМ не способны выделять чистый магнетит.

Испытания опытно-промышленного сепаратора ВСПБМ-90/100 (рис. 2) для отработки технологии выделения конечного концентрата проводили в июне — сентябре 2009 г. Объектом испытаний являлся магнитный продукт, состоящий из концентрата магнитной сепарации I стадии 2-го приема, фильтра, а также концентрата магнитной сепарации II стадии (рис. 3). Содержание $Fe_{общ}$ составляло в среднем 58,34 %.



Рис. 2. Внешний вид сепаратора ВСПБМ-90/100, установленного на обогатительной фабрике ОАО «Лебединский ГОК»

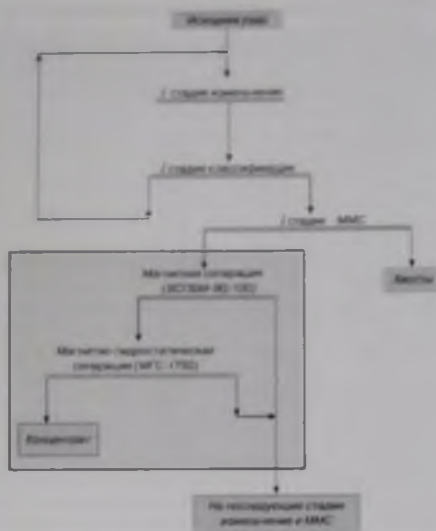


Рис. 3. Технологическая схема III секции ОП-1 ОАО «ЛГОК»

По предложенной авторами (рис. 3) технологической схеме в ходе промышленных испытаний сепаратора ВСПБМ-90/100 на ОП-1 Лебединского ГОКа было проведено 54 опыта при различных значениях числа оборотов барабана сепаратора и магнитной системы, производительности сепаратора

В итоге был получен продукт, содержащий в среднем 65,36 % $Fe_{обш}$ (прирост 7,02 %), что примерно соответствует начальным пескам МГК и питанию III стадии сепарации 1-го приема. Следует отметить, что в отдельных опытах при среднем содержании $Fe_{обш}$ в питании, равном 58,05 %, прирост составил 8,63 %, т. е. среднее содержание $Fe_{обш}$ в концентрате составляло 66,69 %. Максимальный прирост достиг 9,07 % — до 67,23 %, что приблизительно соответствует показателям магнитной сепарации IV стадии. Эти результаты отмечены в акте промышленных испытаний сепаратора ВСПБМ-90/100, утвержденном руководством ЛГОКа, что свидетельствует о хороших перспективах его промышленного внедрения.

Перед промышленными испытаниями, к сожалению, не удалось провести в полном объеме подготовительные пусконаладочные работы, и техническое состояние сепаратора нельзя было признать удовлетворительным: не осуществлялся полный съём получаемого концентрата. Оставшийся на барабане слой материала экранировал магнитное поле, уменьшая его силу, необходимую для удерживания вновь поступающих магнитных частиц на барабане сепаратора и снижал возможность эффективного перемешивания образующихся флюку.

*Рис. 4-6 приведены на цветной вкладке

Поэтому при работе сепаратора на предприятии для контроля технологического процесса следует реализовать принцип «четкой логики» путем установки определенного числа датчиков в узлы технологической схемы (плотномеров, расходомеров, частотных преобразователей и т.п.). В простейшем варианте для управления сепаратором необходимо задать управляющему процессору функцию зависимости содержания $Fe_{обш}$ в концентрате от числа оборотов барабана и магнитной системы, представленную на рис. 4*, а управление легко реализовать через частотные преобразователи.

На рис. 5 четко прослеживаются режимы, при которых происходит переориентация флюкул, их разрушение (максимум эффективности), а также магнитное выталкивание флюкул магнитным полем в противофазе («провалы» качества концентрата).

Методом статистического анализа показано, что при испытаниях сепаратора ВСПБМ-90/100 прирост содержания $Fe_{обш}$ в концентрате довольно значителен и превышает его в аналогичном месте технологической схемы при работе сепараторов ПБМ-90/250 и ПБМ-120/300.

В настоящее время на ЛГОКе имеется возможность дальнейшего повышения качества концентрата, получаемого с помощью сепаратора ВСПБМ-90/100, путем его доводки в магнитно-гидростатическом сепараторе МГС-1750 («бок» Зеленова). Для оценки перспектив внедрения этого сепаратора необходимо было оценить целесообразность его применения в существующей технологической схеме.

Максимальный прирост содержания $Fe_{обш}$ при любом качестве питания достигается при силе тока от 13 до 15 А, дальнейшее увеличение токовых характеристик вызывает нестабильное поведение пульпы в аппарате и приводит как к падению прироста при большом содержании $Fe_{обш}$ в исходном продукте, так и к «провалам» в промежуточных областях. В оптимальных условиях с помощью сепаратора МГС-1750 для доводки магнитного продукта, выделяемого на сепараторе ВСПБМ-90/100, можно получить уже товарный магнетитовый концентрат, содержащий от 67,8 до 68,72 % $Fe_{обш}$ (рис. 6).

Суммарное статистическое распределение содержания $Fe_{обш}$ в исходном продукте, концентрате сепаратора ВСПБМ-90/100 и МГС-1750 показано на рис. 7.

Производительность сепаратора с барабаном шириной 1 м при испытаниях составляла от 8 до 24 т/ч, причем наиболее высокие технологические показатели наблюдались на средней и высокой производительности.

После доводки и повторных промышленных испытаний сепаратор может стать основой для выдачи технического задания на проектирование серийного сепаратора ВСПБМ-120/300. На применение такого сепаратора и рассчитана предлагаемая авторами запатентованная технология, основанная на данных промышленных и стендовых испытаний сепараторов типа ВСПБМ-32,5/20 и ВСПБМ-90/100.

При этом становится возможным реализовать на ЛГОКе технологическую схему с применением как указанных аппаратов, так и сепаратора большего размера — типа ВСПБМ-90/250 и ВСПБМ-120/300, созданием которых в настоящее время занимается НТЦ «Горно-обогатительные модульные установки».

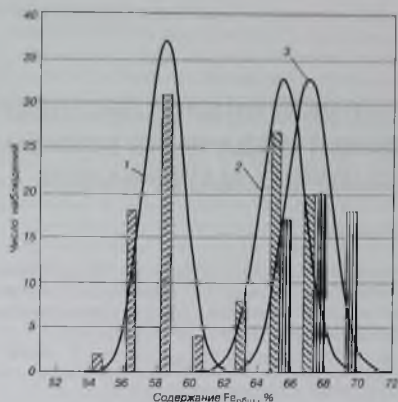


Рис. 7. Статистическое распределение содержания $Fe_{общ}$ в исходном продукте (1), концентрате сепаратора ВСПБМ-90/100 (2) и концентрате «бочки» Зеленова (3)

Представленные в настоящей статье промышленные испытания сепаратора ВСПБМ-90/100 на ЛГОКе будут продолжены в ОАО «Михайловский ГОК», и на их основе будет выдано техническое задание на проектирование и сборку серийного сепаратора типа ВСПБМ-120/300 или ВСПБМ-150/200. Внедрение новой техники и технологии при модернизации существующих и проектировании строящихся ГОКов позволит им устойчиво получать высококачественные концентраты для бездомной металлургии стали, а также уменьшить фронт измельчения и обогащения не менее чем на 15–20 % за счет стадийного вывода товарного концентрата. Это даст значительную экономию эксплуатационных и капитальных затрат и станет мощным технологическим резервом отрасли, а задача проводимых исследований — обеспечить внедрение этого резерва необходимой техникой и технологией [6, 7].

Библиографический список

1. Кармазин В. В. Совершенствование технологии обогащения магнетитовых кварцитов на основе сепараторов с бегущим магнитным полем // Горный журнал. — 2006. — № 6.

2. Кармазин В. В. Кармазин В. И. Магнитные электрические и специальные методы обогащения полезных ископаемых Т 1 — М. Илд. МГУ, 2005
 3. Железорудная база России / Под ред. В. П. Орлова, М. И. Веригина, Н. И. Голякина — М. ЗАО Геоинформмарк, 1998
 4. Кретов С. И. Губин С. Л. Потляпов С. А. Совершенствование технологии переработки руд Михайловского месторождения // Горный журнал — 2006. — № 7
 5. Кармазин В. В. Перспективы развития технологии обогащения железорудного сырья // Горный журнал — 2008. — № 12
 6. Остапенко Л. Е. Обогащение железных руд. — М. Недра, 1985
 7. Авдохин В. М., Губин С. Л. Современное состояние и основные направления развития процессов глубокого обогащения железных руд // Горный журнал — 2007. — № 3

Кармазин Виктор Витальевич,
 тел. 8 (499) 230-24-46
 Андреев Виталий Геннадиевич,
 тел. 8 (499) 230-24-46
 Палин Иван Владимирович,
 тел. : 8 (495) 788-09-64
 Жилин Сергей Николаевич,
 тел. 8 (910) 741-93-37
 Пожарский Юрий Михайлович,
 тел. 8 (4725) 23-00-17

DEVELOPMENT OF EQUIPMENT FOR THE TECHNOLOGY OF FULL-STAGE BENEFICIATION OF MAGNETITE QUARTZITE
 V. V. Karmazin, V. G. Andreev, I. V. Palin, S. N. Zhilin,
 Yu. M. Pozharskiy

The results of hold-down and semi-industrial tests of new high-selective magnetic separators, destined for beneficiation of magnetite quartzite in the conditions of Lebedinskiy mining and concentrating plant have been presented. Its implementation in the frame of patented technology of magnetic separation allows to solve the problem of full-stage beneficiation of thin-impregnated magnetite quartzites with consequent development of their scheme of conditional iron-bearing concentrates. It gives possibility not only to improve concentrate qualities, but also to reduce capital and operation expenses during beneficiation of raw materials.

Key words: magnetite quartzites, wet magnetic separation, magnetic flocculation, mineral intergrown pieces, rotary magnetic system, quality of concentrates.

УДК 621.86.007.2

С. В. КОВАЛЮХ, В. Р. КОВАЛЮХ (НПП «КВАР»)

АВТОМАТИЗИРОВАННЫЙ ВИБРОКОМПЛЕКС ДЛЯ БЕСПЕРЕБОЙНОЙ ПОДАЧИ ИЗ БУНКЕРА ЛЮБЫХ ТРУДНОСЫПУЧИХ МАТЕРИАЛОВ



С. В. КОВАЛЮХ
технический директор



В. Р. КОВАЛЮХ,
директор, канд. техн. наук

Разработан универсальный виброкомплекс для транспортирования из бункера любых трудносыпучих материалов. Виброкомплекс позволяет значительно увеличить подвижность сыпучего материала за счет уменьшения влияния угла трения скольжения и угла внутреннего трения независимо от климатических условий. Конструкция состоит из простых и стандартных комплектующих. Виброкомплекс ни в коем случае не превосходит по всем техническим характеристикам лучшие мировые аналоги.

Ключевые слова: сыпучие материалы, бункер, питатель, виброкомплекс, угол трения скольжения, угол внутреннего трения.

Проблема транспортирования трудносыпучих материалов из бункера в дробилки, шаровые мельницы на обогащательных фабриках и фабриках окомкования является чрезвычайно актуальной. Она осложняется разнообразием физико-механических свойств этих материалов и дополнительным воздействием на них климатических условий (низкими температурами или повышенной влажностью). Сыпучие свойства материала (подвижность) обобщенно оцениваются углом естественного откоса, углом трения скольжения и углом внутреннего трения. Сыпучие материалы имеют значительно ограниченную подвижность в связи со значительными силами трения и сцепления между частицами, зависящими от угла внутреннего трения, причем эти силы возрастают с увеличением давления в слое материала по высоте бункера или питателя. Это затрудняет гравитационное истечение материала из сужающегося бункера при его разгрузке потребителю. При длительной остановке бункера материал слеживается, теряя свою подвижность.

Известно, что из всех типов питателей наиболее прогрессивными являются те, работа которых основана

на принципе вибротранспортирования. Процесс движения массы груза по наклонной вибрирующей плоскости можно описать* нелинейным дифференциальным уравнением движения материальной точки массой m :

$$\begin{cases} m\ddot{x} = mA\omega^2 \cos\beta \sin\omega t - mg \sin\alpha + F, \\ m\ddot{y} = mA\omega^2 \sin\beta \sin\omega t - mg \cos\alpha + N, \end{cases} \quad (1)$$

где A — амплитуда вибрации; ω — круговая частота вибрации; β — угол наклона вектора вибрации к плоскости; α — угол наклона плоскости лотка к горизонту; N — нормальная реакция силы тяжести $P = mg$; F — сила сухого трения.

Согласно закону Кулона, сила трения F при движении частицы определяется соотношением:

$$F = \begin{cases} -fN \text{ при } \dot{x} > 0; \\ +fN \text{ при } \dot{x} < 0. \end{cases} \quad (2)$$

где f — коэффициент сухого трения скольжения.

Уравнение (1) записывается для подвижной системы прямоугольных координат, жестко связанной с колеблющейся плоскостью и имеющей ось x , направленную по плоскости движения материальной точки. Из уравнения (1) следует, что основная характеристика вибротранспортирующей установки — скорость перемещения частицы — зависит от его конструктивных параметров (A , ω , α , β) и свойств сыпучего материала (F , N).

В классических лотковых вибропитателях управление скоростью транспортирования (производительностью) осуществляется изменением амплитуды вибрации A при постоянных углах наклона α и β . Эти питатели с громоздкими и тяжелыми индукционными вибровозбудителями не обеспечивают непрерывную работу в заданном диапазоне для всей гаммы материалов с различными и тем более изменяющимися, характеристиками сыпучести, следствием чего является изменение составляющих F и N в системе уравнений (1).

Принципиально новое решение проблемы основано на питателе типа ПВН (питатель вибрационный наклоняемый). Он позволяет плавно и бесперебойно регулировать в заданных пределах загрузку потребителя материалами с широким спектром характеристик сыпучести — от сухих до влажных, от мелких до крупных, а также их различных комбинаций и побочных примесей**.

С целью повышения эффективности работы виброкомплекса (рис. 1) вместо нижней части существующего бункера на пружинах подвешен новый, свободно качаю-

* Блехман И. И. Вибрационная механика. — М., 1994.

** Ковалюх М. В. Углеразомольная трубно-конусная мельница нового поколения // Теплоэнергетика. — 2001. — № 1

щийся виброподбункер. К нему на пружинных шарнирах подвешен лоток ПВН, наклон которого относительно оси осуществляется с помощью исполнительного механизма. На лотке установлены два вибровозбудителя: нижний работает постоянно, а задний включается автоматически только при резком ухудшении сыпучих свойств материала.

Совместную координацию работ виброкомплекса с потребителем в зависимости от непредсказуемого изменения сыпучих свойств осуществляет двуконтурная микропроцессорная система автоматического управления (САУ).

Оригинальность идеи вибропитателя ПВН основана на транспортировании из бункера сыпучих материалов по лотку с *изменяемым* углом наклона, но *постоянными* параметрами вибрации, что принципиально отличает его от традиционных конструкций вибропитателя с постоянным углом наклона лотка, но переменными параметрами вибрации. Такая простая инженерная «рокировка» позволила радикально улучшить все основные параметры процесса, поскольку при изменении физико-механических свойств материала угол наклона лотка устанавливается в соответствии со свойствами сыпучести, близким к углу трения скольжения. При этом под действием небольших по интенсивности колебаний обеспечивается необходимая производительность. Питатель с нерегулируемыми величинами A и ω позволяет значительно упростить конструкцию, а целесообразность управления производительностью изменением угла наклона α при изменении сыпучести подтверждается тем, что распределение сил, способствующих транспортированию при заданных A , ω и β , обусловлено только значением угла α и коэффициентом трения f . Увеличение наклона лотка приводит к росту дополнительной силы $\theta = P \sin \alpha$ и уменьшению нормальной реакции N , которая функционально связана с силой сухого трения F , согласно уравнению (2). По этой же причине *абразивное истирание* внутренней поверхности лотка меньше чем у классического вибропитателя, так как меньше давление материала на лоток.

В таблице приведены паспортные данные и критерии эффективности классического питателя со сложным и регулируемым индукционным вибровозбудителем и нового ПВН с простым и нерегулируемым дебалансным вибровозбудителем.

Принцип работы ПВН заимствован у живой природы: человек, не зная теории вибротранспортирования, для минимизации своей энергии и повышения производительности при дозировании сыпучего интуитивно наклоняет совок на нужный угол и затем лишь слегка встряхивает, а не наоборот, как это реализовано в традиционных вибропитателях.

В отличие от классического вибропитателя, ПВН обладает широким диапазоном регулирования производительности и не критичен к любым возмущениям: случайным изменениям свойств

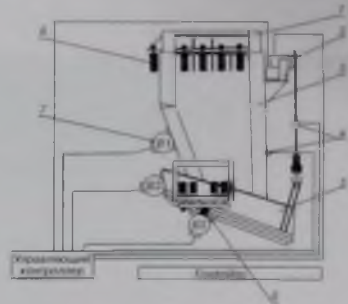


Рис. 1. Универсальный виброкомплекс с транспортным конвейером:
 1 — неподвижный бункер; 2 — исполнительный механизм угла наклона лотка; 3 — гибкий виброподбункер; 4 — датчики; 5 — выключаемый лоток ПВН; 6 — ось подпружиненного шарнира наклона лотка; 7 — вибровозбудитель; 8 — пружины подвески подбункера и лотка

материала, попаданию негабаритных предметов, которые легко компенсируются и выводятся из бункера изменением угла наклона лотка.

Процессы истечения материала в бункере и питателе взаимосвязаны. В ходе реконструкции, в соответствии с расчетами, от бункера демонтируют нижнюю часть, а вместо нее на пружинных шарнирах устанавливают новый, свободно качающийся виброподбункер оптимальной конфигурации (рис. 1). Конфигурация виброподбункера и место установки вибровозбудителя, в зависимости от конструкции бункера и особенностей конкретного материала, рассчитывают индивидуально. Вибровозбудитель ПВН передает колебания не только на лоток, но и на гибкий подбункер, дополнительно побуждая материал к

Техническая характеристика вибропитателей

Параметры	Вибропитатель с постоянным углом наклона лотка типа ПЭВ-2-4-12	Тот же вибропитатель типа ПЭВ-2-8-15 завода «Вибромашина»	Вибропитатель с постоянным углом наклона лотка Sandvik (Швеция)	Вибропитатель ПВН с переменным углом наклона лотка (НПП «КВАР»)
Производительность, т/ч	150	300	600	800
Мощность, кВт	4,0	8,0	5,4	0,8
Амплитуда колебаний лотка, мм	От 2,1	От 2,7	12–18	0,4
Масса лотка, кг	1920	2496	1390	860
Масса вибратора, кг	1800	2070	360	40
Габариты, мм:				
длина	3470	4150	2270	1900
ширина	1550	1915	1500	900
высота	1910	2030	956	400
Расход электроэнергии, (кВт·ч)/т	0,027	0,027	0,009	0,001
Эффективность, отн. ед.	1	1	3	27



Рис. 2. Виброкомплекс с точкой

непрерывному истечению. Колебания подпружиненного вибропитателя и виброподбункера не оказывают разрушающего воздействия на бункер и несущую конструкцию.

При правильной установке вибровозбудителя на подбункере, выборе рациональной его конфигурации и мощности вибрации воздействуют на гораздо больший объем сыпучего материала и проникают на большую глубину, чем при любых других механических способах. При этом можно регулировать не только глубину проникновения, но и степень изменения физико-механических свойств материала: ослабление и даже разрушение структурных связей между частицами материала, увеличение его относительной подвижности. В жестком вибробункере в 1,4 раза, а в гибком виброподбункере почти в 6 раз уменьшается угол внутреннего трения между частицами материала и трение материала о стенки бункера. Соответственно уменьшается мощность, амплитуда колебаний и увеличивается продолжительность службы вибровозбудителя. При этом он воздействует на весь виброподбункер, а не только на локальную его часть, как в жестком бункере.

Вибрации могут как ликвидировать свод зависшего материала, так и увеличить вероятность его образования, уплотняя материал в бункере. Вибровозбудитель подбункера должен включаться точно в момент начала образования свода и отключаться сразу после его разрушения. Для этого создана двухконтурная микропроцессорная САУ (см. рис. 1) виброкомплекса, состоящая из канала управления «бункер — подбункер — ПВН» и канала «ПВН — конвейерные весы — потребитель». САУ позволяет:

- оперативно воздействовать на подбункерный вибровозбудитель, предотвращая образование сводов, и отключать его при нормальном истечении материала;
- при пустом бункере поднять лоток ПВН вверх, препятствуя несанкционированному выбросу материала при его загрузке;
- поддерживать наклон лотка в соответствии с принципом работы ПВН на уровне, исключая самоистечение материала при улучшении характеристик сыпучести, и включать дополнительный вибровозбудитель при резком ухудшении сыпучести.

Автоматический виброкомплекс позволяет:

- освободить дежурный персонал от трудоемких и не выполнимых в требуемом объеме функций ручного управления по обеспечению непрерывной загрузки агрегатов трудосыпучим материалом;

- устранить брак и стабилизировать качество готового продукта;

- исключить большие потери производительности и перерасход электроэнергии.

Авторами накоплен более чем 30-летний позитивный опыт внедрения и эксплуатации виброкомплекса (рис. 2) в различных отраслях промышленности. Первый виброкомплекс, внедренный в 1976 г. на Черниговской ТЭЦ, обеспечил бесперебойную подачу из бункера в шаровую мельницу смеси сырого угля с глиной влажностью 20 %. Внедрение комплекса на ГОКе позволило решить проблему загрузки руды широкого диапазона крупности (0–350 мм) в дробилку производительностью 400 т/ч. По проекту на ГОКе установлены вибропитатели с постоянным углом наклона лотка завода «Вибромашина». Актуальность задачи и неудовлетворительная работа этого питателя побудила ГОК к поиску других решений — установке пластинчатого, качающегося, барабанного питателя и вибропитателя с постоянным углом наклона лотка фирмы Sandvik Rock Processing (Швеция).

Критерием оптимальной работы вибропитателей при заданной производительности является минимальная амплитуда колебаний лотка, которая позволяет объективно оценить их работу. Амплитуда (размах) колебаний шведского питателя составляет от 12 до 18 мм, питателя завода «Вибромашина» — от 2,1 и 2,7 мм, а для работы питателю типа ПВН достаточно всего лишь 0,4 мм (см. таблицу). Чрезмерные колебания приведут к разрушению жесткого бункера и несущих конструкций.

Критерий эффективности — приведенное отношение удельного расхода электроэнергии ПВН к удельному расходу электроэнергии классического вибропитателя, принимаемому за единицу. Критерий эффективности для вибропитателя типа ПВН больше в 27 раз традиционного и в 9 раз — вибропитателя Sandvik.

Паспортные данные (см. таблицу) позволяют провести сравнительную оценку различных типов вибропитателей по габаритным и массовому параметрам, и по этим параметрам ПВН также превосходит другие вибропитатели. □

Ковалюк Сергей Всеволодович,

e-mail: info@strailabs.com

Ковалюк Всеволод Романович,

e-mail: kovalukh.vr@gmail.com

AUTOMATIC VIBRATION COMPLEX FOR CONTINUOUS FEEDING OF ALL HARD-FLOWING MATERIALS FROM TRANSFER BIN

S. V. Kovalyuk, V. R. Kovalyukh

Universal vibration complex for transportation of all hard-flowing materials from transfer bin has been developed. Vibration complex allows to increase greatly mobility of flowing material in order to reduce influence of rubbing friction angle and angle of viscous friction independently from climatic conditions. Construction contains of simple and standard components. Vibration complex exceed by order the best world analogues in all technical characteristics.

Key words: *flowing materials, transfer bin, feeding device, vibration complex, rubbing friction angle, angle of viscous friction.*

ТЕХНИЧЕСКОЕ РЕШЕНИЕ «ШЕЛЛ»



Главным отличием «Шелл» от других брендов смазочных материалов является комплексный подход к решению задачи. Где как не на горнодобывающем предприятии необходим именно такой подход?

Огромный парк различной техники, жесткие условия эксплуатации (запыленность, резкие перепады температур, обводнение, перегрузка техники) – невозможно обойтись лишь низким ценовым уровнем продукта и льготными условиями его поставки. И хотя первое время после перехода на более «экономичный» продукт предприятие живет «спокойно», в дальнейшем ситуация усложняется: увеличивается время незапланированных межремонтных простоев, больно ударяя предприятие не только по карману, но и снижая производительность предприятия, грозя многомиллионными убытками.

Что же такое комплексный подход к решению задачи? В первую очередь, это скрупулезное исследование потребностей производства. Затем, на основании полученных данных проведение анализа и дальнейшая разработка комплексного технического решения, включающего такие этапы как: проведение аудита с целью выявления критических точек, оптимизация склада смазочных материалов путем изучения нужд техники и выбора нескольких смазочных материалов с высокими эксплуатационными свойствами взамен десятков различных, применение мониторинга состояния оборудования по анализу

смазочного материала с целью продления ресурса техники, обучение сотрудников предприятия принципам хранения и применения смазочных материалов, обучение продукту, проведение эксплуатационных испытаний с целью доказательства высокого уровня работоспособности смазочного материала, оценка возможности применения технологического решения (как например, применение в схеме системы смазки ЦСС, замена существующей ЦСС на более современную, рекомендация к использованию иных типов подшипников и т.п.)

Как правило, расходы предприятия на приобретение смазочных материалов составляют небольшую





долю в общем объеме издержек по сравнению с ремонтными и регламентными работами, а также расходами на закупку топлива. «Скупой платит дважды». И экономия на смазочных материалах может обернуться трудновосполнимой потерей в будущем. Сохранение средств, обеспечиваемое воплощением технического решения «Шелл» на практике, позволяет предприятию перебросить «освобожденные» бюджетные деньги на решение насущных и давно требующих особого внимания задач – приобретение дополнительных единиц техники, обновление вспомогательного оборудования, оптимизация складского хозяйства, продвижение собственной продукции на рынке, забота о персонале (повышение квалификации персонала за счет приобретения и последующего проведения специальных тренингов, улучшение условий труда, снижение травматизма на производстве). Снижение затрат предприятия за счет примененного технического решения «Шелл» позволяет перераспределить выделенный предприятию бюджет на другие не менее важные статьи расхода, что, в свою очередь, в результате положительно сказывается на рентабельности предприятия.

Применение моторного масла Shell Rimula R4L на двигателях экскаваторов Liebherr позволило отсрочить капитальный ремонт на более дальний срок



по сравнению с плановым в 2 раза. Применение системы мониторинга Shell LubeAnalyst позволило предотвратить внеплановый останов БелАЗа вследствие своевременного обнаружения нарушения работы форсунки и ее быстрой замены. Использование смазки Shell Retinax HDX2 на ПДМ Atlas Copco позволило защитить узел от обводнения и пыли, значительно увеличив ресурс. Закладка смазки Shell Retinax HD2 взамен отечественной смазки на экскаваторе Hitachi позволила снизить расход смазки на досмазывание в 10 раз. Использование Shell Albida EMS в подшипниках промышленных вентиляторов взамен отечественной пластичной смазки позволило увеличить ходимость подшипников от 2 недель до 6 месяцев, высвободив дополнительные 180-240 тысяч рублей в год из расчета на один подшипник.

Примеров множество, и все они являются результатом совместной слаженной работы технических специалистов дистрибьюторских компаний «Шелл» и технической команды представителя «Шелл».

Шелл не продает смазочные материалы. Шелл предлагает техническое решение, помогая вашему бизнесу.



Вы можете узнать больше о смазочных материалах «Шелл» и получить консультацию по их использованию, обратившись в службу технической поддержки Шелл по телефону (495) 258 69 00 или по электронной почте techinfo@shell.com.

Руководитель отдела технической поддержки
ООО «Шелл Нефть» на территории России и
Украины Болталина Мария



- ☉ Поставка широкого спектра оборудования, техники и комплексных систем для горно-обогатительной промышленности
- ☉ Услуги по инженерному проектированию технологических процессов и объектов, разработка планов строительства
- ☉ Услуги по разработке и внедрению АСУ отдельных технологических процессов, а также разработка комплексных систем управления предприятиями
- ☉ Сервисное сопровождение, шеф-монтаж и обучение специалистов на местах

**МЫ ОБЕСПЕЧИВАЕМ ЗАКАЗЧИКАМ
ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ И
ПРЕИМУЩЕСТВА КОМПЛЕКСНОГО
ТЕХНИЧЕСКОГО ОБСЛУЖИВАНИЯ.**

CAVEX

Danfoss

DVE

ESCO

ISOGATE

RUST
engineering

SIGMA

VULCO

WARMAN

WEG

Рисунки к статье В. В. Кармазина, В. Г. Андреева, И. В. Палина, С. Н. Жилина, Ю. М. Пожарского

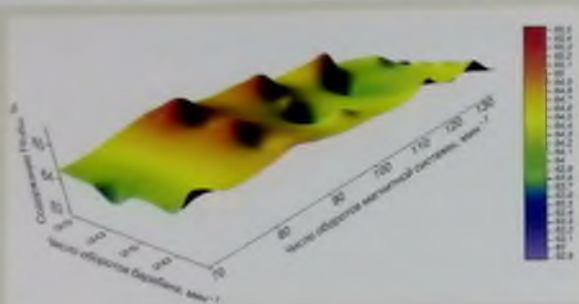


Рис. 4. Зависимость содержания Fe_{ox_3} в концентрате от числа оборотов барабана и магнитной системы при работе сепаратора ВСЛБМ-90/100

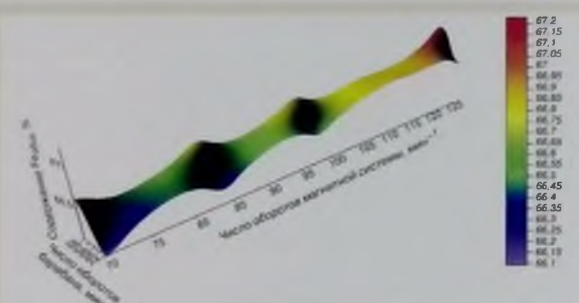


Рис. 5. Зависимость содержания Fe_{ox_3} в концентрате от числа оборотов барабана и магнитной системы при работе сепаратора ВСЛБМ-90/100 в оптимальном режиме

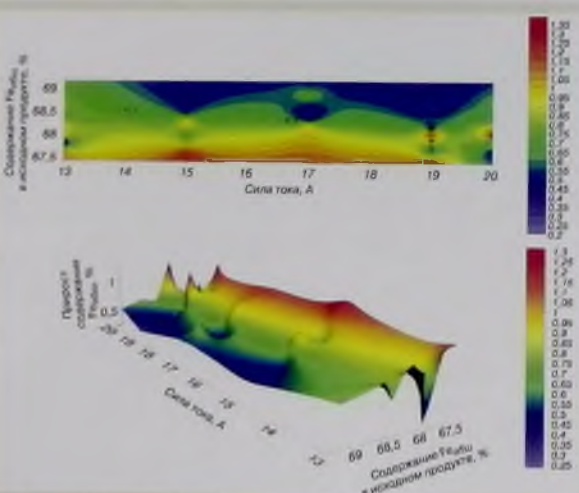


Рис. 6. Зависимость прироста содержания Fe_{ox_3} в концентрате от силы тока (а) и содержания Fe_{ox_3} в исходном продукте (б) в МГС-1750

О ПРОБЛЕМАХ ВЫСШЕГО ГОРНОГО ОБРАЗОВАНИЯ В РОССИИ*



Б. Н. КУТУЗОВ,
проф., д-р техн. наук

На основе анализа ситуации в вузах, особенностей и направлений развития горного дела автор высказывает предложения по совершенствованию высшего горного образования в стране.

Ключевые слова: горная промышленность, вуз, горный инженер, подготовка кадров, научно-технический процесс, учебный процесс.

В настоящее время и в обозримом будущем существуют стратегические отрасли в экономике страны, без которых она не сможет развиваться. Это — горное дело и сельское хозяйство.

Минерально-сырьевые ресурсы недр являются главным природным богатством России, составляя основу ее устойчивого развития и экономической безопасности. Государство уделяет серьезное внимание развитию добычи жидких и газообразных углеводородов. К сожалению, такого не скажешь в отношении разведки и добычи твердых полезных ископаемых, которые используются как сырье во всех отраслях промышленности (далее, говоря о горном деле, будем относиться к нему именно эти виды полезных ископаемых).

Если значительная часть продукции легкой промышленности и сельского хозяйства в настоящее время приобретает за рубежом, то продукция горнодобывающих отраслей должна иметь преимущественно отечественную «прописку». Для этого горной промышленности России нужна надежная сырьевая база, свое оборудование, требуются собственные высококвалифицированные инженерные и научные кадры. Обеспечить такими кадрами предприятия минерально-сырьевого комплекса как раз и призвана высшая горная школа. От ее способности качественно осуществлять эту функцию будет зависеть ход выполнения общих задач по модернизации народного хозяйства, поставленных руководством нашего государства.

Между тем система высшего горного образования в стране переживает ныне далеко не лучшие времена. Значительно сократился объем выполняемых вуза-

ми научных исследований по заданию горных предприятий. Горные вузы испытывают большие трудности при направлении студентов на производственную практику. Отменено плановое распределение выпускников на производство. Физически и морально устарело оборудование учебных лабораторий, оно в большинстве вузов не обновлялось в течение 30–50 лет. Попытки ряда вузов получить с предприятий ненужные им машины и приборы для лабораторий оказываются малоэффективными так как это далеко не новое (а часто просто списанное) оборудование очень быстро старится и выходит из строя. Подсчитано, что стоимость оснащения учебных лабораторий современным оборудованием на несколько порядков выше стоимости лабораторий советского периода.

Особого разговора и решения заслуживает другая проблема вузов — старение преподавательских кадров. Сейчас основной контингент профессорско-преподавательского состава — это люди пенсионного возраста. Многие педагоги в силу сложившейся обстановки с выполнением научных исследований, а также с финансированием высшей школы не могут систематически вести НИР, ездить на передовые предприятия, писать качественные учебные пособия и учебники, ставить новые лабораторные работы. Омоложению вузовских кадров препятствуют малый престиж горняцкого труда и низкая заработная плата преподавателей. Сейчас она (у доцента — 12–15, у профессора — 18–19 тыс. руб.) в 3–4 раза меньше зарплаты чиновника, водителя автобуса или троллейбуса. Это серьезно сдерживает приток способной молодежи на преподавательскую работу в вуз.

Из всего сказанного следует, что существует острая необходимость в модернизации всей системы высшего горного образования в стране. При выборе методов, средств и форм модернизации нужно учитывать ряд факторов, определяющих особенности, текущее состояние и перспективы развития отечественной горной промышленности. Среди них отметим несколько, на взгляд автора, наиболее характерных.

С приходом в Россию рыночной экономики и с развитием процессов глобализации горная промышленность страны фактически стала частью мировой экономической системы, основанной на сильной конкуренции и подверженной кризисным явлениям, колебаниям спроса-предложения и цен на минеральную продукцию на мировом и региональном рынке. В связи с этим горным предприятиям, для того чтобы выдержать в конкурентной борьбе, требуется постоянно изыскивать способы повышения качества выпускаемой продукции и снижения производственных издержек. В разработку вовлекаются месторождения в отдаленных (в том числе Заполярных) районах Сибири и Дальнего

* Статья публикуется в порядке обсуждения

Востока, характеризующихся более сложными геолого-геологическими условиями и менее качественным составом руд, что требует поиска новых, более эффективных методов добычи и переработки сырья, способных повысить конкурентоспособность конечной продукции предприятия. Для выработки оптимальных технологических решений приходится применять современные вариационные методы компьютерного проектирования. Вся более существенным технологическим фактором становится возрастающая глубина горных работ на действующих карьерах и шахтах. При уходе работ в глубину значительно усложняются вопросы вскрытия рабочих горизонтов, транспортирования горной массы, поддержания и проветривания горных выработок: все чаще открытые и подземные способы разработки начинают пересекаться в пространстве, трансформируясь в комбинированный, что порождает ряд сложных геохимических, технических и кадровых проблем. Набирает силу установка на комплексное использование минерального сырья, что для России особенно актуально, так как страна испытывает дефицит некоторых ценных видов полезных ископаемых, образовавшихся после «ухода» их источников в другие государства в связи с распадом СССР. Расширяется практика отработки запасов дефицитного сырья в виде неизвлеченных ранее компонентов в рудных складах, хвостохранилищах и отвалах прежних производств. На многих предприятиях приняты и реализуются программы совершенствования процессов добычи и переработки минерального сырья, предусматривающие закупку новейшей, в том числе и импортной, техники. С поступлением на горные предприятия дорогостоящего оборудования большой единичной мощности, оснащенного совершенными средствами автоматизированного управления и контроля, с внедрением новых взрывчатых веществ, методов и средств взрывания, с установкой высокоточных систем контроля рудничной атмосферы резко возрастает роль человеческого фактора в производстве, неизмеримо повышается цена ошибок и упущений персонала предприятия. Отказ человеческого звена в единой производственной системе приводит к несчастным случаям, авариям, крупным материальным потерям. Расширяется участие иностранного капитала и зарубежных технологий в освоении минерально-сырьевых ресурсов России, организационно это часто выливается в создание совместных предприятий, где также предстоит работать выпускнику горного вуза.

Отдельно следует сказать о прогрессирующем освоении подземного пространства мегаполисов, наращивании объемов дорожного и жилищного строительства. Проводимые при этом горно-строительные работы, хотя и не связаны с добычей полезных ископаемых, тем не менее тоже относятся к сфере горного дела. Их проводят с применением горного оборудования, идентичного добычному, и методами, весьма схожими с применяемыми на карьерах и шахтах (особенно при проходе стволов и транспортных тоннелей, а также при сооружении различных котлованов). Усиливается тенденция использования в хозяйственных и рекреационных целях подземных выработок закрываемых угольных шахт и рудников. Примеры организации производства шампанских вин в бывшей шахте г. Артемовска и медицинского центра в соляной шахте «Солотвино» доказывают полезность и эффективность такого пути освоения подземного пространства.

На основе сказанного выше можно сформулировать перечень базовых профессиональных требований к специалисту, получающему высшее горное образование. В процессе обучения он должен овладеть:

- знаниями по выбранной специальности, осознать еще не решенные вопросы по своей специальности и основы методологию их изучения и решения;
- современными информационными технологиями и компьютерной грамотностью на уровне составления программ САПР и подобных им;
- комплексом коммерческих знаний по экономике, финансам, бизнесу, бухгалтерской отчетности, составлению бизнес-планов и др., что позволит ему свободно разбираться в экономике предприятий различных организационных форм, на которых ему придется работать;
- методами организации производства и управления, техникой личного труда, умением поддерживать благоприятный психологический климат в коллективе;
- разговорным и техническим иностранным языком (предпочтительно английским).

Возникает вопрос: каким же образом решить проблему обеспечения горного производства инженерными кадрами с нужными для него профессиональными качествами?

Автор статьи считает, что наиболее эффективный путь подготовки горных инженеров современного уровня состоит в глубокой интеграции высшего горного образования с наукой и производством в форме учебно-научно-производственного объединения (УНПО). В порядке эксперимента его можно создать на базе МГУ с привлечением близрасположенных (в Москве и Подмосковье) научно-исследовательских и проектно-конструкторских организаций, заводов горного машиностроения и горных предприятий.

Создание УНПО (в организационном отношении — холдинга) позволит сразу решить несколько проблем, накопившихся годами. Благодаря объединению в единый комплекс коллектива ученых, проектировщиков и практиков предприятиям будет выгодно поручать выполнение платных, нужных для производства исследований, этому, своему коллективу. Участие в исследованиях преподавателей и ученых вуза улучшит их материальное положение, что, в свою очередь, послужит дополнительным (наряду с научным интересом и поощрительными грантами) стимулом для привлечения в вуз творческой молодежи. Успешнее будут решаться проблемы производственной практики студентов и трудоустройства выпускников вуза, особенно москвичей, а также вопросы технического перевооружения исследовательских и учебных лабораторий (один из вариантов решения вопроса заключается в создании учебно-научных лабораторий с участием предприятий холдинга, которые совместно с руководством вуза контролируют деятельность этих лабораторий). В бизнес-плане УНПО следует прописывать перечень и сроки поставки современного оборудования во все подразделения холдинга. Холдинг призван также наладить деловые связи с университетами металлургического и нефтегазового профиля, для того чтобы работы, выполняемые в МГУ и на горных предприятиях, были осознанно приняты смежными отраслями.

Значительно улучшится кадровая работа на предприятиях холдинга. Все работающие на них горные инженеры в обязательном порядке будут проходить в вузе курсы повышения квалификации, предположительно — один раз в пять лет.

В качестве преподавателей на курсы, наряду со штатными сотрудниками вуза, могут привлекаться ведущие специалисты с производства, для ознакомления с передовым опытом могут быть организованы коллективные выезды слушателей курсов на предприятия. На лекциях слушатели будут знакомиться с новейшими достижениями в области техники, технологии и организации добычи и переработки минерального сырья, горно-строительных работ и освоения подземного пространства.

Представляется, что руководить работой холдинга должен Совет директоров организаций и предприятий-участников, он будет регулировать все вопросы кадрового обеспечения звена холдинга. Учитывая, что конечной продукцией УНПО являются высококвалифицированные горные инженеры, возглавить Совет директоров холдинга вправе ректор вуза.

Участием в предполагаемом холдинге деятельность МГГУ как базового в системе высшего горного образования отнюдь не исчерпывается, остается много функций методического и организационного характера. Представляется необходимым, чтобы горные вузы страны сформулировали прорывные направления своей деятельности на уровне инновационных технологий и открытий. Очевидно, весьма полезно обмениваться между вузами ведущими преподавателями для чтения лекций и проведения консультаций по новым исследованиям. На базе МГГУ, наряду с СПГИ, может быть осуществлена переподготовка преподавателей горных вузов с обязательным компьютерным обучением; в качестве лекторов здесь могут быть привлечены известные ученые и работники производства из крупных горных предприятий. В составе университета можно создать структуру, занимающуюся подготовкой специалистов среднего звена на уровне бывших техникумов (теперешних колледжей).

Разумеется, в учебных целях надо работать с горными предприятиями и за пределами холдинга. В частности, следует заключать с предприятиями долгосрочные договоры на проведение производственных практик с предоставлением рабочих мест студентам нужных для предприятий специальностей с возможностью заключения индивидуальных договоров на последующую инженерную работу по месту прохождения практик. Целесообразно принимать с предприятий абитуриентов, связанных по договору с ними обязательством возвратиться после обучения в вуз. Таким образом, можно будет значительно облегчить решение проблемы трудоустройства выпускников вуза по специальности.

В обновлении нуждается и постановка самого учебного процесса. Упор в обучении студентов следует сделать на их самостоятельную работу в библиотеке и с компьютером, а также на участие в семинарах и консультациях. Для проведения занятий на старших курсах целесообразно привлекать авторитетных в горной промышленности руководителей и ведущих экономистов.

Как отмечалось выше, современное производство настоятельно требует расширения профиля выпускаемого в вузе горного инженера. По мнению академика К. Н. Трубочко и профессора С. А. Гончарова^{*}, все горные инженеры широкого профиля первые 3–4 года должны учиться по единому плану, изучая фундаментальные дисциплины и познавая физическую сущность всех технологических процессов добычи и переработки полезных ископаемых. Только на последних курсах проводится обучение по горным специальностям.

Иногда из опыта подготовки горных инженеров в МГГУ, предлагается рассмотреть следующий состав специальностей широкого профиля:

горный инженер-технолог, руководящий горными работами на любых горных предприятиях (карьер, подземный рудник, угольная шахта, дрижно-стрикативная организация, объект скважинной гидроблохи и др.);

горный инженер-строитель, занимающийся строительством горных объектов всех видов (в том числе подземных) гидротехнических сооружений, подземных хранилищ жидких и газообразных минеральных продуктов, емкостей для захоронения отходов, различных объектов (в том числе транспортные тоннели) при освоении подземного пространства городов и выработанного пространства горных предприятий; *горный инженер-маркшейдер*, специализирующийся в области маркшейдерского и геомеханического обеспечения всех видов горных работ и транспортного строительства;

горный инженер-взрывник, осуществляющий руководство всеми видами взрывных работ, а также занимающийся эксплуатацией оборудования, примененного во взрывном деле для изготовления ВВ и производства взрывов на любых горных и промышленных объектах; специалисты этого профиля должны оценить и минимизировать сейсмическую и экологическую опасность взрывов;

горный инженер-физик, подготовленный для работы в технических отделах, лабораториях и специальных службах горных предприятий, в научно-исследовательских и проектных институтах, а также для выполнения физико-технического контроля и мониторинга объектов и процессов горного производства;

горный инженер-обогадитель, специализирующийся в области переработки и комплексного использования минерального сырья;

горный инженер-электромеханик, занимающийся эксплуатацией и ремонтом механических, электрических и электронных систем горного оборудования.

В дополнение к указанному перечню назрела необходимость в подготовке в горных вузах специалистов по промышленной безопасности и горноспасательному делу, а также инженеров по финансово-экономическому обеспечению горного производства.

Автор статьи признает, что высказанные в ней предложения далеко не идеальны и нуждаются в обсуждении и дополнительной корректировке, и для своей реализации потребуют немало усилий и адресной помощи государственных органов власти. Но он убежден: только совместной и целенаправленной работой мы сможем модернизировать высшее горное образование у нас в стране и поднять тем самым престиж горного инженера. ■

От редакции. Публикуя данную статью, редакция надеется, что она привлечет внимание горнотехнической общественности к затронутой теме и послужит основой для широкого обсуждения проблем высшего горного образования в стране. Автор статьи, будучи членом редколлегии «Горного журнала», в некоторых фрагментах выражает и позицию журнала.

Кутузов Борис Николаевич,
тел.: 8(499)230-23-51

* Трубочко К. Н., Гончаров С. А. Идеология подготовки горных инженеров широкого профиля // Изв. вузов. Горный журнал. — 2008. — № 7.

УДК 699.8

К. В. НИКИТИН | Кировский филиал ОАО «Апатит» | Фотобюро АТ-1

СТАРЕЙШЕМУ В ХИБИНАХ ФЛАГМАНУ ГОРНОЙ ИНДУСТРИИ — КИРОВСКОМУ РУДНИКУ — 80 ЛЕТ



К. В. НИКИТИН,
генеральный директор ОАО «Апатит»
(с 22.01.2008 по 22.03.2010 г. —
начальник Кировского рудника)

Проведена история создания и развития Кировского рудника, крупнейшего из четырех рудников, обрабатывающих месторождения апатит-нефелиновых руд, входящих в структуру ОАО «Апатит». Упоминаются основные этапы становления рудника, последовательность совершенствования техники и технологии добычных работ. Рассмотрены перспективы дальнейшего развития производства.

Ключевые слова: апатит-нефелиновые месторождения Хибин, Кировский рудник, история создания, технология добычных работ, горное оборудование, системы управления предприятием.



Кировский рудник является крупнейшим из четырех рудников, обрабатывающих месторождения апатит-нефелиновых руд, входящих в структуру ОАО «Апатит». По объему производства (11,7 млн т в год) на сегодняшний день он является одним из крупнейших рудников Европы и в перспективе им и останется.

История освоения Хибин начинается с 1920 г., когда поисково-разведочная экспедиция под руководством академика А. Е. Ферсмана открыла уникальное по запасам месторождение апатит-нефелиновых руд. Первоначально запасы оценили в 13 млн т.

Первые тонны руды были получены на западном склоне горы Кукисвумчорр, покрытой слоем морены небольшой мощности. Работы по добыче «камня плодородия» на начальном этапе сдерживались отсутствием транспортных коммуникаций. Бурение и погрузку на добыче руды выполняли вручную, откату руды — с помощью конной тяги. Руду перепускали к подножию горы, грузили на оленей упряжки и доставляли на станцию Белая. Летом 1929 г. начали прокладывать грунтовую дорогу в невероятно тяжелых условиях. Трасса проходила через болота и скалы. За четыре месяца построили 63 моста и 4,6 км гатей. Движение между станцией Белая и месторождением было открыто 7 октября 1929 г. Этот

© Никитин К. В., 2010

день и считается днем основания первого промышленного объекта в Хибинских горах — Апатитового рудника, в дальнейшем получившего имя С. М. Кирова. До конца года были добыты первые 1,5 т руды.

В августе 1930 г. началось движение поездов по железнодорожной ветке. Это дало импульс к постепенной замене примитивных ручных способов добычи на механизированные. Появились первые передвижные компрессоры, и к концу года для бурения шпуров стали применять пневматические бурильные молотки.

На северо-восточном фланге Кукисвумчоррского месторождения, где рудная залежь выходит на поверхность, первые четыре года апатитовую руду добывали только открытым способом. Рудник представлял собой нагорный карьер с большим числом 12-метровых уступов. В первые годы объем вскрышных работ был незначительным. Постепенно ручные перфораторы заменяли коловковыми на треногах. Разборку породы после взрывания осуществляли вручную. Основной профессией на руднике в те годы была профессия разборщика, который занимался дроблением негабаритов при помощи кувалды и грузил руду совками и скреками в вагонетки. Перепускали руду с верхних уступов на откаточную галерею по деревянным наклонным рудоскатам. В 1936 г. на карьере рудника им. С. М. Кирова объем добычи руды открытым способом составил 1,6 млн т в год.

Дальнейшее увеличение объема добычи руды открытым способом сдерживалось отсутствием современной горной техники. Встал вопрос о переходе на подземную разработку. В 1932 г. институт Гипроруда выполнил проект подземного рудника мощностью более 4 млн т. Вскрытие осуществили капитальной штольной нормальной железнодорожного профиля на горизонте +377 м и этажными штольными со склона горы. Первые годы добычу вели по системе с магазинированием со шпуровой отбойкой руды в камерах и последующим обрушением целиков шпуровыми и минными зарядами, которую применяли до 1936 г.

Быстрые темпы освоения месторождения позволили уже в начале 1930-х годов отказаться от ввоза в СССР



Отбойка и отгрузка руды на руднике. 1930-е годы

Стяханов, 1930-е годы

дорогих марокканских фосфатов для производства фосфорных удобрений, и хибинский апатитовый концентрат занял достойное место на мировом рынке фосфатов.

В 1937 г. на Кировском руднике была внедрена система этажного принудительного обрушения (без оставления целиков) с минной отбойкой и выпуском руды через горизонт грохочения. Отбойку руды в блоках сначала вели путем последовательного обрушения подэтажей минными зарядами снизу вверх на подконсольное пространство, как это было принято в горной промышленности. Впоследствии применили отбойку руды секциями на всю активную высоту этажа на временно магазинируемую руду и обрушившиеся породы и тем самым впервые в мировой практике осуществили принцип отбойки «в зажатой среде». Кроме того, в этот же период был осуществлен переход от двухстадийной выемки к одностадийной технологии. Все это позволило повысить безопасность работ и при одновременном увеличении высоты подэтажей улучшить технико-экономические показатели. Объем руды, отбиваемой массовым взрывом, вырос с 15–20 до 50–100 тыс. т, в отдельных случаях до 200–300 тыс. т. Сократились простои рудника на время проведения массовой отбойки и проветривания, производительность труда на выдаче руды увеличилась со 120 до 212 т/смену. Годовая производительность рудника в 1939 г. достигла 2,6 млн т руды.

В годы войны производство не остановилось, но по решению правительства ценное оборудование было вывезено на Средний Урал и в Казахстан. На Кировском руднике добычей богатой руды занимались всего 25 человек. Эта руда в объеме 1200–1300 т в месяц использова-

лась на фосфорном заводе для производства бугловок с зажигательной смесью. В горных выработках установили оборудование для производства штыков, корпусов мин и другой военной продукции.

Работы по восстановлению рудника начались летом 1943 г. по проекту института Гипроруда. В октябре приступили к очистке выработок от льда и подготовке их к эксплуатации. В апреле 1944 г. рудник дал первые тонны руды. В результате принятых мер по восстановлению и техническому перевооружению рудника быстрыми темпами началось наращивание добычи, и уже в 1950 г. Кировский рудник достиг довоенного уровня производства. В 1950-е годы на смену непроизводительному ручному труду пришли машины. На открытых работах появились экскаваторы СЭ-3 и ЭКГ-4.6, самосвалы МАЗ-525 и БелАЗ-540, для бурения скважин — станки вращательного бурения БСВ-3М. Значительные изменения произошли и на подземном руднике. На проходческих работах стали применять скреперные ледянки ЛУ-15, а на откаточном горизонте — электрические машины ИПМ-4 и ПНБ-3К.

В связи с ростом спроса на апатитовый концентрат как на внутреннем рынке, так и за рубежом в 1951 г. началось освоение соседнего Юкспорского месторождения со строительством рудника проектной мощностью 5 млн т руды в год. В 1956 г. был пройден железнодорожный тоннель через гору Юкспор длиной 2,8 км, комплекс выработок, вскрывающих месторождение, и Юкспорский рудник вступил в строй действующих.

В 1955 г. институтом Гипроруда был составлен проект II очереди Кировского рудника, которым предус-



матривалось строительство горизонта +252 и +322 с балансовыми запасами 180 млн т. В реализации данного проекта приступили в 1957 г., а уже в марте 1963 г. началась эксплуатация I очереди гор. +322 м.

С 1964 г. на Кировском руднике применяется система этапного принудительного обрушения в отбойной руде глубокими скажинами, что стало возможным благодаря созданию и широкому применению станков НКР-100М, освоению механизированного заряжания при производстве массовых взрывов. Впервые в стране на Кировском руднике освоили многостаночное бурение станками НКР-100М. Производительность труда бурильщика достигла 60 м в смену, а в отдельные смены — 70 м.

В последующие годы продолжалось совершенствование системы этапного принудительного обрушения. Применялись более рациональные параметры отбойки; изменились способы доставки — от доставки самотеком через грохоты до скреперной доставки мощными лебедками и вибровыпуском, при этом значительно повысились безопасность и производительность труда рабочих на выпуске руды, снизились удельные затраты на выпуск руды в структуре ее себестоимости с 40–50 до 20–25 %. В ходе освоения системы разработки стремились к увеличению объема массовых взрывов, что диктовалось растущими масштабами производства и экономическими интересами. Если в первый период массовыми взрывами скажинами зарядов отбивали от 70 до 100 тыс. т руды, то впоследствии объемы отбойки возросли до 600–800 тыс. т, а в отдельных случаях — до 1240 тыс. т. Однако опыт показал, что по условиям сейсмичности объем отбойки руды следует ограничить 500–600 тыс. т.

Увеличение объемов массовой отбойки и сосредоточение значительных запасов отбитой руды в очистных блоках требовало поиска высокопроизводительных способов ее выдачи. С этой целью на рудниках Хибин проводили крупномасштабные испытания скреперной доставки с последовательным увеличением мощности скреперных лебедок с 28,5 до 55, 75 и 100 кВт и вместимости скреперов с 0,5 до 1 м³. Совершенствование скреперной доставки и одновременно конструкции днищ блоков позволило увеличить производительность процесса с 200–270 до 360–400 т в смену, в отдельных случаях — до 500 т в смену. Установлено, что при оптимальном расстоянии доставки (средняя длина 10–15 м) увеличение мощности скреперных лебедок свыше 100 кВт не дает ощутимого экономического эффекта. Поэтому в 1970-х годах приступили к освоению выдачи отбитой руды с помощью вибропитателей. В производственных условиях испытаны несколько вибропитателей различных конструкций и ряд их модификаций, в том числе изготовленных на комбинате «Апатит». Производительность вибровыпуска составила 800–1300 т в смену.

В 1963 г. начал выдавать руду Северный карьер (1 млн т руды в год). Запасы руды Северного карьера Кировского рудника в конце 1960-х годов были в основном отработаны. В 1972 г. вступил в строй Саамский карьер с общими запасами 38 млн т и проектной мощностью 3 млн т руды в год. За короткий период производительность Саамского карьера достигла 5 млн т в год.

В 1975 г. приступили к отработке гор. +252 м Кировского рудника с балансовыми запасами руды



80 млн т, а 12 декабря 1975 г. был введен в эксплуатацию дробильно-доставочный комплекс гор. +252 м, что позволило в короткие сроки довести мощность рудника по руде до 12 млн т в год. За достигнутые успехи и в связи с пятидесятилетием в 1979 г. Кировский рудник награжден орденом Трудового Красного Знамени.

С углублением горных работ усложнились горно-геологические условия отработки месторождения. Для решения проблем, связанных с горным давлением, в 1980 г. создается служба прогнозирования и предупреждения горных ударов, и через некоторое время вступает в строй автоматизированная система контроля сейсмичности массива.

В 1989 г. было принято решение об объединении двух рудников — Кировского и Юкспорского в единый. Объединение позволило ускорить начало эксплуатации горизонтов +320 и +250 м Юкспорского месторождения с уже действующих горизонтов +322 и +252 м Кировского рудника. Стали эффективно использоваться мощности дробильно-доставочного комплекса гор. +252 м Кировского рудника, системы вентиляции, водоотлива, энергоснабжения рудников. Проект реконструкции Кировского рудника определил его новую производительность — 25,4 млн т руды в год.

Распад СССР и экономический кризис затормозили развитие рудника. Многие заводы-потребители апатитового концентрата оказались за границей, а отечественные потребители утратили платежеспособность. Прекратилось государственное кредитование капитального строительства. В результате были заморожены работы по подготовке к эксплуатации на двух горизонтах: +170 и +90 м. Пик падения производства до 7 млн т пришелся на 1994 г., но в дальнейшем начался постепенный рост объемов добычи руды. Здесь сказалось увеличение спроса на апатитовый концентрат на мировом рынке и планомерная работа с отечественными потребителями.

В 2002 г. закончено строительство гор. +170 м и сдан в эксплуатацию дробильно-доставочный комплекс Главного ствола № 1 производительностью 3 млн т.

В 2004 г. сдан в эксплуатацию гараж самоходного оборудования для организации техобслуживания и ремонтов импортной самоходной техники.

В последние годы наблюдается стабильный рост добычи апатитовой руды. В 2008 г. производительность рудника достигла 11,5 млн т руды и была добыта 650-миллионная тонна руды с начала добычи, а планом горных

работ на 2010 г. предусмотрено добыть уже 11,7 млн т руды. Утверждено ТЭО развития ОАО «Апатит» до 2020 г., в котором предусматривается увеличение производительности Кировского рудника до 14 млн т руды к 2014 г. Общие балансовые запасы рудника составляют более 960 млн т руды.

Открытыми работами на руднике добывается около 9 % объемов руды. В эксплуатации находятся четыре подземных горизонта: +410, +320, +250 и +170 м. Шахтное поле вскрыто десятью вертикальными стволами, конвейерным стволом, вентиляционными шурфами и штольнями, кроме того, все горизонты рудника вскрыты автоуклонами, существует возможность заезда самоходной техники на все горные участки. В стадии строительства находится гор. +90 м и комплекс дробления Главного ствола № 2. В настоящее время закончено строительство Башенного копра, начат монтаж оборудования, идет строительство погрузочных бункеров. Пуск комплекса сооружений Главного ствола № 2 намечен на 2013 г.

На руднике ежегодно проходится более 23 км горных выработок. Для производства отбойки руды бурится более 650 км глубоких скважин. Протяженность основных откаточных выработок составляет более 67 км, а всех эксплуатируемых выработок — более 350 км.

На руднике применяются две основные системы разработки — этапное принудительное обрушение с отбойкой глубокими скважинами и вибровыпуск руды, а также различные варианты систем податочной отбойки с выпуском торцовым способом и применением самоходной техники. Впервые на руднике вариант системы торцового выпуска применен в 1969–1970 гг. для отработки загасов в лежачем боку месторождения. Скважины дрели станками НКР-100М, выдачу руды осуществляли с помощью комплекса, включающего погрузочную машину и самоходный вагон (ПНБ-3К, ЗВС-15РВ). В тот период не удалось достигнуть высоких технико-экономических показателей (среднесменная производительность комплекса составила 196 т) в связи с несоответствием качества дробления руды и применяемым выданным комплексом, простоями и ненадежностью ее работы. В последние годы система податочного обрушения с торцовым выпуском руды стала применяться во всевозрастающих масштабах благодаря как совершенствованию ее конструктивных параметров, так и ввиду применения высокопроизводительной техники и ее соответствия технологии очистных работ. Кроме того, по сравнению с системой этапного принудительного обрушения она отличается более гибким порядком отработки запасов этажа и возможностью маневрировать фронтом очистных работ, что в условиях повышенного напряженного состояния Хибинского массива и опасности проявлений горного давления также дает ей определенные преимущества. Ввиду этих обстоятельств система податочного обрушения с торцовым выпуском руды имеет перспективы на расширение масштабов применения при освоении месторождения.

В 2010 г. добыча «торцом» составила 80 % от объема очистной добычи подземным способом. Все технологические процессы максимально механизированы. Парк самоходной техники составляет более 130 ед. Так, применительно к технологическим операциям бурение в про-



Гидравлический экскаватор РН 30Р-800

ходческих забоях осуществляется буровыми каретками DD 320-40 фирмы «Сандвик», а бурение глубоких скважин диаметром 102 мм — буровыми установками DL 420-10. Уборка породы в забоях производится с помощью ЛН 203, «Паус ПФЛ-18», ЛН 409Е, ЛН 410М с транспортированием горной массы самосвалами Того-40Д. На добыче руды с 2008 г. начали применяться высокопроизводительные ПДМ Того-1400Е взамен менее мощных Того-400Е. Применение установок «Каболт» для крепления выработок тросовыми штангами и комплекса «Спремек 6050» для крепления горных выработок набрызг-бетоном с доставкой торкрет-бетона подземными миксерами позволяют ликвидировать ручной труд при креплении горных выработок большого сечения. Установки «Скаимек» для обезопасивания применяются в горных выработках высотой более 3 м. Для механизированной зарядки глубоких скважин на «торце» применяются зарядные машины фирмы «Паус» и «Нормет», на различных вспомогательных работах — каскетные комплексы «Нормет» и «Паус», для доставки материалов — машины РВО, а для доставки людей — подземные машины «Минки».

В последние годы на руднике ведется планомерная работа по совершенствованию технологии добычи руды в условиях повышенного напряженного состояния Хибинского массива. Так, впервые при отработке гор. +320 м Юкспорского месторождения Кировского рудника внедрена технология, не имеющая аналогов в мировой горнорудной практике. Отработка глубоких горизонтов рудника ведется с образованием разгрузочной зоны в высшем блоке рудного тела, что позволяет снизить уровень действующих напряжений в районе проведения основных технологических операций в 1,8–2,2 раза и обеспечить требуемые объемы добычи руды на горизонте при значительном повышении безопасности работ. С целью снижения потерь и разубоживания, повышения производительности оборудования в 2010 г. на Кировском руднике планируется опробовать систему площадного выпуска через траншеи с применением погрузочно-доставочных машин. Предложенная технология обладает преимуществами системы этапного обрушения перед податочной с торцовым выпуском, при этом отсутствуют ее недостатки (высокая доля ручного труда при разделке дна, опасные условия труда на выпуске).

В современных условиях совершенствование технологии невозможно без совершенствования систем управления предприятием. Сегодня информация является

работ на 2010 г. предусмотрено добыть уже 11,7 млн т руды. Утверждено ТЭО развития ОАО «Апатит» до 2020 г., в котором предусматривается увеличение производительности Кировского рудника до 14 млн т руды к 2014 г. Общие балансовые запасы рудника составляют более 960 млн т руды.

Открытыми работами на руднике добывается около 9 % объемов руды. В эксплуатации находятся четыре подземных горизонта: +410, +320, +250 и +170 м. Шахтное поле вскрыто десятью вертикальными стволами, конвейерным стволом, вентиляционными шурфами и штольнями, кроме того, все горизонты рудника вскрыты автоуклонами, существует возможность заезда самоходной техники на все горные участки. В стадии строительства находится гор. +90 м и комплекс дробления Главного ствола № 2. В настоящее время закончено строительство Башенного копра, начат монтаж оборудования, идет строительство погрузочных бункеров. Пуск комплекса сооружений Главного ствола № 2 намечен на 2013 г.

На руднике ежегодно проходится более 23 км горных выработок. Для производства отбойки руды бурится более 650 км глубоких скважин. Протяженность основных откаточных выработок составляет более 67 км, а всех эксплуатируемых выработок — более 350 км.

На руднике применяются две основные системы разработки — этапное принудительное обрушение с отбойкой глубокими скважинами и вибровыпуском руды, а также различные варианты систем подэтажной отбойки с выпуском торцовым способом и применением самоходной техники. Впервые на руднике вариант системы торцового выпуска применен в 1969–1970 гг. для отработки запасов в лежачем боку месторождения. Скважины зрили станками НКР-100М, выдачу руды осуществляли с помощью комплекса, включающего погрузочную машину и самоходный вагон (ПНБ-ЗК, ЗВС-15РВ). В тот период не удалось достигнуть высоких технико-экономических показателей (среднесменная производительность комплекса составила 196 т) в связи с несоответствием качества дробления руды и применяемым выданным комплексом, простоями и ненадежностью ее работы. В последние годы система подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды стала применяться во всевозрастающих масштабах благодаря как совершенствованию ее конструктивных параметров, так и ввиду применения высокопроизводительной техники и в ее соответствии технологии очистных работ. Кроме того, по сравнению с системой этапного принудительного обрушения она отличается более гибким порядком отработки запасов этажа и возможностью маневрировать фронтом очистных работ, что в условиях повышенного напряженного состояния Хибинского массива и опасности проявлений горного давления также дает ей определенные преимущества. Ввиду этих обстоятельств система подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды имеет перспективы на расширение масштабов применения при освоении месторождения.

В 2010 г. добыча «торцом» составила 80 % от объема очистной добычи подземным способом. Все технологические процессы максимально механизированы. Парк самоходной техники составляет более 130 ед. Так, применительно к технологическим операциям бурение в про-



ходческих забоях осуществляется буровыми каретками DD 320-40 фирмы «Сандвик», а бурение глубоких скважин диаметром 102 мм — буровыми установками DL 420-10. Уборка породы в забоях производится с помощью LH 203, «Паус ПФЛ-18», LH 409E, LH 410M с транспортированием горной массы самосвалами Того-40D. На добыче руды с 2008 г. начали применяться высокопроизводительные ПДМ Того-1400E взамен менее мощных Того-400E. Применение установок «Каболт» для крепления выработок тросовыми штангами и комплекса «Спремек 6050» для крепления горных выработок набрызг-бетоном с доставкой торкрет-бетона подземными миксерами позволяют ликвидировать ручной труд при креплении горных выработок большого сечения. Установки «Скаимек» для обезопасивания применяются в горных выработках высотой более 3 м. Для механизированной зарядки глубоких скважин на «торце» применяются зарядные машины фирмы «Паус» и «Нормет», на различных вспомогательных работах — каскетные комплексы «Нормет» и «Паус», для доставки материалов — машины ЯВО, а для доставки людей — подземные машины «Минки».

В последние годы на руднике ведется планомерная работа по совершенствованию технологии добычи руды в условиях повышенного напряженного состояния Хибинского массива. Так, впервые при отработке гор. +320 м Юкспорского месторождения Кировского рудника внедрена технология, не имеющая аналогов в мировой горнорудной практике. Отработка глубоких горизонтов рудника ведется с образованием разгрузочной зоны в высечем боку рудного тела, что позволяет снизить уровень действующих напряжений в районе проведения основных технологических операций в 1,8–2,2 раза и обеспечить требуемые объемы добычи руды на горизонте при значительном повышении безопасности работ. С целью снижения потерь и разубоживания, повышения производительности оборудования в 2010 г. на Кировском руднике планируется опробовать систему площадного выпуска через траншеи с применением погрузочно-доставочных машин. Предложенная технология обладает преимуществами системы этапного обрушения перед подэтажной с торцовым выпуском, при этом отсутствуют ее недостатки (высокая доля ручного труда при разделке дна, опасные условия труда на выпуске).

В современных условиях совершенствование технологии невозможно без совершенствования систем управления предприятием. Сегодня информация является



Гидравлический экскаватор РН-10-Р

одним из важнейших инструментов решения производственных задач. Значительные объемы добычи, отбойки и проходки горных выработок предопределили переход на работу с применением компьютерных технологий. База данных технологических объектов Кировского рудника явилась тем источником информации, которая помогает принять обоснованные технические решения и максимально оптимизировать рабочие процессы. В ее состав входят базы данных геологических объектов рудника, технологических параметров маркшейдерских точек и полигонов. Инженерное сопровождение горных работ на руднике полностью построено на использовании трехмерной компьютерной модели. С ее помощью производятся все работы по проектированию, текущему и перспективному планированию. Она служит основой для научно-технических разработок, и как средство обмена данными между

различными подразделениями. В качестве базовой программы для автоматизации планирования, проектирования и сопровождения горных работ на руднике принята система MineFrame-1.0, созданная в Горном институте КНЦ РАН и максимально адаптированная к условиям рудника.

Кировский рудник сегодня — это современные технологии, мощная и надежная техника, полигон для научно-исследовательских изысканий. Таким образом, как в год 80-летия, так и в обозримой перспективе объединенный Кировский рудник останется основным добывающим подразделением ОАО «Апатит», в становление и развитие которого вложили силы и знания тысячи людей нескольких поколений. Накопленный опыт горняков позволяет решать сложнейшие задачи, стоящие перед его коллективом, и с уверенностью смотреть в будущее. □

Никитин Константин Владимирович,
e-mail: Knikitin@apatit.com

80th ANNIVERSARY OF THE KIROVSKY MINE — THE OLDEST FLAGSHIP OF MINE INDUSTRY IN KHBINS

K. V. Nikitin

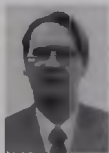
The history of establishment and development of Kirovsky mine — the largest of the four mines, processing apatite-nepheline ores, included in "Apatit" structure, has been realized. The main stages of ore development, order of improvement of the technique and technology of mining operations have been mentioned. Prospects of further development of manufacture have been considered.

Key words: apatite-nepheline deposit of Khibins, Kirovsky mine, history of establishment, technology of mining works, mining equipment, control system of the enterprise.

УДК 622(470)

И. В. БОРИСОВ (Региональный музей Северного Приладожья им. Т. А. Хаккарайнена)

СТАРИННЫЕ ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ СЕВЕРНОГО ПРИЛАДОЖЬЯ КАК УНИКАЛЬНЫЕ ТЕХНОГЕННО-ПРИРОДНЫЕ КОМПЛЕКСЫ И ПАМЯТНИКИ ИСТОРИИ ГОРНОГО ДЕЛА



И. В. БОРИСОВ,
зав. экскурсионно-
туристическим отделом,
канд. геогр. наук

Автором в ходе архивных и полевых исследований 1994–2004 гг. на территории Северного Приладожья выявлено и изучено около 500 горных выработок, пройденных в 1770–1930-х годах с целью добычи различных полезных ископаемых, строительного и декоративно-облицовочного камня, медных, оловянных и железных руд, кварца и микроклина, «флюсового камня» (мраморов), графита и ювелирно-поделочного камня (граната).

Старинные горные выработки занимают особое место в современном ландшафте Северного Приладожья

© Борисов И. В., 2010

Проанализировано современное состояние старинных горных выработок Северного Приладожья. Предложены возможные направления их использования в хозяйственных целях, для научных исследований и организации особо охраняемых территорий, в качестве музейных объектов.

Ключевые слова: Северное Приладожье, старинные горные выработки, использование.

и в настоящее время рассматриваются как уникальные техногенно-природные комплексы, образовавшиеся в процессе добычи полезных ископаемых и измененные на стадии посттехногенеза (после прекращения горных работ). Наиболее интересные горные выработки представляют собой памятники историко-культурного (горно-

индустриального) наследия, часть которых (при проведении ряда мероприятий) могут стать объектами экспонирования и музеефикации.

Почти 60 % горных выработок Северного Приладожья были пройдены в 1770–1930-е годы в ходе добычи строительного и декоративно-облицовочного камня, гранитов, гранито-гнейсов, амфиболитов, мраморов. Эти породы широко использовали в прошлом для строительства и украшения жилых и коммерческих зданий, дворцов, храмов и памятников Санкт-Петербурга, Петродворца, Сортавалы и Валаама. Все выработки этого типа являются открытыми, т. е. пройденными с поверхности на небольшую глубину.

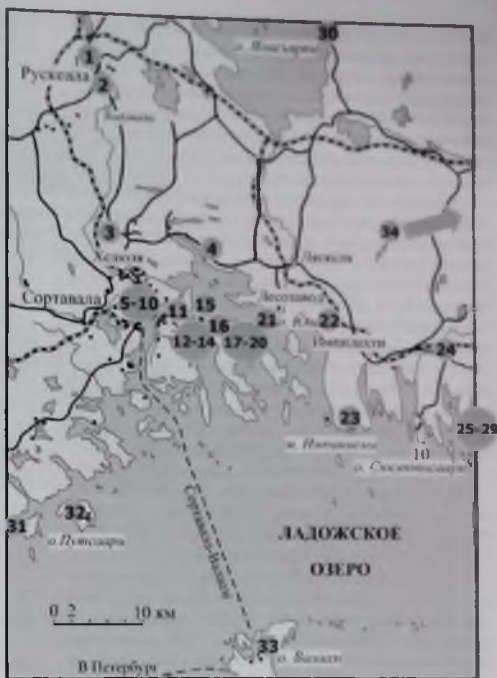
Автором разработана геоморфологическая классификация выработок строительного и декоративно-облицовочного камня Северного Приладожья. Преобладают (~66 %) горные выработки, пройденные вдоль простирающихся склонов сельг. Большая часть (~64 %) этих выработок имеют форму полутраншей (террасированных склонов) и только ~13 % — траншей, ~24 % выработок характеризуются изометричной и сложной формой в плане.

Отмечается примерно равное число полутраншей (террасированных склонов), пройденных в нижней и верхней частях абрадируемых (лишенных четвертичного покрова) крупных сельг, а также на всю высоту небольших скальных выходов.

Большинство (42 %) выработок строительного и декоративно-облицовочного камня Северного Приладожья имеют весьма небольшие размеры — объемом от 10 до 50 м³. Крупные выработки (объемом более 1000 м³) очень редки (всего 5 %).

В 1820–1930-е годы на территории Северного Приладожья в пегматитовых и кварцевых жилах добывали кварц и микроклин — минералы, из которых на российских и финляндских фабриках получали стекло и фарфор. Известно более 60 таких выработок — преимущественно траншей и полутраншей глубиной от 1 до 10 м. Большинство выработок (40 %) мелкие, объемом от 10 до 50 м³.

В процессе добычи руд черных и цветных металлов на территории Северного Приладожья было пройдено 95 горных выработок, из которых более 95 % представляют собой шахты. В черте современного города Питкяранта и его окрестностях с 1830-х до 1900-х годов подземным способом интенсивно и бессистемно разрабатывалось месторождение оловополиметаллических руд. Всего было пройдено более 30 шахт глубиной от 50 до 300 м, в которых добывали оловянные, медные (с серебром) и железные руды. Эти руды плавили с получением металлов (олова, меди, серебра, железа) на местных заводах.



Музеефицируемые техногенно-природные комплексы Северного Приладожья (в скобках — число объектов):

- 1 — «Горный парк Рускеала» — мрамор (7); 2 — Савиккон Июсси — кварц (1); 3 — Путролампи — графит (1); 4 — Кирьявалахти — гранит (4); 5–10 — Сортавала — гранит, амфиболит (14); 11 — Нукутталахти — гранит (2); 12–14 — «Горный парк Мурчиньянги» — кварц, микроклин (6); 15 — Ваннисеасари — гранит (2); 16 — Уиттоиниеми — амфиболит (3); 17–20 — «Горный парк Туулола» — гранит (14); 21 — Ювель (Калккисаари) — мрамор (2); 22 — «Горный парк Велмяки» (8); 23 — Импииниеми — гранит (3); 24 — Киттеля — гранат (5); 25–29 — «Горный парк Питкяранта» — оловянные, медные, железные руды, мрамор (13); 30 — Киптсвиниеми — мрамор (2); 31 — Соролансаари — кварц (3); 32 — «Горный парк Путаасари» — гранит (2); 33 — Валаам — габбро-диабаз (2); 34 — Рогосельга (10)



Устье одной из железных шахт в окрестностях г. Питкяранта

С 1880-х годов до 1903 г. АО «Сталь» вело разведку и добычу железной (гематитовой) руды в окрестностях пос. Колатсельга Пряжинского района. На участке длиной до 20 км было пройдено около сотни горных выработок как открытых (траншей, канавы), так и подземных (шахты, штреки, штольни). При разработке руды на месторождении Рогосельга был создан техногенный комплекс, включающий десятки шурфов, более 10 шахт глу-

близ 10–25 м и нередко имеют суммарной длиной в несколько километров. Руды выветлены в значительной степени углекислым газом до достаточно глубокого, неподдающему Трудометаллургии членимокристаллического заедра.

В XIX в. на территории Северного Приладожья проводили интенсивные разработки оловянной и бокситной железной руды, из которой получали чугун на заводе в Вяртсиля Суоярви и Видлице.

При выплавке металлов в качестве флюса использовали мрамор, который добывали как открытым, так и подземным способом вблизи действующей чугуноплавильной заводы — на берегах оз. Янисъярви к северу от Колатсельги и в окрестностях Питкяранты. Всего было проведено более 20 таких выработок.

На территории Северного Приладожья известно также около двух десятков выработок ювелирно-поделочного камня — граната (альмандин). Этот самоцвет уже 400 лет добывают в биотитовых сланцах в Кителя, недалеко от Питкяранты. К сожалению, старинные гранатовые копи — траншеи и шелеобразные подземные полости — были в значительной степени изменены в последние десятилетия в процессе кустарной, бессистемной добычи граната.

В структуре современных ландшафтов старинные горные выработки Северного Приладожья занимают определенное положение в соответствии с геологическим строением и геоморфологией района. Около 70 % этих выработок расположено на абрадированных, крутосклонных, дифференцированных сельгах побережий и островов Ладожского озера, ~19 % — на удаленных от побережья «материковых» сельгах с тонким элювиоделювиальным и моренным чехлом и ~10 % — на невысоких пологосклонных и слаборасчлененных сельгах.

После завершения прямого техногенного воздействия, связанного с добычей полезных ископаемых, старинные горные выработки десятки и сотни лет находятся на стадии посттехногенеза и развиваются по законам естественной (неуправляемой) и управляемой сукцессии. Современное состояние горных выработок определяется физико-географическими, горно-геологическими факторами и временным диапазоном. Более 80 % открытых выработок Северного Приладожья находятся в состоянии естественной сукцессии, они сохранились хорошо и сохранили первоначальную конфигурацию и размеры и лишь незначительно заросли лиственным и смешанным лесом. Остальная часть открытых выработок испытала на себе воздействие горнотехнической рекултивации и застройки. Наиболее крупные выработки строительного

камня (Рухояви, Туулансаари и др.) и многие выработки кварц-розовошпатового сырья в силу своей морфологии частично или полностью затоплены водой. Вдоль краев глубоких старинных выработок периодически происходит вывалы камней, осыпание и оползание уступов. Степень «челюпанживания» и зарастания открытых выработок определяется физико-механическими свойствами пород, способом обработки, углом наклона уступов. Быстрее разрушаются и зарастают те выработки, в которых добывали мраморы и сланцы и в которых применяли буровзрывной (кварц, микролин, руды, шебен, «флюсовый камень»), а не буроклиновой (декоративно-облицовочный камень) способы разработки сырья. Растительный покров в выработках формируется в течение десятков и сотен лет.

Практически все подземные выработки региона характеризуются неудовлетворительной сохранностью: они в основном затоплены грунтовыми водами и в значительной степени завалены обвалившейся породой. В черте г. Питкяранта большинство старых рудных шахт XIX в. засыпаны породой и бытовым мусором, и лишь некоторые шахтные стволы, перекрытые железобетонными плитами, могут быть доступны для спелеологических исследований.

В районе Колатсельги число доступных для исследований и экскурсий подземных выработок (штолен и шахт) больше, чем в Питкяранте, и составляет около 20 %, а на самом крупном руднике «Рогосельга» — до 50 %. В штольнях «Рогосельги» до сих пор сохранились фрагменты узкоколейных железных дорог и инструменты горняков.

Большая часть земельных участков, на которых проводили подземные горные работы, в настоящее время поросли мхами, травами, кустарниками и деревьями, и поэтому слабо заметны в современном посттехногенном ландшафте.

Большинство подземных выработок находятся в неустойчивом напряженном состоянии, что выражается в образовании обвалов сводов штолен и штреков, техногенных провалов и просадок грунта над подземными полостями. Сохранившиеся подземные выработки провоцируют геодинамические процессы на поверхности земли, особенно опасные в черте г. Питкяранта.

Анализ современного состояния старинных горных выработок Северного Приладожья, физико-географических и экономико-географических особенностей их местоположения позволяет автору выделить следующие возможные направления использования этих комплексов в хозяйственных целях; для научных исследований и организации с этой целью особо охраняемых территорий — заповедников; в качестве музейных объектов.

Для хозяйственных целей предлагается использовать 88 старинных горных выработок Северного Приладожья; 62 небольшие каменоломни строительного камня, расположенные в г. Сортавала и других населенных пунктах, оказываются в зоне хозяйственного и жилого строительства. Под сельскохозяйственно-угодья попадают 18 выработок строительного камня и засыпанных



Одна из исторических каменоломен из горных гранитов на о. Туулансаари



Спуск в самую глубокую шахту Рогосельги

шахт. под лесопосадки — пять засыпанных шахт. В пяти шахтах в окрестностях Питкяранты предусматривается устройство пожарных водоемов.

В Северном Приладожье сложились благоприятные условия для создания системы особо охраняемых природных территорий (ООПТ) с целью изучения последствий техногенного воздействия горных работ на природные ландшафты. Эта система включает в себя 13 ООПТ — заповедников, в состав которых вошли 155 горных выработок.

Для благоустройства и музеефикации автором выделено 98 горных выработок и их фрагментов, большинство которых (~60 %) составляют открытые выработки строительного камня, в меньшей степени — рудного сырья, кварца, «флюсового камня» и граната. Две трети музеефицируемых объектов представляют собой хорошо сохранившиеся открытые выработки, остальные — подземные полости, их фрагменты и наземные проявления.

Техногенно-природные комплексы Питкяранты, Велимки, Рускеалы, Тулолансаари, Путсаари, Риеккалансаари и Колатсельги, включающие десятки компактно расположенных горных выработок, формировались в специфических геолого-ландшафтных и культурно-исторических условиях, что позволяет рассматривать их в качестве особых туристско-географических территорий — «горных парков», составляющих основу проектируемого регионального техногенно-природного парка Северного Приладожья.

На сегодняшний день на территории Северного Приладожья статус памятников историко-культурного (горно-индустриального) наследия имеют всего несколько крупных горных выработок: Рускеальский мраморный карьер (1770–1940 гг.), Ювенский мраморный карьер (1770–1840 гг.) и каменоломни сердобольских гранитов острова Тулолансаари (1770–1914 гг.). Остальные объекты являются потенциальными памятниками, но их статус пока не закреплён официальными документами.

Автором разработана программа музеефикации и обустройства техногенно-природных комплексов Северного Приладожья, включающая архивные, полевые и камеральные исследования, мероприятия по рекультивации, благоустройству объектов для туристского осмотра и постановки на государственный учет в качестве памятников горного дела.

На территории проектируемых «горных парков» также предусматриваются мероприятия по организации дополнительного обслуживания, отдыха, развлечений и аттракционов для туристов, а также по созданию дополнительных элементов архитектурного и художественно-ландшафтного обустройства территории.

Одной из задач музеефикации является проведение рекультивации (регенерации), направленной на благоустройство горных выработок и частичную ликвидацию послед-



Остров Ювены (Калккисаари), на котором в 1770–1840-е годы добывали мрамор для Санкт-Петербурга



Бывший Главный карьер Рускеальского месторождения мрамора. Теперь это «Горный парк Рускеала»

ствий посттехногенная (естественное зарастание, разрушение и затопление).

Горнотехническая рекультивация (записка от осейлы зявлява) затрагивает ~40 % открытых и ~50 % подземных музеефицируемых выработок и их наземных проявлений. Работы по укреплению устьевых и глубинных частей подземных выработок планируется осуществить в семи шахтах и трех штольнях.

Техническая рекультивация нацелена на частичное и периодическое понижение уровня грунтовых вод лишь в некоторых музеефицируемых выработках открытого типа. Осушение самых крупных каменоломен не предусматривается ввиду значительных объемов скопившейся в них воды. Часть подземных выработок подлежит кратковременному осушению для проведения исследовательских работ и укрепления стен и сводов.

Биологическая рекультивация (вырубка леса, кустарника, удаление дерново-растительного слоя) будет проводиться на территории ~70 % открытых выработок, а также вокруг устьев ~70 % подземных выработок.

В Рускеала, на базе Главного мраморного карьера, действовавшего в 1770–1940 гг., в 2004 г. был создан единственный в Карелии Горный парк. Ежегодно принимающий десятки тысяч туристов. Экскурсии в «Горный парк Рускеала» пользуются большой популярностью. Здесь можно не только пройти вокруг Главного карьера, где ломали мрамор для Санкт-Петербурга, но и спуститься в одну из старых шахт, пройденных с целью добычи известкового камня, а также поплавать на лодках по красивому Мраморному озеру, образовавшемуся на месте старого карьера.

С 1995 г. Региональным музеем Северного Приладожья (РМСП) организуются экскурсии на Питкярантские рудники и каменоломни сердобольских гранитов острова Тулолансаари.

С 2005 г. для студентов Санкт-Петербургского государственного университета под руководством автора проводится учебная практика «Строительный, архитектурный и декоративный камень Северного Приладожья».

В 2007 г. в г. Сортавала была создана Карельская региональная общественная организация спелеологических исследований «Колос», занимающаяся изучением и благоустройством шахт и штолен района Питкяранты и Колатсельги. Разработан проект по изучению, сохранению, благоустройству и музеефикации уникальных техногенно-природных комплексов Северного Приладожья. Действует небольшой спелеологический маршрут по Главной штольне рудника «Рогосельга». Организуются выставки и экспозиции, пропагандирующие уникальное геологическое и горно-индустриальное наследие Северного Приладожья. В этой работе принимают активное участие спелеологи Комиссии спелеологии и карстоведения Санкт-Петербургского отделения Русского географического общества.

ANCIENT MINING PRODUCTION AREAS OF NORTH PRILADOZHYE AS UNIQUE TECHNOGENIC-NATURAL COMPLEXES AND MONUMENTS OF MINING INDUSTRIAL HISTORY

I. V. Borisov

The modern state of ancient mining production areas of North Priladozhye has been analyzed. Possible directions of their usage in business purposes, for scientific researches and organization of specially protected territories, as museum objects have been proposed.

Key words: North Priladozhye, ancient mining production areas, usage.

Реализация проекта по созданию техногенно-природного парка Северного Приладожья позволит детально изучить, сохранить и рационально использовать в современных условиях уникальное индустриальное наследие Северного Приладожья, оживит музейную и туристическую деятельность обширного региона Республики Карелия.

Основные положения проекта рассмотрены автором в его диссертации «Географические основы сохранения и рационального использования уникальных техногенно-природных комплексов Северного Приладожья». □

Борисов Игорь Викторович,
e-mail: aldoga@bk.ru

УДК 669.053.4

И. М. ПЕТРОВ (МГТУ)

ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ПЕРЕРАБОТКИ РУД НА ПРЕДПРИЯТИЯХ РОССИЙСКОЙ ИМПЕРИИ В НАЧАЛЕ XX ВЕКА



И. М. ПЕТРОВ,
проф., д-р техн. наук

На основе различных источников, основными из которых явились доволюционные номера «Горного журнала», сделан обзор применения гидрометаллургических способов переработки сырья на горнодобывающих предприятиях Российской Империи в начале XX века. Показано использование этих способов для медных, полиметаллических, платино и золотоносных руд.

Ключевые слова: радиоактивные руды, гидрометаллургические методы, выщелачивание, извлечение, медь, золото, платина.

(Окончание. Начало см. в «Горном журнале»
№ 11 за 2010 г.)

Наиболее широко в XX в. применялись гидрометаллургические способы переработки минерального сырья с целью извлечения золота.

Еще в конце XIX в. для извлечения золота из руд коренных месторождений начали применять хлорирование («хлоринацию»), а в последующем — и цианирование различных золотосодержащих материалов (например, эфельных и иловых отвалов промытой породы). Специалисты отмечали эффективность этого способа по отношению «к старым отвалам с невысоким содержанием золота, когда применение обычных методов извлечения из песков или руды — амальгамацией и промывкой — не представляется выгодным» [1].

В 1886 г. на Успенском прииске (Южный Урал), на котором был построен небольшой завод для обработки руд, горный инженер Е. П. Зеленков впервые применил «хлоринацию» для извлечения золота. За четыре года таким способом получено около 300 кг золота. В 1888 г. этот способ

был внедрен на Екатеринбургском прииске Тарасова и К^о. В 1889 г. был построен завод на Митрофанском прииске. В 1890 г. — на Старо-Сергеевском прииске Журавлева, в 1895 г. — на Михайловском прииске Подвинцевых [2].

В последующие годы Е. П. Зеленков впервые в России внедрит цианирование. Как отмечалось тогда, «хлорирование дало уже возможность извлекать мельчайшие частицы золота, а цианитый способ позволил добывать золото из таких колчеданов, которые с трудом прежде поддавались другим видам обработки». Эту технологию применяют на золотоизвлекательных фабриках и по сегодняшний день.

В 1895 г. способ извлечения золота цианитным методом был внедрен Е. П. Зеленковым на Успенском прииске. В 1897–1898 гг. — на Митрофановском и Охотничьем приисках. При этом Е. П. Зеленков применил для цианитной обработки золотосодержащих эфелей метод Мак-Артура и братьев Форрест.

Небольшое отступление. Использование цианидов для извлечения золота первым предложил еще в 1843 г. П. Р. Багратион, племянник прославленного героя 1812 г. В это же время подобные исследования проводил химик П. И. Евреинов. Их работы были опубликованы и стали известны за границей, что позволило тем же Мак-Артуру и Форрестам в конце 1880-х годов ввести в широкую практику цианитную обработку (первый завод был построен в Иоканнесбурге в 1890 г.)

В России в конце 90-х годов XIX в. цианирование стали применять на Михайловском и Екатеринбургском

Зеленков Евгений Петрович (1851–1901) — горный инженер. Окончил Санкт-Петербургский университет, служил на золотых приисках Оренбургской губернии, инициатор применения химического метода для извлечения золота в России.

© Петров И. М., 2010

Багратион Петр Романович (1818–1876) — инженер и ученый. В 1843 г. открыл способ извлечения золота из руд цианированием. Впервые изучил влияние электрического тока на растворимость золота и серебра в растворах цианидных соединений.

Евреинов Петр Иванович (1812–1849) — горный инженер, ученый, преподаватель химии в Институте корпуса горных инженеров, управляющий лабораторией Департамента горных и соляных дел, автор исследования о цианидных соединениях золота (1843 г.).

приисках, а также, на Никольском прииске Российского золотопромышленного общества.

Уже к 1913 г. с помощью химических методов (хлорирование и цианирование) в России было извлечено около 3 т золота (или 5,1 % общего объема), в основном на уральских золотоизвлекательных фабриках, где имелось свыше 10 заводов, применявших цианирование. В частности, на Кочкарских золотых приисках (Южный Урал) путем хлоринации и цианирования в 1913 г. было получено около 1,4 т золота «при обработке руды и эфелей, оставшихся от прежних работ» [3].

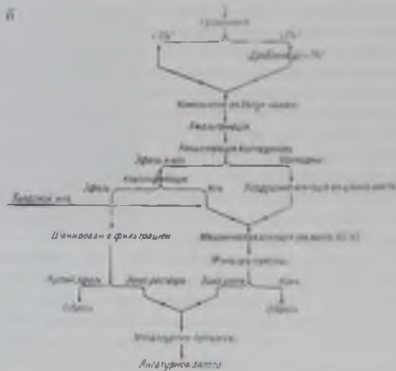
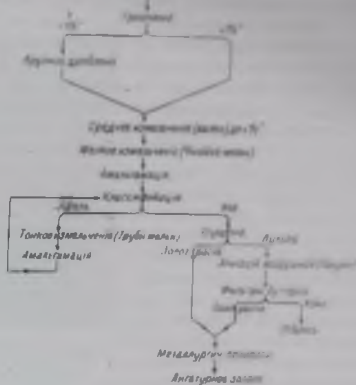
Самым крупным предприятием был Антоновский иловый завод Анонимного общества Кочкарских золотых приисков, которым была «вправе гордиться наша золотопромышленность» [4].

Для переработки первичных («колчеданистых») руд компанией Allis Chalmers был построен завод производительностью 200 т/сут, до революции проводилась модернизация мощностей с целью увеличения их до уровня 400 т/сут. Содержание золота в руде составляло 7–8 г/т, извлечение — 90–95 %.

Технологическая схема производства золота, применяемая на заводе, представлена на рисунке (а). Как видно, после цикла измельчения (перед средним измельчением материал смачивали слабым раствором цианида калия) руда попадает на амальгамационные столы, где амальгамировалось около 30 % всего получаемого на заводе золота. После амальгамации материал поступал на классификацию. Вышедший из классификатора Дора или крупностью –200 меш направлялся для химической обработки. Цианирование осуществляли в железном чане-собирателе вместимостью 300 т, при этом «материал выходил из чана с извлечением 80–85 % всего золота, извлекаемого из руд цианистым калием». Золото осаждали цинковой стружкой в деревянных экстракторах (на заводе имелось 5 экстракторов). В дальнейшем золотосодержащий материал с экстракторов обрабатывали (путем обжига, плавки или серной кислотой) в металлургической лаборатории Анонимного общества.

Расход цианида калия на Антоновском иловом заводе в 1913 г. составлял около 0,41 кг/т руды, расход цинка — 0,2 кг/т руды. Затраты на обработку 1 т руды составляли 6 руб. 75 коп., расходы на механическое обогащение и химическую обработку — 3 руб. 25 коп.

Следует отметить, что Анонимному обществу принадлежало еще три завода — Николаевский иловый,



Технологическая схема Антоновского илового (а) и Троицкого цианового (б) заводов

Воскресенский и Михайловский эфелевые. Они осуществляли переработку старых запасов эфелей и илов и работали только в летний период года.

На Южном Урале действовал также циановый завод Троицких золотых приисков. При расчетной производительности по руде 200 т/сут в 1913 г. он работал на уровне 120–150 т, всего за этот год было переработано 39,5 тыс. т руды. Схема переработки (см. рисунок, б) включала дробление в дробилках Блэка, измельчение в бегунных чашах, амальгамацию (свыше 65 % получаемого золота), «концентрацию колчеданов» (сепарацию на концентрационных столах), классификацию и раздельную химическую обработку (цианирование) эфелей и илов. Получаемые золотосодержащие растворы поступали в деревянные ящичные экстракторы для осаждения цинковой стружкой (расход 0,1 кг/т руды). Далее материал подвергали выщелачиванию серной кислотой без обжига, с последующей плавкой высушенного ила. В 1913 г. было получено 0,39 т золота, при этом затраты на обработку 1 т руды составили 8 руб. 34 коп.

На Среднем Урале действовали три завода по химической (цианидной) переработке зинковосодержащего сырья — Белореченский, Березовский и Исаевский.

Для извлечения золота из руд Белореченского месторождения (Верх-Исетский округ) «настроен на берегу Нейво-Рудянского пруда циановый иловый завод». Мощностью Белореченского завода составляли 120 т руды. Сут Измельчение осуществлялось в восьми бегунных чашах, при этом поступающую в чашу руду разбавляли слабым раствором цианистого калия. Из бегунных чаш измельченная руда поступала в классификатор Дора. Оттуда ил направляли в сгуститель, потом — в сборный чан, а затем — в агитационный чан. Процесс растворения золота в агитационном чане продолжался 12 ч. Золото осаждали также цинковой стружкой в деревянных экстракторах. Полученный шлам подвергали обжигу обработке серной кислотой и плавке в графитовых тиглях с последующим купелированием для отделения свинца. Расход цианистого калия составлял 0,87–1 кг/т сухой руды, цинковой стружки — 0,63 кг/т сухой руды. В 1913 г. на заводе было переработано 22,9 тыс. т руды, получено 0,21 т золота и 0,66 т серебра. Извлечение золота из руды составило 85 %.

На Березовской золотизвлекающей фабрике перерабатывали отдельно так называемые хозяйские и старательские руды. «Хозяйские» руды измельчали в трех бегунных чашах, в остальных десяти измельчали старательскую руду. Затем то и другое сырье подвергали амальгамации (в чашах) с последующей промывкой и съемом амальгамы. В дальнейшем измельченная старательская руда поступала на эфельный завод, где осуществлялось обогащение на шлюзах. Измельченная «хозяйская» руда и «вышедшая из эфельного завода старательская руда» поступали в отсадочные бассейны, где «отделяется эфель, ила же уносятся струей воды в особые сборники, где накаплиются для предполагаемого к постройке илового завода». Эфель шел на циановый завод, где подвергался цианированию методом фильтрации в чанах. На дне деревянных чанов имелись железные решета, на которых был положен фильтровальный холст. Эфель загрузили в чаны вперемешку с известью, продолжительность обработки цианистым калием одной партии эфеля составляла от 6–8 сут в летнее время до 10–12 в зимний период. Золото осаждали цинковой стружкой в экстракторах, полученный шлам подвергали плавке в отражательной печи, обожженный материал выщелачивали серной кислотой с последующей рафинировочной плавкой кеза [5].

В 1913 г. на фабрике было переработано 35,2 тыс. т эфеля, расход цианистого калия составил 28,5 т. При этом было получено около 50 кг золота (извлечение 70 %).

Слабыми сторонами работы фабрики считали «большой расход реагентов, низкую степень извлекаемости и большое количество уносимого илами и отчасти эфелем золота». Поэтому предполагали модернизацию завода и «переход на иловый процесс».

На Среднем Урале работал также Копотинский эфельный завод (Верх-Исетский округ). Технология на предприятии была аналогична применяемой на Березовской фабрике. В 1913 г. завод переработал 6,4 тыс. т эфелей, получил при этом около 12 кг золота (расход цианида калия — 2,3 т, извлечение золота — 60–65 %). Завод работал убыточно, его «производительность слишком ничтожна для небогатого содержания золота в руде, циан-

идный процесс — выгоден только при условии большой производительности завода» [5]. В 1914 г. Копотинский рудник и завод ввиду убыточности были закрыты.

В 1913–1914 гг. Южно-Уральским горно-промышленным акционерным обществом был построен Семеновский иловый завод (ныне — территория Башкирии).

Кроме уральских рудников, цианирование применяли для обработки эфелей на Марининских и Беркульских приисках (Томский горный округ). В частности, на Марининских приисках в 1913 г. путем механической обработки руд было получено 470 кг золота, с помощью химической обработки эфелей и илов, соответственно, 72 и 5 кг.

Кроме того, цианирование применяли для обработки шламов на Богом-Дарованном руднике (Красноярско-Ачинский округ), который принадлежал Российскому золотопромышленному обществу.

Восточнее в Российской Империи до революции цианирование не применяли. Только лишь в 1930 г. на Байлейском месторождении в Читинской области началось строительство илового завода. Технологическую схему для этого предприятия разработал профессор В. Я. Мостович.

В заключение еще одно небольшое отступление. К обзорной статье, опубликованной в журнале [4] было дано любительное примечание редакции. Автору высказан упрек, что он употребил заимствованные термины. По замечанию проф. Г. О. Чечотта, эти термины желательно заменить русскими, а именно: pulp (пульпа) — «мутные воды» или «муть»; mesh (меш) — «отверстия в сетке»; cake (кек) — «плотный осадок».

После публикации статьи прошло 90 с лишним лет. Термин «mesh» после долгого употребления все же вышел из обихода и заменен в технической литературе соответствующим переводом в миллиметры. А вот «пульпу» и «кек» уже невозможно выкинуть из современного лексикона технологов-обогащателей и металлургов.

Библиографический список

1. *Высоцкий Н. К.* Платина и районы ее добычи. — Петроград, 1923. Т. 1–3.
2. *Вишев И. И.* Становление и развитие золотопромышленности на Южном Урале в XIX веке: дисс. ... канд. ист. наук. — Челябинск, 2002.
3. Общий обзор главных отраслей горной и горнозаводской промышленности. — Петроград, 1915.
4. *Бобр В. К.* Иловые заводы на Среднем и Южном Урале // Горный журнал. — 1914. — № 10. — Т. 1.
5. *Бобр В. К.* Описание Березовского и Копотинского эфельных циановых заводов // Горный журнал. — 1915. — Т. 1.

Петров Игорь Михайлович,
e-mail: ipetrov@infomine.ru

HYDROMETALLURGICAL METHODS OF ORE PROCESSING AT THE ENTERPRISES OF THE RUSSIAN EMPIRE IN THE BEGINNING OF XX CENTURY

Petrov I. M.

Overview of usage of hydrometallurgical methods of raw material processing at the mining enterprises of the Russian Empire in beginning of XX century has been done on the base of different sources, main of which were pre-revolutionary issues of "Gorny Journal". Usage of these methods for copper, polymetallic, platinum- and gold-bearing ores has been shown.

Key words: radioactive ores, hydrometallurgical methods, leaching, extraction, copper, gold, platinum.

НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ РИВС-2010

Очередная научно-практическая конференция, организованная ЗАО «НПО «РИВС» (Разработка, Изготовление, Внедрение, Сервис), состоялась в г. Санкт-Петербурге 17–18 ноября 2010 г.

Главным аспектом стратегии НПО «РИВС» является предоставление заказчику комплекса технических решений для всего производственного процесса, включая проекты на строительство и реконструкцию горнорудных предприятий, технологию обогащения минерального сырья, оборудование, системы автоматизации с соблюдением экологических требований.

В работе конференции приняли участие представители организаций и горно-обогатительных предприятий из 10 стран: России, Армении, Казахстана, Украины, Узбекистана, Монголии, Сербии, США, Германии, Болгарии. Отмечается высокий представительский уровень участников конференции: более 100 руководителей горнорудных компаний, горно-обогатительных комбинатов, предприятий. Научно-техническая программа конференции включала более 30 докладов, а также

работу трех секций («круглых столов») по направлениям «Технология, технологическое оборудование, экология»; «Проектирование, строительство и реконструкция горно-обогатительных предприятий»; «Комплексная автоматизация и контроль технологических процессов». Издан сборник тезисов докладов. Информационную поддержку конференции осуществил «Горный журнал» № 10 за 2010 г., целиком посвященный научно-практической деятельности ЗАО «НПО «РИВС» и его партнеров.

В докладах, прозвучавших на конференции, отражены практические результаты и перспективные предложения по следующим основным направлениям обогатительного производства:

- Проектирование, реконструкция и строительство обогатительных предприятий «под ключ» с применением новых технологий и высокоэффективного оборудования нового поколения с достижением гарантированных технологических показателей на примере обогатительных фабрик России, Казахстана, Армении, Узбекистана, Монголии.

- Разработка технологий обогащения минерального сырья.

В рамках этих направлений разработана технология обогащения золотосодержащих сульфидных руд месторождений ГП «Навоийский ГМК» (Узбекистан).



Генеральный директор ЗАО «НПО «РИВС» А. В. Зимин приветствует участников конференции



Участники конференции

На 1-й очереди флотации ГМЗ-3 ГП «Навоийский ГМК» завершена операция межцикловой флотации с применением специально разработанных НПО «РИВС» флотационных РИФ 70кН, что позволило повысить извлечение золота во флотационный концентрат.

С большим интересом были восприняты доклады о новых разработках НПО «РИВС» по технологии обогащения блежлых руд двух месторождений Ново-Широкинского и верхнего яруса Узельгинского месторождения, по технологии переработки труднообогатимой высококарбонатной флюоритовой руды месторождения Урген (Монголия) и об оптимизации процесса флотации полевого шпата на ОФ ОАО «Вишневогорский ГОК».

- Рудоподготовка.

Следует отметить доклады о создании нового дробильно-измельчительного оборудования (ООО «Уралмашзавод»), совершенствовании процессов рудоподготовки, в том числе полусамозмельчения, примененной при обогащении эффективной операции отмывки класса -5 мм (НПО «РИВС»).

- Автоматизация обогатительного производства и методы анализа проб.

Можно выделить доклады о деятельности Аналитического центра НПО «РИВС» по созданию АСАК процессов обогащения, разработке автоматизированной системы управления на обогатительных фабриках, о применении рентгенофлуоресцентного анализа в исследовательских работах (ЗАО «НПО «РИВС»), применении рентгенофлюоресцентного сепаратора для минерального и вторичного сырья (ООО «Минерал РС»).

- Современное состояние работ по созданию и использованию флотационных реагентов для флотации золота и окисленных минералов меди отражено в докладе фирмы Cytec Industries.

- Экологические аспекты при проектировании объектов и предприятия горно-обогатительных комплексов представлены специалистами-экологами ЗАО «НПО РИВС».

Участники конференции отметили высокий научно-технический и практический уровень представленных докладов и организации проведения конференции «РИВС-2010» в целом.

О. П. Бондаренко,
менеджер отдела НИИ ЗАО «НПО «РИВС»,
канд. техн. наук

ВСЕМИРНАЯ АССОЦИАЦИЯ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

Всемирная ассоциация природного камня WONASA была официально представлена 29 сентября 2010 г. в г. Вероне (Италия) в первый день работы всемирной профессиональной выставки Matpиaлca. На пресс-конференции, прошедшей в преддверии около 80 представителей прессы от каменной индустрии и бизнесменов из нескольких стран, были даны разъяснения по предпосылкам ее создания, целям и назначению ассоциации. Были представлены должностные лица. Ассоциация была создана по итогам нескольких встреч, проходивших в различных странах в течение 2,5 лет. Бизнесмены из разных стран, которые сочли необходимым создание такой организации в условиях нового глобализованного мира и быстро меняющегося делового и экономического окружения.

В последние 10 лет многие бизнесмены, вовлеченные в индустрию природного камня, и соответствующие организации в этих странах ощущали потребность в организующем органе для выстраивания взаимосвязей и пропагандирования достоинств и ценности природного камня, как это делали наши предки. Для распространения этих идей в США, Европе, в Азии, на Дальнем Востоке и в странах Средиземноморского бассейна в последние годы прошли различные встречи. Результатом стало создание Всемирной ассоциации природного камня.

Целями Всемирной ассоциации природного камня были определены следующие:

- стимулирование роста потребления природного камня на мировых рынках;

- создание позитивного общественного восприятия каменной индустрии и преимуществ природного камня;
- идентификация новых вызовов, с которыми сталкивается промышленность в современном глобализованном мире, и разработка решений для противостояния им;
- поощрение новых идей, технологий и обмен информацией, относящейся к индустрии природного камня, на взаимовыгодной основе;
- взаимодействие с международными организациями и полномочными представителями государственных структур, если это необходимо для целевого содействия индустрии природного камня, и поощрение дружественной политики по отношению к промышленности;
- обеспечение экологичной, экономически обоснованной добычи с соблюдением всех стандартов безопасности.

Членство в ассоциации осуществляется по приложению. Пункт в уставе ограничивает членство каждой страны не более 25 % от общего числа членов. Этим поддерживается международный характер ассоциации.

Запланирован ряд мероприятий и других видов стимулирующей деятельности в различных странах. Подробности будут сообщены позднее. Другие виды деятельности, такие, как разработка многоязычного сайта, предназначенного для конечного потребителя, уже реализуются. По результатам пресс-конференции в последующие за ней дни несколько бизнесменов из ряда крупнейших компаний каменной индустрии различных стран уже проявили заинтересованность в присоединении к ассоциации.

Более детальную информацию можно получить на сайте wonasaindia@gmail.com



Исполняется 80 лет со дня рождения **Бориса Николаевича Кутузова** — профессора, доктора технических наук, действительного члена Академии горных и естественных наук, Международной академии информации, Заслуженного деятеля науки и техники РСФСР, лауреата премии Правительства РФ.

В 1954 г. Б. Н. Кутузов окончил Московский горный институт, в 1958 г. защитил кандидатскую диссертацию, после чего работал младшим научным сотрудником, доцентом кафедры «Разработка рудных месторождений» и «Физика горных пород». В 1967 г. Б. Н. Кутузов защитил докторскую диссертацию, в 1971 г. ему присвоено ученое звание профессора.

В 1971 г. Б. Н. Кутузов избирается заведующим вновь организованной в МГИ кафедры «Разрушение горных пород взрывом», которой успешно руководил 25 лет — до 1996 г. В настоящее время он работает профессором, советником кафедры.

Б. Н. Кутузов является известным ученым в области промышленного применения энергии взрыва, одним из создателей нового физико-технического направления по обоснованию и широкому промышленному внедрению шарошечного способа бурения взрывных скважин на карьерах, что позволило повысить производительность бурения в 5–10 раз и более.

Б. Н. Кутузов широко известен как крупный специалист в области взрывных работ. Им впервые сформулированы научно-технические основы разрушения трещиноватых массивов взрывом с введением понятия зона регулируемого, малорегулируемого и нерегулируемого дробления. Оригинальные схемы короткозамедленного взрывания скважин при массовых взрывах, предложенные Б. Н. Кутузовым, позволяют значительно улучшить дробление горной массы, снизить сейсмическое воздействие на окружающие промышленные объекты.

На базе указанных научных разработок Б. Н. Кутузовым создана научная школа по разработке новых схем и способов бурения и взрывания скважин в горной промышленности. Под его руководством подготовлено и защищено 8 докторских и 70 кандидатских диссертаций, авторы которых продолжают начатые под руководством Б. Н. Кутузова научные исследования.

Большая работа выполнялась Б. Н. Кутузовым по подготовке проекта Федеральной программы Госгортехнадзора России (ныне Ростехнадзор) «Повышение безопасности и эффективности применения взрывчатых материалов промышленного назначения».

Профессор Б. Н. Кутузов — автор более 300 научных работ, в том числе 25 учебников и 12 монографий. По инициативе Б. Н. Кутузова с 1968 г. в МГИ открыта специализация подготовки инженеров-взрывников, а в 1997 г. — новая горная специальность «Взрывное дело». Б. Н. Кутузов осуществлял в МГИ научное руководство отраслевыми научно-исследовательскими лабораториями Минчермета и Минцветмета СССР и ассоциации Главабестцемента, им получено более 150 авторских свидетельств и 10 патентов. Более 50 лет Б. Н. Кутузов работает членом редколлегии «Горного журнала».

Учебную и научно-исследовательскую работу Б. Н. Кутузов совмещает с общественной работой. За плодотворную научную деятельность Б. Н. Кутузов награжден медалями «За доблестный труд. В ознаменование 100-летия со дня рождения В. И. Ленина», «Ветеран труда», «В память 850-летия Москвы», знаками «Шахтерская слава» трех степеней, «За отличные успехи в работе Минвуза СССР», отмечен почетными грамотами Минчермета и Минцветмета СССР, дипломом Госкомобразования СССР.

Горнотехническая общественность сердечно поздравляет Бориса Николаевича с юбилеем и желает ему новых творческих успехов, здоровья и счастья.

Московский государственный горный университет, УРАН ИПКОН РАН, Ростехнадзор, ОАО «Уралабест», ОАО «Лебединский ГОК», ОАО «Михайловский ГОК», ОАО «Стойленский ГОК», ЗАО «Полос», редколлегия и редакция «Горного журнала»



Stone+tec Nürnberg 2011

17-ая Международная
Специализированная Выставка
Природный камень и технологии
его обработки

Где можно найти новинки рынка природного камня?

В Нюрнберге, Германия, 22 – 25.6.2011



Тренды и технологии в области
работы с природным камнем и
производства надгробий со всего
мира, инновационные решения
для укладки натурального камня
и плитки!

www.stone-tec.com

Организатор

NürnbergMesse GmbH

Tel +49 (0) 9 11 86 06-49 69

visitorservice@nuernbergmesse.de

Более подробная информация
ООО «Профессиональные выставки»
Хуберт Деммлер
Тел +7.4 99 1 28 46 71
Факс +7.4 99.1 28 46 71
rossija@nuernbergmesse.com

NÜRNBERG MESSE

Об учебнике В. И. ГАЛКИНА И Е. Е. ШЕШКО «ТРАНСПОРТНЫЕ МАШИНЫ». М. : Горная книга, Изд-во МГУ, 2010

Вышедший учебник «Транспортные машины» является современным, так как последние годы несколько изменились методы эксплуатации оборудования, получили дальнейшее развитие теория многих транспортных машин, в том числе и новых. Вместе с тем учебники такого типа, особенно по транспортным машинам для подземных горных работ, не выпускались более 25 лет.

Структура учебника достаточно стандартна для издания подобного рода. Учебник состоит из предисловия, одиннадцати разделов, алфавитного указателя и списка использованной литературы.

В предисловии авторы подчеркнули важную роль транспорта в горном производстве и курса «Транспортные машины» в подготовке горных инженеров-механиков, привели сведения об основоположниках курса транспортных машин для горных предприятий.

В первом разделе представлены основы общей теории транспортных машин. Приведены особенности и дана характеристика транспортных машин и комплексов, применяемых на карьерах и в подземных условиях, а также физико-механические свойства транспортируемых грузов.

Во втором, третьем и четвертом разделах рассмотрены машины и оборудование рельсового, автомобильного, самоходного, а также конвейерного транспорта, т. е. транспортные машины основных типов, применяемые на современных горных предприятиях.

Изложены условия эксплуатации транспортных машин, обосновывающие их конструктивное исполнение. Особое внимание уделено принципам их действия и компоновке основных узлов.

Приведены методы расчета основных параметров и обоснование режимов работы транспортных машин горных предприятий при различных условиях их эксплуатации. Дана техническая характеристика современного транспортного оборудования, электромеханические, тяговые и тормозные номограммы машин.

Изложены основные принципы автоматизации транспортной техники, представлены экономические показатели ее применения и условия безопасной эксплуатации.

В каждом из разделов освещены новые направления в создании оборудования соответствующего вида, отмечены достижения отечественного и мирового опыта горнотранспортного машиностроения. Это в значительной мере относится к автомобильному транспорту, самоходным машинам и конвейерному транспорту. Большое внимание уделено совершенствованию конвейерного транспорта на подземных и открытых разработках, в частности, специальным видам ленточных конвейеров.

В пятом разделе представлены гидро- и пневмотранспортные установки, приведены общие сведения и их классификация, физические основы передачи силы тяги водной и воздушной средой. Рассмотрены конструктивные особенности оборудования гидро- и пневмотранспортных установок и их эксплуатационный расчет.

В шестом разделе приведены область применения скреперных установок, их конструктивные особенности и принцип действия, вспомогательное оборудование, а также метод эксплуатационного расчета.

В седьмом разделе представлены конструктивные схемы, принципы действия и область применения транспортных машин для доставки вспомогательных грузов и людей

в подземных условиях эксплуатации. Рассмотрены способы механизации погрузочно-разгрузочных работ, выполняемых при доставке вспомогательных грузов в шахту.

Интерес представляет и восьмой раздел, в котором рассмотрено оборудование для комплексов сопряженных различных видов карьерного и подземного транспорта. Приведено обоснование типов и выбор параметров погрузочно-разгрузочных комплексов при комбинированных режимах карьерного транспорта (автомобильно-железнодорожном, автомобильно-конвейерном и автомобильно-жиповом), а также механизмы и комплексы, применяемые для организации погрузочно-разгрузочных работ в окрестностях дворах. Рассмотрены современные типы передвижных и мобильных дробильных агрегатов, отсутствие производства которых в значительной степени снижает эффективность циклично-поточной технологии в глубоких карьерах.

В этом же разделе представлено оборудование, применяемое в комплексах перегрузки на открытых и подземных работах: затворы, питатели, толкатели, опрокидыватели, бункеры.

В девятом разделе представлено оборудование технологического комплекса поверхности горных предприятий. Рассмотрены варианты механизации приемных, погрузочных и складских комплексов карьеров и шахт в зависимости от свойств транспортируемых грузов, вида применяемого транспорта на горном предприятии, на поверхности горного предприятия и вида внешнего транспорта.

В десятом разделе рассмотрены области применения на горных предприятиях современных канатных подвесных дорог и кабельных кранов. Приводится их общая компоновка, конструктивные особенности и основные элементы.

Рассмотрены вопросы тягового и путевого расчета, а также выбора конструктивных параметров канатных дорог и кабельных кранов.

Направлениям совершенствования существующих и создания транспортных машин нового вида для открытых и подземных работ посвящен одиннадцатый — завершающий раздел учебника.

Все разделы учебника представлены четко, полно и логично, с привлечением новых современных материалов и технической характеристики машин. Формулировки конкретные и точные, графический материал представлен чертежами, схемами и графиками, которые хорошо воспринимаются при чтении.

В упрек авторам (может быть, редакторам) следует поставить наличие рекламных вставок, вклинивающих в основной текст и не всегда соответствующих направлению изложения учебника (история фирм, компаний и др.).

Учебник соответствует учебной программе дисциплины «Транспортные машины» по специальности 150402 «Горные машины и оборудование» и направлению 150400 «Технологические машины».

Учебник содержит значительный справочный материал по современным транспортным средствам, поэтому считаю, что он полезен не только для студентов, но может быть использован магистрантами, аспирантами, инженерами проектных организаций и производителями.

В. Г. МЕРЗЛЯКОВ, проф. д-р техн. наук,
генеральный директор ООО «Мосгормаш»
профессор кафедры «Горные машины
и горная электромеханика» МГОУ

Авторы и названия статей	№	Стр.
ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫЙ КОМПЛЕКС КАЛИНИНГРАДСКОЙ ОБЛАСТИ		
<i>Калининградская область — западный форпост России</i>		
Смирнова А. В. Географо-экономическое положение Калининградской области	3	4
Смирнова А. В. Основные направления развития экономики Калининградской области	3	7
<i>Природные ресурсы Калининградской области</i>		
Рольников А. С., Панов В. Д. Минерально-сырьевая база Калининградской области	3	14
Фоменко Г. А., Фоменко М. А. Эколого-экономическая оценка природных ресурсов Калининградской области	3	21
Отмас А. А., Мещерский А. А., Десятков В. М. Нефтегазосность Калининградского региона	3	25
Вишняков А. К., Загородных В. А., Руденко Д. Г. Камчатные и калийно-магниевые соли Калининградской области	3	28
Загородных В. А., Черемных Г. В. Неогеновые и юрские бурые угли Калининградского региона	3	31
Загородных В. А., Терских А. В., Ласкевич А. И. О возможностях освоения ресурсов Калининградской геотермальной аномалии	3	33
Эднашвили Н. А., Бутковский Ю. М., Сохранский В. Б., Панов В. Д. Калининградский соленосный бассейн как природная среда для размещения подземных хранилищ газа	3	35
<i>Сырьевая база</i>		
Панов В. Д., Отмас А. А. Недрапользование и основные направления нефтепоисковых работ на территории Калининградской области	3	38
Сивков В. В., Жамойда В. А., Смирнов А. Н. Древние и современные россыпи балтийского янтара	3	41
<i>Из опыта работы горных предприятий и организаций</i>		
Хакимов Д. Г., Удовенко Ю. Б., Игнатъев А. Г. Сервисная компания ОАО «Калининградгеофизика»: вчера и сегодня	3	44
Казарян В. А., Цыбульский П. Г. Технология строительства резервуаров Калининградского подземного хранилища газа	3	48
Шевня М. С. Балтийское аэрогеодезическое предприятие: более 30 лет созидания	3	52
Глушкова Л. С. Опыт работы школы «Юный геолог»	3	57
Мурадов К. В., Сивкова А. В. ОАО «ЛУКОЙЛ» осваивает шельф Балтийского моря	3	61
Бондарович В. В. Некоторые особенности разработки месторождений глины Калининградской области	3	65
Мухин Ю. А. Калининградский янтарный комбинат	3	68
<i>Охрана окружающей среды</i>		
Сивков В. В., Дорохов Д. В., Булычева Е. В., Пичужкина О. Е., Алексеева В. В. Экологический мониторинг морской нефтедобычи на месторождении Краповское (Д-6)	3	70
Сивков В. В., Ульянова М. О., Кропачев Ю. П., Жуковская И. П. Подвижные дюны Куршской косы	3	73
Ковтуя Л. В. Регулирование оттопов в условиях трансграничного бассейнового управления водными ресурсами в Калининградской области	3	78
<i>История горного дела. Культура</i>		
Стрюк В. Л. Геологическая коллекция Музея Мирового океана	3	81
Костышова З. В. Собрание Калининградского музея янтара	3	85
Матвеев Ю. В. Эрмитаж в Калининграде как фактор развития региона	3	89
НАУКА И ПРОМЫШЛЕННОСТЬ		
Рудakov В. В. Проблемы развития и освоения сырьевой базы золота в России	1	4
Саванкулов К. С., Шеметов П. А. Формирование условий устойчивого развития Центрально-Кызылжумской горнорудной провинции (<i>цветная вкладка</i>)	4	29
ПРАВОВОЕ РЕГУЛИРОВАНИЕ В СФЕРЕ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ		
Бокач С. Б., Трошин А. Г. Ресурсы налоги — финансовый источник развития регионального развития	5	71
Зайченко В. Ю. О правовом нигилизме в сфере природопользования	1	10
Никитина Н. К. Определение прогнозной эффективности аукционов и конкурсов на право пользования недрами	1	7
Синельников О. Б., Соколов М. И. Совершенствование законодательства по недрапользованию применительно к добыче блочного камня	7	18
Специалисты обсуждают проблемы освоения минеральных ресурсов Сибири	7	13
Шевков В. А. О совершенствовании законодательства в области добычи общераспространенных полезных ископаемых	5	69
ИЗ ОПЫТА РАБОТЫ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ И ОРГАНИЗАЦИЙ		
РУП «ПО • БЕЛАРУСЬКАЛИЙ»		
<i>РУП «ПО • Беларуськалий» — ведущее горное предприятие Республики Беларусь</i>		
Киряченко В. М., Шлаковский В. Н., Дакуно Н. А., Капительня М. Н., Кобинев В. Д.		
РУП «ПО • Беларуськалий» — флагман мировой калийной индустрии	8	5
Барбиков Д. В. Старобинское месторождение — кладовая калийных солей Республики Беларусь	8	10
Махлай А. В., Навицкая Н. К., Азаренко Л. Л. Социальная политика в ПО «Беларуськалий»: история и традиции	8	13
Питкевич И. Г., Подольск О. А. Конкурентоспособность продукции — комплексный показатель инновационного развития предприятия	8	17
Маринич А. А., Гетманова С. Н., Малахова Л. М. Научно-техническое обеспечение производства	8	20
<i>Физика и механика горных пород</i>		
Зейтц В. Э., Барбиков Д. В., Зольников Н. А., Дешковский В. П., Новокоснов В. П. Исследования условий образования и высоты распространения водопроводящих трещин при разработке Старобинского месторождения	8	23

Тараканов В. А., Головатый П. П., Береснев С. П., Андреев С. С., Иванюк О. П. Исследования газоопасности пород пласта Третьего калийного горизонта Старобинского месторождения	8	20
Подлесный И. А., Береснев С. П., Андреев С. С., Неурок С. В., Литвиновская П. А. Геохимическое моделирование внешних разрабатываемых пород пласта горных выработок	8	28
Береснев С. П., Семенов В. В., Гончар Н. И., Андреев С. С., Литвиновская П. А. Исследования механизмов формирования опасных по газодинамическим явлениям зон в породах калийного горизонта	8	31
<i>Разработка Старобинского месторождения</i>		
Кирченко В. М., Тараканов В. А., Железняк В. М., Щербя В. Я., Шаманин А. В. Новая технология слевой выемки пласта Третьего калийного горизонта	8	34
Тараканов В. А., Головатый П. П., Поляков А. Л., Мисников В. А., Карабин Д. Т. Поддержание горных выработок при разработке Старобинского месторождения на больших глубинах	8	36
Шнаповский В. П., Тараканов В. А., Прушак В. Я., Петровский Б. П., Губанов В. А. Техника и технология разработки калийного пласта Третьего калийного горизонта в сложных горно-геологических условиях	8	38
Головатый П. П., Шпаковский В. П., Тараканов В. А., Прушак В. Я., Петровский Б. П. Технологические схемы разработки калийных пластов с частичной закладкой выработанного пространства с целью предотвращения геодинамических провалов	8	42
Ковалева О. В., Сиренко Ю. Г., Тхориков Н. Ю., Васильев С. В. Выдающийся вклад профессора Н. М. Прокуракова в теорию и практику разработки месторождений калийных солей	8	46
<i>Переработка и комплексное использование минерального сырья</i>		
Пастухов А. В., Петрова П. С., Турко М. Р. Минералого-петрографические исследования сыльвинита Старобинского месторождения	8	48
Любущенко А. Д., Пастухов А. В., Башкардина Е. А. Особенности производства калийных удобрений на РУП «ПО «Беларуськалий»	8	51
Пастухов А. В., Любущенко А. Д., Башкардина Е. А. Отработка технологии флотации сыльвина в пневмоэжекторных флотомашинах	8	53
<i>Автоматизация</i>		
Славашевич С. И., Береснев С. П., Мисников В. А., Шаманин А. В., Петровский Б. П. Автоматизация инженерно-технического сопровождения горных работ на рудниках Старобинского месторождения	8	56
Черкас О. А., Любущенко А. Д., Пастухов А. В., Михайловский А. А., Сапегин В. В. Применение статистических методов для совершенствования контроля и управления технологическими процессами и качеством продукции	8	58
Лемешенко В. С. Внедрение автоматизированных систем управления производством и технологическими процессами	8	62
Железняк В. М., Головатый И. П., Береснев С. П., Левин Л. Ю., Казаков Б. П. Проектирование воздухоподготовки рудников в системе проветривания рудников на основе моделирования процессов плазмасообмена	8	66
Литвиновская П. А., Береснев С. П., Круглов Ю. В., Гришин Е. Л., Киряков А. С. Единая информационно-математическая система «АэроСеть» для проектирования и расчета вентиляции калийных рудников	8	69
<i>Промышленная безопасность и охрана труда</i>		
Савинки Д. А., Половинкин В. В., Косак И. Н., Кучеров В. Ф. Управление охраны труда, промышленной безопасности и горноспасательных работ	8	73
Марков О. И., Береснев С. П., Петровский Ю. Б., Андреев С. С., Мальцев В. М. Параметры буровзрывного инициирования выбросов соли и газа при пересечении выбросоопасных геологических нарушений	8	75
Головатый П. П., Круглов Ю. В., Левин Л. Ю. Шахтная вентиляция установка с системой автоматического управления для редуцированного проветривания калийных рудников	8	78
Подлесный И. А., Береснев С. П., Гончар В. П., Алыменко Н. И., Алыменко Д. Н. Опытные промышленные исследования схем и режимов проветривания концевой части селективной лавы на руднике Первого рудоуправления	8	80
Протасеня И. В., Береснев С. П., Шагбудинов Р. И., Алыменко Н. И., Алыменко Д. П. Способ снижения токсичности выхлопных газов ДВС на подземном самоходном транспорте	8	83
<i>Охрана окружающей среды</i>		
Чуров В. А., Шемет С. Ф., Шутин С. Г. Природоохранные способы размещения отходов калийного производства	8	86
Смьчнин А. Д., Шемет С. Ф., Санешко В. В. Основные направления утилизации шламовых отходов перерабатываемых производств	8	89
Прохоров П. П., Шемет С. Ф., Вагин В. Б. Геофизические методы контроля за безопасной эксплуатацией шламохранилищ калийного производства	8	92
ОАО «ВШПУ» — 25 ЛЕТ		
Елховский А. В., Ошкoder Г. И., Сорокин Б. П. Башкирскому шахтропроходческому управлению — 25 лет. Становление, развитие и перспективы <i>(цветная вкладка)</i>	7	41
ФГУП «ВЮГЕМ»		
Волков Ю. П., Серый С. С. Основные направления инновационной деятельности института ВЮГЕМ <i>(цветная вкладка)</i>	7	21
Волков Ю. П., Изотов А. А. Технологичность и проектирование систем осушения разрабатываемых месторождений полезных ископаемых	7	25
Серый С. С., Дунаев В. А., Герасимов А. В. Современные технологии геолого-маркшейдерского обеспечения горного производства	7	29
Стрельцов В. И., Волков Ю. П., Балашов А. Г., Стрельцов Т. П. Комплексное освоение недр способом скважинной гидродобычи	7	33
ГОРНОМУ ИНСТИТУТУ КОЛЬСКОГО НАУЧНОГО ЦЕНТРА РОССИЙСКОЙ АКАДЕМИИ НАУК — 50 ЛЕТ		
<i>Горному институту Кольского научного центра РАН — 50 лет</i>		
Горному институту Кольского научного центра РАН: 50 лет по пути становления и развития	9	6
Мельников Н. Н. Горный институт Кольского научного центра РАН: 50 лет по пути становления и развития	9	6

<i>Геотехнология</i>	
Лукичев С. В., Новиков О. В. Компьютерная технология извлечения обогащения горных работ при освоении месторождений твердых полезных ископаемых	9 11
Леонтьев А. А., Едигарьев В. Г. Особенности комбинированной разработки месторождения в различных горно-геологических и горнотехнических условиях	9 15
Бузырев В. М., Чуркин О. Е., Пучка В. Д. Опыт освоения и предложения по дальнейшей разработке Ковдорского флюоритового месторождения	9 20
Колырев А. А., Рыбин В. В., Булкин А. Д., Фокин В. А., Мелик-Гайкацков И. В. Обоснование конструктивных особенностей бортов карьеров в массивах скальных, тектонически напряженных пород	9 21
Колырев С. А., Соколов А. В., Запорожен В. Ю. Сейсмическое воздействие массовых взрывов в карьере на подземные горные выработки	9 28
Фокин В. А., Мелик-Гайкацков И. В., Тогунов М. Б., Шитов Ю. А. Научное и опытно-промышленное обоснование технологии БВР в условиях развития карьера Ковдорского ГОКа до глубины более 800 м	9 32
<i>Инновации</i>	
Мельников П. П., Фелоров С. Г. Инновационный проект освоения месторождения Оленки Ручей в Хибинах	9 36
<i>Геомеханика</i>	
Колырев А. А., Панин В. И., Савин В. С. Геодинамическая безопасность при разработке рудных месторождений в высоконапряженных массивах	9 40
Колырев А. А., Федотова Ю. В., Журавлева О. Г., Звоняр А. Ю., Запорожен В. Ю. Выделение зон повышенной сейсмостойкости по комплексу прогностических критериев	9 44
Ловчанск А. В. Исследование сейсмичности, вызванной сейсмоиндуцированным затоплением подземного рудника	9 47
Мельников П. П., Калашник А. И., Савченко С. И., Калашник Н. А. Научно-технические аспекты геодинамической безопасности нефтегазообъектов западного сектора российской Арктики	9 51
<i>Подземное строительство</i>	
Мельников П. П., Кокушкин В. П., Наумов В. А., Гусак С. А. Научное обоснование конструктивно-компоновочных решений подземного хранилища отработавшего ядерного топлива	9 55
Ковыкин В. П., Орлов А. О., Смирнов Ю. Г. Инженерные барьеры для изоляции радиоактивных отходов в подземных хранилищах и могильниках	9 58
Амосов П. В., Наумов В. А., Новожилова И. В. Безопасность подземного хранилища радиоактивных материалов	9 61
Абрамов П. И., Епимахов Ю. А., Савельев В. В. Роль эксплуатационных факторов в формировании состояния скального массива большепролетных подземных сооружений	9 63
<i>Обогащение руд</i>	
Гершенков А. Ш., Евдокимова Г. А., Брыляков Ю. Е., Мухина Т. Н. Процессы водоподготовки на горно-обогатительных предприятиях	9 67
Гершенков А. Ш., Хожуля М. С. Технология переработки забалансовых слюдяных руд	9 70
Иванова В. А., Митрофанова Г. В. Разработка новых флотационных реагентов — путь повышения эффективности обогащения несulfидных руд	9 73
Марчевская В. В. Исследование эффективности рентгеноворадиометрической сепарации малосulfидных платинметаллических руд Кольского полуострова	9 77
Ракаев А. И., Борисов Ю. М., Черноусенко Е. В., Морозова Т. А., Алексеева С. А. Развитие обогатительного комплекса Ловозерского ГОКа на основе перспективных решений по рудоподготовке и обогащению	9 81
Белобородов В. И., Захарова И. Б., Андронов Г. П., Филимонова Н. М., Попов В. Ф. Перспективы развития фосфорсодержащей минерально-сырьевой базы ОАО «Ковдорский ГОК»	9 85
<i>Техногенные месторождения</i>	
Мельников Н. И., Ганза Н. А., Митрофанова Г. В., Петров А. А. Сохранение и освоение техногенных месторождений Кольского горно-промышленного комплекса для расширения минерально-сырьевой базы региона	9 88
Иванова В. А., Рухленко Е. Д. Оценка минералого-технологических свойств складированных отходов обогащения апатит-нефелиновых руд	9 92
Белобородов В. И., Захарова И. Б., Андронов Г. П., Филимонова Н. М., Барнин И. С. Опыт обогащения техногенного фосфорсодержащего сырья в ОАО «Ковдорский ГОК»	9 96
Ганза Н. А., Мещеряков С. П., Румянцева И. С., Волкова Е. Ю., Бочаров А. П. Создание биогенбарьера для сохранения техногенных месторождений и улучшения состояния природной среды на примере предприятий Кольского ГПК	9 98
<i>Геозекология</i>	
Месян С. П., Тарасов Г. Е., Мельников Н. Н., Петров А. А., Иньков В. Н. Способы повышения промышленной и экологической безопасности при ведении открытых горных работ	9 102
Скороходов В. Ф., Месян С. П., Остапенко С. П. Решение проблемы очистки сточных вод промышленных предприятий от многокомпонентных загрязнений	9 106
<i>Интеграция науки</i>	
Тереженко С. В. Эффективный опыт интеграции науки и образования	9 109
ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ ЧИТИНСКОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО УНИВЕРСИТЕТА	
<i>Горный институт ЧитГУ — производств</i>	
Алеев П. Б., Никитина Л. Г., Смольчик С. В. Горный институт Читинского государственного университета: история становления и развития	5 6
Барабашева Е. Е., Стремезца Е. О. Геолого-минералогический музей Читинского государственного университета	5 11
Никитина Л. Г., Лемента О. Ю. Организация внеучебной воспитательной работы в Горном институте	5 14
Мязин В. П., Мязина В. И. Научно-образовательный и исследовательский центр инновационных технологий Горного института	5 17
<i>Выпускающие кафедры</i>	
Верхотуров А. Г. Кафедра гидрогеологии и инженерной геологии	5 19

Авгулевич Д. Л., Бессонов Н. П. Кафедра геохимии		
Гловов В. В. Кафедра экономики горного производства и геологоразведки	5	22
Овчиников Ю. М., Костромин М. В., Антес П. Г. Кафедра открытых горных работ	5	24
Нартов Г. Г. Кафедра подземной разработки месторождений полезных ископаемых	5	25
Мяни В. П. Кафедра обогащения полезных ископаемых и вторичного сырья	5	29
5	31	
<i>Специальные вопросы освоения минерально-сырьевых ресурсов Забайкалья</i>		
Певчук Г. А., Харитонов Ю. Ф., Карманов А. Б. Целевые задачи развития и освоения минерально-сырьевой базы Юго-Восточного Забайкалья		
Наздинкова Ю. В., Оленченко В. В., Авгулевич Д. Л. Метод выделения продуктивных зон минерализации в условиях ультрабазитового метасоматоза	5	34
Сидорова Г. П. Качество бурых углей Восточного Забайкалья	5	37
Воронов Е. Т. Кристаллоберегающая технология добычи цветного турмаллина	5	39
Костромин М. В., Леонтьев А. А. Расчет устойчивости бортов карьера при разработке полиметаллических месторождений	5	42
Костромин М. В., Грешин Д. М. Снижение потерь и разубоживания песков при дражной разработке россыпей	5	44
Смолич С. В. О проблемах проектирования маломощных горнодобывающих предприятий	5	47
Никитина Л. Г. Обогащение тонкодисперсных материалов с применением неэлектрических процессов	5	49
Смолич К. С., Смолич С. В. Модель фильтрации выщелачивающих растворов в рудном штабеле	5	51
Смолич К. С., Смолич С. В. Модель фильтрации выщелачивающих растворов в рудном штабеле	5	53
Фатьянов А. В., Никитина Л. Г., Щеголова С. А. Новые технологии переработки медных руд Удоканского месторождения	5	55
Павленко Ю. В., Мяни В. П., Сергеев Е. Н. О проблемах экологической безопасности при переработке руд цветных, редких и благородных металлов	5	57
Овсечук В. А. Технологические решения некоторых экологических проблем горнорудного комплекса Забайкалья	5	60
Михайленко Н. Н., Харченко О. В. Эколого-экономическая оценка скоплений техногенного сырья Забайкальского края	5	63
Верхотуров А. Г. О мониторинге поверхностных и подземных вод в Юго-Восточном Забайкалье	5	65
ГН «НАВОЙСКИЙ ГМК»		
Синакулов К. С. Навоийский ГМК — мировой лидер по производству золота и урана (<i>цветная вкладка</i>)	1	49
Снитка Н. П., Бычков В. Н. Распределение запасов месторождения Мурунтау и возможные риски их дальнейшей обработки	12	5
Сытеньков В. Н., Наимова Р. Ш. Комплексное использование техногенных ресурсов глубоко карьера «Мурунтау»	12	7
Шеметов П. А., Гловов Г. Н. Связанные системы разработки и геотехнологии подземного выщелачивания урана	12	11
Рахманов Р. А. Особенности эксплуатации фронтальных комбайнов фирм Wirtgen и MAN TAKRAF на Джерой-Сардарском пластом месторождении фосфоритов	12	15
Вибик Н. П., Захаров Ш. Ш., Ивлановский Д. С. Исследование влияния параметров буровзрывных работ на коэффициент сброса при взрывном перемещении разнородных горных пород	12	19
Норов Ю. Д., Нутфуллаев Г. С. Специальная технология буровзрывных работ при строительстве дренажно-квалификационной сети в сложных гидрогеологических условиях	12	21
Синакулов К. С., Шеметов П. А. Извлечение золота из трудноперерабатываемых сульфидных руд технологией BIOX	12	22
Васильев П. А., Сагитов Р. Х. Методология совершенствования структуры ремонтной службы и технической диагностики и целей оптимизации затрат на содержание горнотранспортного оборудования	12	27
Бредихин А. А., Колесов О. А., Умаров С. Б. Исследование оптимального срока эксплуатации самосвалов в условиях карьера «Мурунтау»	12	38
Лажак П. Э., Далабаев К. К., Галиев Ю. У. Расширение номенклатуры выпускаемой продукции как фактор развития колебаний рынка	12	34
Шербанев Ю. А., Дустанмуратов С. Д. Водоснабжение Зарафшан-Учкудукского промышленного региона: проблемы и решения	12	37
Усманов Р. Экспериментальное и численное исследование фильтрации и геомиграции остаточных продуктивных растворов на объектах подземного выщелачивания	12	49
Кострица Г. И. Повышение квалификации персонала как решающий фактор роста эффективности производства	12	44
ЗФ ОАО «ГМК «НОРИЛЬСКИЙ НИКЕЛЬ»		
<i>Норильскому горно-металлургическому комбинату им. А. П. Завенягина — 75 лет</i>		
Осипов Р. А., Торганин А. С., Симонов О. П. История открытия и освоения рудных богатств Норильского ОАО «ГМК «Норильский никель»	6	4
Мищенко В. Н. Состояние и перспективы развития горного производства Заполярного филиала ОАО «ГМК «Норильский никель»	6	10
<i>Ведущие горные предприятия ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель»</i>		
Алохин А. Г., Шляпцев В. Ф. Рудник «Октябрьский»	6	14
Шестаков А. П. Вторая молодость рудника «Заполярный»	6	21
Никиши С. Г. Рудоуправление «Тальнакское»	6	27
Косицын А. В. Рудник «Таймырский»	6	37
Уваров И. П., Любавина В. А. Рудник «Медвежий ручей»	6	43
Зверовский С. Г. Управление нерудных горных предприятий	6	47
<i>Специальные вопросы недропользования</i>		
Карелин В. П., Вадтнев Б. П., Марьясов В. П., Айпбиндер П. П., Аршавский В. В. Исследования влияния параметров камер на устойчивость обнажений массива подрабатываемых вскрыльных руд	6	53
Петрушина В. Ф., Какошина Л. В., Власова Н. А., Мулеп С. П. Модернизация систем сейсмического мониторинга на рудниках ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель»	6	58
Карелин В. П., Марьясов В. П., Наговицын Ю. П., Вяльчицкий В. Б., Звонков В. А. Исследования геомеханического состояния рудопородного массива в поле рудника «Скандинавский»	6	63
Алохин А. Г., Шляпцев В. Ф., Панев Б. Э., Богачук А. В. Совершенствование камерной системы разработки медистых руд на руднике «Октябрьский»	6	66

Косицын А. В. Рудник «Таймырский»: опыт освоения глубоких залежей медно-никелевых руд	6	60
Галдов Р. Б., Бабкин Е. А., Марысюк В. П., Свобод К. В., Вильчичский В. Б. Новые технологии крепления выработок на рудниках ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель»	6	71
Бакулин В. Н., Корниенко В. И. Повышение эффективности и безопасности взрывных работ за счет применения безотходных гранулированных ВВ местного изготовления	6	75
Хубулов О. Ю. Автоматизированный метод определения предела прочности закладочного массива в обводненных горных выработках	6	78
Хубулов О. Ю. Совершенствование технологии производства закладочных работ на рудниках ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель»	6	82
Хубулов О. Ю., Анушенков А. Н., Артемченко Ю. В., Усков В. А. Увеличение производительности существующих закладочных комплексов на рудниках ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» за счет модернизации действующих мешалл	6	85
Смирнов А. А., Чернецов В. А., Чернецов Д. В. Методика расчета производительности самоходного горного оборудования (на примере ярьильских подземных рудников)	6	88
Иванов А. О. Автоматизированная система Enterprise управления производственными фондами и активами	6	91
Черединов О. В., Бодалов В. Е. Автоматизированная система инженерного обеспечения горных работ	6	93
ОАО «ПОЛТАВСКИЙ ГОК» — 10 ЛЕТ		
Федосеев И. В., Гончул В. А. Состояние и перспективы развития горных работ в карьере Полтавского ГОКа	1	13
Иванов В. С., Проценко А. И., Кошуба В. В., Престинский А. А. Технологический транспорт в карьере Полтавского ГОКа: развитие, совершенствование и опыт эксплуатации	1	15
Стойков А. А., Иванки В. М., Виннигины Д. В. Использование современных технологий и оборудования в геолого-маркшейдерском обеспечении открытых горных работ	1	17
Красуля А. С., Хованец В. А., Загубытько Н. А. Основные направления повышения эффективности технологии обогащения железистых кварцитов	1	21
Соколенко А. Н., Шевченко Г. А., Швырев В. Н., Егоров О. И. Совершенствование технологии производства железорудных окатышей на фабрике окомкования	1	23
Красуля А. С., Мартыненко В. С., Зенин В. А., Равинская В. О. Система контроля качества продукции на Полтавском ГОКе	1	25
Лотоус В. В., Бывалин С. С., Мельников А. Н., Собко Б. Е., Русак И. С. Оценка эффективности инвестирования проектов развития геoinформационных технологий	1	28
Погорелов А. И., Бережной Е. А., Шадрин А. В. Информационные технологии в ОАО «Полтавский ГОК»: реалии и перспективы развития	1	31
Цымбал В. А., Богатырев К. Н., Тучина А. В., Коваленко Н. М., Куц Е. А. Энергетическое обеспечение Полтавского ГОКа и пути экономии энергоресурсов	1	34
Зинченко И. М. Управление охраной труда и промышленной безопасностью в ОАО «Полтавский ГОК»: стратегия минимизации уровня производственного травматизма	1	37
Сеник А. В. Природоохранная деятельность ОАО «Полтавский ГОК»	1	40
Стахий Н. П. Полтавский ГОК: страницы истории	1	43
РИВС. ТЕХНОЛОГИЯ. ПРОЕКТИРОВАНИЕ. ОБОРУДОВАНИЕ ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА		
<i>Залог успеха — стабильность</i>		
Зимин А. В. Экономический кризис и ЗАО «НПО «РИВС»	10	4
<i>Рудодобывающая</i>		
Скария О. И., Круппа П. И., Иванов А. Н. Интенсификация процессов полусамозмельчения оптимизацией granulометрического состава питания мельниц	10	6
Круппа П. И., Иванов А. Н., Скария О. И. Совершенствование схем рудодобывающей действующих обогатительных предприятий	10	13
Иванов А. Н., Круппа П. И. Перспективы внедрения сухой магнитной сепарации на обогатительных фабриках черной металлургии	10	19
<i>Технология обогащения руд</i>		
Савваулов К. С., Арустамян М. А., Шумская Е. Н. Совершенствование техники и технологии обогащения золотосодержащих руд на Английской обогатительной фабрике	10	24
Фарманов А. К., Зимин А. В. Основные направления реконструкции медной обогатительной фабрики ОАО «Алмалыкский ГМК»	10	28
Дабига С. И., Шумскал Е. Н., Михайлова А. В. Технология обогащения медно-молибденовых забалансовых руд рудника «Кальмакыр»	10	31
Ганбаатар З., Зимин А. В., Соловьева Л. М., Назаров Ю. П. Совершенствование технологии обогащения медно-молибденовых руд месторождения Эрдазтайн-Овоо	10	34
Зимин А. В., Арустамян М. А. Концепция решения проблем при переработке медно-никелевых руд	10	37
Зимин А. В., Арустамян К. М. Результаты испытаний взрывочных комплексов различных конструкций в ОАО «Кольская ГМК»	10	40
Михайлова А. В., Гаранчиёв Я. В. Исследования флотации апатита из руды Ковдорского месторождения Арустамян А. М., Арустамян К. М. Совершенствование технологии обогащения медно-молибденовых руд Каджаранского месторождения	10	42
Абрахманов И. А., Ягудин Р. А., Зимин А. В., Калинин Е. П., Немчинова Л. А. Повышение технологических показателей цинкового цикла на обогатительной фабрике ОАО «Учалынский ГОК»	10	47
Ягудин Р. А., Ягудина Ю. Р., Зимин А. В., Немчинова Л. А., Юрлова Н. А. Повышение качества медного концентрата на обогатительной фабрике ОАО «Учалынский ГОК»	10	52
Зимин А. В., Скария О. И., Немчинова Л. А., Ткаченко М. И., Ягудин Р. А. Разработка технологии обогащения медно-цинковых руд с предварительной отмывкой класса -5 мм	10	57

Саманкулов К. С., Мустакимов О. М., Рузиев Н. Р., Зинин А. В., Арустамиян М. А., Арустамиян К. М. Обогащение крупнозернистого материала при переработке золоторудных руд с применением схемы Назаров Ю. П., Смирнов Ю. А. Опыт флотационного обогащения железных руд	10	60
Датоматика и методы анализа процессов обогащения	10	64
Трушин А. А., Седов А. В., Любиченко А. А., Никандров И. Е. Системы автоматического регулирования процесса флотации при обогащении ЗАО - ПНО - РНВС		
Бондаренко А. В. Вариант развития автоматических систем автоматического контроля пульп	10	60
Бондаренко А. В. Термовизионный цветовой метод в обогащении руд	10	75
Андреев Д. С. Особенности рентгенофлуоресцентного анализа высококарибонатных флюоритовых руд	10	81
	10	84
Реконструкция существующих и строительство новых обогатительных фабрик		
Габибаатар Э., Назаров Ю. П., Полынский М. В. Проектные решения при замене ступени гравитационного класса КОО «Предприятие «Эрдэнэт» с применением оборудования ЗАО ПНО - РНВС»	10	87
Габдуллин Э. Р., Мишажев А. Ж., Калинин Е. П., Немчинова Л. А., Ткаченко М. П. Реконструкция и модернизация обогатительной фабрики с применением технологии и оборудования ЗАО ПНО - РНВС»	10	93
Санакулов К. С., Рузиев Н. Р., Арустамиян М. А., Смирнов Ю. А. Опыт проектирования и строительства «под ключ» Зармитанской золотоизвлекательной фабрики	10	97
Природоохранная техника и технология		
Юрлова И. А. Экологические аспекты при проектировании объектов и предприятий горнодобывающего комплекса ООО «ЦЕНТРОГНПРОРУДА» — 50 ЛЕТ	10	101
Тен В. Н. Проектному институту Центрогнпроруда — 50 лет (цветная вкладка)	7	37
ФГУП «ЦНИГРИ» — 75 ЛЕТ		
Мигачев И. Ф., ФГУП ЦНИГРИ — 75 лет: итоги научно-производственной деятельности	2	4
Беневолюский Б. И., Барталин С. С., Крицков А. И. Прогнозные ресурсы и стадийность геологоразведочных работ на металлические и неметаллические полезные ископаемые	2	6
Мигачев И. Ф., Волчков А. Р., Ручкин Г. В. Прогноз, поиск и оценки месторождений твердых полезных ископаемых на основе комплексных моделей	2	10
Карпенко И. А., Петраш П. Г. Современная оценка рыночной стоимости золоторудного месторождения Сухой Лог	2	14
Седельникова Г. В., Романчук А. И. Переработка руд благородных и цветных металлов с применением инновационных технологий	2	18
МЕЖДУНАРОДНОЕ СОТРУДНИЧЕСТВО		
Сессия Межправительственного совета по разведке, использованию и охране недр (цветная вкладка)	11	9
Иванов В. В. Членом редколлегии «Горного журнала», президентом фирмы RMG M. Зинкесонем	4	10
Игитерьяев С. И. Членом редколлегии «Горного журнала», региональным менеджером компании Wenco И. Б. Табкьяном	11	16
Мельников А. В., Ермаков Д. В. О взаимодействиях российских организаций и международных консалтинговых компаний в проектах горнодобывающего бизнеса	11	13
Эмомали Рахмон. Богатства недр — на службе экономики Таджикистана (цветная вкладка)	11	5
ТЕОРИЯ И ПРАКТИКА ПРОИЗВОДСТВА		
СЫРЬЕВАЯ БАЗА		
Бархатов А. В., Шипцов В. В., Анисимов А. М. Современное состояние и перспективы освоения месторождений талькового камня и талька в Исландии	2	26
Дабнев Д. Ф., Кузугет К. С., Лебедев В. П. Проблемы и перспективы освоения минерально-сырьевой базы Республики Тыва	11	18
Ван-Ван-Е А. П. Золоторудный потенциал Дальнего Востока и перспективы его освоения	11	21
Иванов Д. И. Новая модель образования рудопродвигательного канала и ее возможности для расширения минерально-сырьевой базы урана и других металлов	2	23
Лежнин А. А., Терновой В. В., Шамшев А. В. Развитие минерально-сырьевой базы ГМК «Норильский никель» в проектных разработках института ГидроНИИель	5	74
Карпенко И. А., Куликов Д. А., Череминин А. А., Герасимов С. П., Литвиновича Э. Г. Геолого-экономическая переоценка золоторудного месторождения Сухой Лог на основе инновационных подходов и решений	7	43
Рыжкова С. О., Таловина Н. В., Лазаренков В. Г. Никелевые хлориты Вурукталского месторождения	4	12
ФИЗИКА И МЕХАНИКА ГОРНЫХ ПОРОД		
Бидтнев Б. П., Розенбаум М. А. Методы расчета параметров крепи горных выработок в зонах действия повышенных напряжений	4	16
Васулин В. А. Контроль устойчивости искусственной кровли при нисходящей слоевой выемке	4	19
Жариков С. П. Определение крепости горных пород по параметрам шарошечного бурения технологических скважин в карьерах	7	50
Зотеев В. Г., Зотеев О. В. О необходимости совершенствования нормативно-методической базы по геомеханическому обеспечению открытых горных работ	1	60
Мазени С. В. Непрерывное геотехническое зондирование (гробно) включений и нарушенных зон в грунтах при цитовой проходке тоннелей	3	81
Рубан А. Д., Барталин А. Э., Кошляк Н. В. Методология формирования и применения рудного геофизических моделей в целях геоконтроля при освоении подземного пространства мегаполисов	4	22
Манукян Л. А., Арзуманян С. С., Саргсян Э. С. Исследование напряженного состояния борта		

нагорно-глубинного карьера	5	78
Знамяшвили Н. А., Котова Е. А., Волохова Е. В. Гидрогеологические условия строительства Калининградского подземного хранилища газа	11	25
ЭКОНОМИКА, ОРГАНИЗАЦИЯ И УПРАВЛЕНИЕ		
Аксенов Д. В. Влияние изменения методики переоценки основных средств на их воспроизводство	11	35
Ильковский К. К., Федорова О. Н., Дьяконов П. М. О негативном влиянии перекрестного субсидирования в электроэнергетике на конкурентоспособность горнодобывающей промышленности	4	45
Козырев В. С. Цветная металлургия в горно-металлургическом комплексе СНГ (к итогам 2009 г.)	11	28
Лосинов М. В., Сень М. С. Обоснование границ открытых горных работ с учетом интересов государства и недропользователя	1	69
Синельников О. Б. Логистика перевозок гранитных блоков железнодорожным транспортом	1	72
Слабинская И. А., Ровенских В. А. Комплексный контроль использования материальных ресурсов на горнодобывающих предприятиях	4	39
Чаадаев А. С., Зырянов И. В., Питечко Е. В. Показатели и критерии результативности процессов системы менеджмента качества в институте «Якутгипроалмаз»	4	42
Юхимов Я. И., Юхимова Я. Я. Государственная поддержка — важнейшее условие сохранения потенциала горнорудной промышленности России в условиях мирового кризиса	4	37
ПРЕКТИРОВАНИЕ И СТРОИТЕЛЬСТВО ПРЕДПРИЯТИЙ		
Горбунов С. В. Опыт проектирования главных вентиляторных установок	7	52
РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ		
Акишев А. Н., Бабаскин С. Л., Зырянов И. В. Оптимизация параметров схем вскрытия горизонтов кимберлитовых карьеров	5	85
Бадтнев Б. П. Новые виды крепи горных выработок для рудников Норильского ГМК	2	30
Байбородов Я. И., Еремеев А. А., Еремеев В. А., Серяков В. М., Замятия С. Г. Совершенствование технологии разработки сближенных рудных тел	4	48
Вольфов Б. М. Обоснование оптимальных конструкций систем разработки с обрушением и торцовым выпуском руды	7	55
Гошев А. А., Колесников Г. К., Поправка Ю. М. Подземные рудники АК «АЛРОСА» в проектах института Гипроникель	1	45
Григорьев В. В., Калмыков В. Н., Рыльников М. В. Развитие горных работ в период перехода с открытого на подземный способ разработки Учалуйского месторождения	5	88
Иванов В. В. Выбор оптимальной длины фронта горных работ при разработке карбонатных месторождений открытым способом	7	57
Кисляков В. Е., Никитин А. В. Подготовка глинистых песков россыпных месторождений к дезинтеграции управляемым водонасыщением	2	28
Крупник Л. А., Шапошник Ю. Н., Шапошник С. Н. Исследование составов смесей для совершенствования закладочных работ на подземных рудниках Восточного Казахстана	4	51
Мануйки Л. А., Арумянин С. С. Управление состоянием ослабленного борта нагорно-глубинного карьера	1	46
Першин Г. Д., Караулов Н. Г., Долговых Ю. В. Исследование технологий вскрытия горизонтов карьеров блочного мрамора	7	59
Першин Г. Д., Косарев Л. В., Косарев А. В. Производительность комплекса в составе канатно-алмазной пилы и баровой машины при добыче монолитов мрамора	4	58
Пинець Г. Ф. Достижения, проблемы и перспективы разработки месторождений алмазов	11	39
Совмен В. К., Кутузов Б. Н., Марьясов А. Л., Токаренко А. В., Шакин Д. Ю. Создание производства эмальсионных ВВ для использования в карьерах Олимпиадинского ГОКА (цветная вкладка)	11	45
Степан Ю. В., Ильбузин Д. Х. Рациональные параметры автотранспортных берм карьеров	2	33
Шамшев А. В., Терновой В. В., Лейкум М. С. Методы моделирования рудных объектов в проектных разработках ООО «Институт Гипроникель»	5	92
Шеметов П. А., Сытеньков В. Н. Стратегия развития золотодобычи Узбекистана в новых экономических условиях (цветная вкладка)	1	53
Шудюпки А. Н. Методы измерения расходных параметров скважин при разработке протеридротермальных месторождений	11	42
БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ		
Бибик И. П., Ивановский Д. С. Исследование технологии массовых взрывов на сброс вскрышных пород в отработанное пространство в карьере «Ташкур»	2	36
Викторов С. Д., Кутузов Б. И., Закалинский В. М. Стратегия эффективного развития взрывных работ в России	4	56
Колырев С. А., Соколов А. В., Власова Е. А., Пугачев С. С. Исследования взрывной эффективности смесей АС-ДТ на основе пористой аммиачной селитры	1	63
Кутузов Б. И., Бегляев А. Г., Пашиков В. И. ООО «Азот-Черниговец»: новые тенденции совершенствования комплекса буровзрывных работ для горных предприятий Кузбасса	2	40
Кутузов Б. И., Старшинов А. В., Жамьян Ж., Батмунг Ж. Совершенствование буровзрывных работ на основе применения новых видов взрывчатых материалов и зарядной техники	7	61
Лукин С. В. Повышение безопасности производства эмальсионных взрывчатых веществ	1	63
Нагиров У. Ф., Порог Ю. Д., Рамжониев Б. Р. Уплотнение песчаных грунтов взрывами траншейных зарядов	4	60
Фокис В. А., Мелик-Гайказов И. В., Тагунов М. Б., Шитов Ю. А. Оценка сейсмического действия массового взрыва при инициировании скважинных зарядов электронными детонаторами	7	63
ПЕРЕРАБОТКА И КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ		
Асонова П. В., Балакина И. Г., Воеводина И. В. Технологические особенности радиометрического обогащения грануловых руд редерных месторождений Эльского ураново-рудного района	11	49

Борисов Л. А., Козлов П. П., Кулагин А. Ю., Серых П. М., Сербия А. С. Разработка плавильно-химических технологий получения окиси чистого хрома и хромита	12	74
Дутченко П. П. Практика применения групповой компоновки вакуум-фильтров в отделении вакуумного флотирования	12	71
Дюдин Ю. Б., Тарасов Г. С., Руднев Б. П. Конденсация паров воды в лифтовых конденсаторах золотосодержащего сырья	2	49
Зеленова П. М. Выделение тонкокомпонентных слабомагнитных минералов магнитном поле на стадии выпрямленности неуплотненного сгустителя для флотации платиносодержащих сульфидов	11	52
Иванова Т. А., Матвеева Т. Н., Громова П. К. Модифицирование раствора диатилтиокарбамата селективного сгустителя	2	46
Павлюк В. А., Бочаров В. А. Схемы флотации сульфидов цветных металлов на основе использования смесения селективных сгустителей	12	53
Калиев Е. П., Латышев В. Е., Еремин А. М. Предварительное рентгенорадиометрическое обогащение золотосодержащих сульфидных руд	12	58
Кармалин В. В., Андреев В. Г., Назин П. В., Жилин С. П., Пожарский Ю. М. Создание технологии для технологии нежесткого обогащения	7	74
Кирнарский А. С. Принцип однофункциональности разделительных процессов при обогащении полезных ископаемых	12	85
Макалин П. А., Иванов В. В. Интенсификация процесса рентгенолюминесцентной сепарации на предприятии АК «АЛРОСА»	2	14
Панкратов П. П. Перспективы бессточная технология флотации хвостов магнитной сепарации железных руд	12	68
Павышин А. М., Евдокимов С. П. Применение метода магнитно-жидкостной сепарации при обогащении золотосодержащих россыпей	11	55
Скороходов В. Ф., Хохлая М. С., Бириков В. В. Создание эффективных технологий и техники обогащения минерального сырья с применением методов вычислительной гидродинамики	1	75
Соложенкин П. М., Нехорошев Н. Е., Прейс В. Ю., Спичкина А. Г. Технология обогащения золотосодержащих руд Васильевского месторождения	12	79
Чантурия В. А., Двойченко Г. П., Островская Г. Х., Коваленко Е. Г. Эффективность применения процессной сепарации на фабриках АК «АЛРОСА» за счет активации реагентов-сгустителей	1	77
Чантурия В. А., Каплин А. Н., Двойченко Г. П., Миленко В. Г., Артемов В. Г. Исследование механизма разуплотнения кимберлитов при их взаимодействии с электрохимически обработанной водой	7	72
Чантурия В. А., Трофимов Э. А., Богачев В. П., Двойченко Г. П. Минеральные и органические нанопорошки на природных алмазах: условия формирования, методы их удаления	12	49
Шалогова В. А., Кочелев В. А., Попов О. В., Кочнев Д. В. Геолого-технологическая классификация руд Васильевского месторождения христалл-аггестов	7	68
	12	64

ОБУДОВАНИЕ И МАТЕРИАЛЫ

Бурляков Ю. Е., Кострова М. А. Внедрение колонных флотомашин для обогащения апатит-нефелиновых руд	2	52
Бурякин С. П. Новотехнология в горном деле — повышенное внимание	2	51
Горбунова А. А. Разработка составов твердеющей смеси с упрочняющей полимерной добавкой на основе отходов горно-обогатительного производства	1	83
Грабенки А. А. Методологические подходы к оценке технической производительности карьерных шнекофрезерных комбайнов	7	80
Егоров А. П., Бигель Н. В. Дизель-троллейбус: вчера, сегодня, завтра	11	62
Земочкин М. Ю. Оценка факторов износа и меры по повышению ресурса крупногабаритных шин карьерных самосвалов	1	86
Петров П. П., Козырев А. С., Колмаков А. А. Критерии и методика выбора вентиляторов главного проветривания шахт	2	63
Ковалюх С. В., Ковалюх В. Р. Автоматизированный виброкомплекс для бесперебойной подачи на бункера любых трудносыпучих материалов	12	90
Ковалюх С. В., Ковалюх В. Р. Универсальная конусная мельница с регулируемым электроприводом	7	82
Кругель А. А., Бессонов И. В., Шарин Е. Б., Колысов Н. А., Карякин А. Л. Модернизированный карьерный экскаватор ЭКГ-12А	7	77
Лысенко В. П., Дитчин В. З., Фралчук В. П. Совершенствование конструкций грохотов и сит для горнорудной промышленности	11	58
Лихомоский А. В., Фищенко В. Н., Решетняк С. П. Демпфирование колебаний в упругих элементах подъемных установок	4	62
Регнин В. В., Мытко А. П., Кучик А. С. Гидромеханическая передача для карьерного самосвала грузоподъемностью 90 т	2	39
Редко П. Я., Романов В. А., Кукис В. С., Малазеев А. А. Способ повышения эффективности наведения двигателя утилизационной системы электрической установки	4	64
Самозлов А. В., Палдисен П. И. Стратегия производства новой линейки карьерных экскаваторов (СХУ - 113-КАРТЭК)	2	55
Саникулов Р. Б., Аблаев И. Ш. Опыт-промышленный эксперимент по использованию газодизельной смеси на большегрузных карьерных самосвалах	2	61
Стенук О. Г. Опыт и перспективы разработки конструкций большегрузных самосвалов	4	67
(к 50-летию конструкторско-эксплуатационной службы Белорусского автомобильного завода)	1	80
Шенчук В. П. Повышение эффективности функционирования электрических машин на основе системного анализа		

ЭНЕРГЕТИЧЕСКОЕ ХОЗЯЙСТВО. АВТОМАТИЗАЦИЯ

Горбачев М. В., Яблочкин Ю. В. Повышение надежности внешнего электроснабжения подземных рудников	2	67
Ершакот Т. Е., Арпабенов М. И. Разработка роботизированного комплекса для выемки угля	11	77
Иванов А. Б., Кунаев В. П., Кунаев Я. Г. Перспективные направления автоматизации процессов дробления и измельчения руды	11	74

Истамов В. К. Развитие информационных и телекоммуникационных систем в Северном рудопромышленном районе	7	96
Колганов В. Ф., Зырянов И. В. Автоматизированная система планирования горно-геологических работ на алмазодобывающих предприятиях	7	89
Кузнецов Н. М., Егоров А. Н., Егоров Н. В. Особенности электропотребления и пути его оптимизации при подземной разработке кимберлитов	7	87
Павленко С. В. Исследование динамических процессов пуска сетевых синхронных электродвигателей карьерных экскаваторов	4	73
Парников Н. М., Илльковский К. К. Ветроди젤ные комплексы как энергоэффективный способ автономного электроснабжения	11	71
Пивняк Г. Г., Зыбка В. Т., Самойленко В. В. Научные и методические основы эффективного использования электроэнергии на угольных шахтах Украины	7	92
Плавинский Л. А., Беляк В. Л. Методика выбора уровня питающего напряжения мощных очистных комплексов	4	70
Скороходов В. Ф., Хохла М. С., Бириков В. В. Использование информационных технологий в исследованиях процессов обогащения техногенного минерального сырья	11	79
Тибилев Д. П., Любвина В. С. Проблемы, перспективы и целевые установки развития энергетического комплекса Дальнего Востока	11	64
Чесноков С. А. Горно-технологические аспекты создания подземной энергетики	11	68

ПРОМЫШЛЕННАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ И ОХРАНА ТРУДА

Зорин А. В. Энергетическая оценка интенсификации естественного воздухообмена в карьерах	11	85
Плышев М. А. Влияние производительности и скорости подвигания забоя на газовой баланс выемочного участка	7	100
Каледина Н. О., Кутузов Б. Н., Мельник В. В., Горниов С. А. Мерах радикального повышения взрывобезопасности при современных технологиях подземной добычи угля	7	98
Чурадзе Т. К., Абашидзе Г. С., Рехвиашвили Ю. С., Гордзевани З. А. Использование щелочноземельных бетонов для предотвращения эндогенных пожаров	11	88
Лютин М. А., Пелищев Ю. И., Воронин А. Б. Анализ результатов аудита системы управления охраной труда и промышленной безопасностью в ОАО «Апатит»	2	71

ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Аренс В. Ж., Фазалуллин М. И. Экологические и социальные аспекты физико-химических геотехнологий добычи полезных ископаемых	11	90
Бабенко О. Б., Семикобыла Я. Г. Методика расчета ущерба окружающей среде на территории горнодобывающего района	7	103
Калабин Г. В., Евдокимова Г. А., Горный В. И. Оценка динамики растительного покрова нарушенных территорий в процессе снижения воздействия комбината «Североникель» на окружающую среду	2	74
Мамаев Ю. А., Крунская Л. Т., Озарин Ю. А. К вопросу об экологических проблемах освоения месторождений строительного сырья	2	78
Мавкуян Л. А., Арзуманян С. С., Казарян Г. Г. Метод совместного складирования вскрышных пород и отходов обогащения в условиях гористой местности	4	76

ПОДГОТОВКА КАДРОВ

Гончаров С. А. Физико-технические и организационные вопросы подготовки инженеров для горных предприятий	11	94
Кутузов Б. Н. О проблемах высшего горного образования в России	12	93
Полов В. П., Никифоров С. Э. О подготовке горных инженеров по специальности «Маркшейдерское дело»	4	78

КРАТКИЕ СООБЩЕНИЯ

Демин А. М., Ефременкова В. М., Крючкова Е. А. Статистический анализ публикаций по горному делу	1	89
Киреев Ф. Ф., Калит Е. А. Экономико-экологические преимущества освоения богатых железных руд КМА способом скважинной гидродобычи	11	94
Негаев В. П., Бывальцев В. Я. О разработке месторождения Тавт в Монголии		
Хлусов А. Е. Метод расчета параметра якорного закрепления слоистой кровли горных выработок	2	80
Шевчук В. П. Метод оценки надежности горношахтного оборудования с учетом системы периодического контроля его технического состояния	4	85

ЗА РУБЕЖОМ

Власюк Д. И. Гранитная палитра Украины	4	87
Семикобыльных А. А. Промышленный опыт рекультивации карьеров в Германии	2	82
Чадвик Дж. Технический прогресс открытых горных работ за рубежом	1	91

ИСТОРИЯ ГОРНОГО ДЕЛА. КУЛЬТУРА

Афанасьева В. Г., Белоглазов В. Н. Фрайбергская горная академия и развитие горного дела в России — три века делового сотрудничества	2	85
Бирисов И. В. Старинные горные выработки Северного Приладожья как уникальные техногенно-природные комплексы и памятники истории горного дела	12	100
Буркин С. И. Ответственные открытые горные работы: этапы и направления развития	1	95
Никитина К. В. Старейшему в Хибинах флагману горной индустрии — Кировскому руднику — 80 лет	12	96
Петров И. М. Гидрометаллургические методы переработки руд на предприятиях Российской Империи в начале XX века (начало)	11	99
Петров И. М. Гидрометаллургические методы переработки руд на предприятиях Российской Империи в начале XX века (окончание)	12	101
Петров И. М. Механическая обработка (обогащение) руд на предприятиях Российской Империи в начале XX века (начало)	4	91

Петров И. М. Механическая обработка (обогатение) руд на предприятиях Российской Империи в начале XX века (*окончание*)

ОБЩАЯ ИНФОРМАЦИЯ

ВЫДАЮЩИЕСЯ ДЕЯТЕЛИ ГОРНОЙ НАУКИ И ПРОИЗВОДСТВА

Засядко Александр Федорович (к 100-летию со дня рождения)	9	112
Бабаян Г. М. О выдающемся горном инженер-Сергее Михайловиче Мельничине	7	113
Додин Д. А. Николай Николаевич Урванцев — первооткрыватель крупнейшей в мире Таймыро-Норильской платиноидно-медно-никелевой провинции	6	97
Памяти горного инженера, ученого и педагога А. Е. Кривоштейна	8	95
Элиабер Осиеневич Миндели (к 100-летию со дня рождения)	4	95

НАШИ ЮБИЛАРЫ

Берлович Виктор Викторович (к 70-летию со дня рождения)	7	17
Битимбаев Марат Жакупович (к 70-летию со дня рождения)	7	119
Ганицкий Всеволод Иванович (к 75-летию со дня рождения)	4	90
Голдик Владимир Иванович (к 70-летию со дня рождения)	4	81
Демидов Юрий Васильевич (к 75-летию со дня рождения)	2	73
Демин Александр Максимович (к 80-летию со дня рождения)	11	38
Петомин Виктор Владимирович (к 75-летию со дня рождения)	4	94
Калашников Анатолий Тимофеевич (к 70-летию со дня рождения)	7	118
Картозия Борис Арнольдович (к 70-летию со дня рождения)	9	39
Котенко Евгений Александрович (к 80-летию со дня рождения)	2	70
Кутузов Борис Николаевич (к 80-летию со дня рождения)	12	108
Пивняк Геннадий Григорьевич (к 70-летию со дня рождения)	11	41
Лавров Николай Павлович (к 80-летию со дня рождения)	1	79
Лизункин Владимир Михайлович (к 60-летию со дня рождения)	5	68
Прошин Юрий Михайлович (к 75-летию со дня рождения)	6	42
Садковский Геннадий Иванович (к 80-летию со дня рождения)	6	54
Соловьевский Петр Михайлович (к 80-летию со дня рождения)	7	58

СОДЕРЖАНИЕ

Конференция Raw Materials Group в г. Стокгольме	2	62
VII горнопромышленный форум «Майнекс-2010 — горный бизнес России и СНГ: эффективность, инновации, рост»	11	84
Азим Иброхим. XIII сессия Межправительственного совета стран СНГ по разведке, использованию и охране недр	2	81
Бондаренко О. П. Научно-практическая конференция РИВС-2010	12	107
Бутвчик Г. Р. XIV конференция «Технология, оборудование и сырьевая база горных предприятий промышленности строительных материалов»	11	106
Военная быль комбината. Неизвестная история	4	7
Поробьев А. Г. 185 лет во главе научно-технического прогресса горного дела (<i>цветная вкладка</i>)	7	5
Всемирная ассоциация природного камня	12	108
Всероссийская научно-техническая конференция «Проблемы и тенденции рационального и безопасного освоения георесурсов»	11	105
Июфин С. Л. Московские ополченцы в боях за Родину	4	4
Истомин Виктор Владимирович	7	112
Конференция «Технологии и практики подземной добычи и горном строительстве»	7	115
Кривошов Анатолий Иванович	11	108
Международная научно-практическая конференция «Проблемы и пути эффективной отработки алмазоносных месторождений»	11	51
Международная конференция «Россия и международные стандарты, отчетности о ресурсах/запасах твердых полезных ископаемых»	11	107
Международная специализированная выставка MININGWORLD RUSSIA	7	51
Метрополитен — основа транспортной структуры города Москвы (<i>цветная вкладка</i>)	4	78
Научно-техническая конференция «Перспектива развития карьерного транспорта»	7	54
«Неделя горняка-2011»	11	24
Новые члены редакционной коллегии «Горного журнала» — руководители представительств в странах и регионах	1	48
Обруч А. К., Кичур Т. З. Использование горных выработок калийного рудника для освоения методом слезотерии	8	97
Окуничев А. В., Рыжков А. А. О важности своевременного принятия решений по выбору оптимального варианта отработки запасов (на примере Цюрюкпахского месторождения ялтинско-нефелиновых руд)	4	98
О присуждении премии Правительства РФ работе ПНК «Механобр-техника»	5	96
Открытие первого Технического центра корпорации OKUMA в Москве	4	80
Паулу — Полая Галия. Современные тенденции развития геологоразведочных и горно-добывающих работ	7	114
Пархомчик П. А., Егоров А. П., Литвиц О. П., Курленко П. П., Фоминих М. А. Карьерные самосвалы БелАЗ с электромеханической трансмиссией и опыт их эксплуатации на разрезах ОАО «УК «Кузбассразрезголь»	8	99
Петербургскому институту «Механобр» — 90 лет	2	73
Петухов Игнатий Макарович	11	108
Премия Nordie в области геологической разведки недр	4	15
Сухорученнов Алексей Иванович	4	95
Твердов А. А., Жура А. В., Никишичев С. Б. Освоение Элегестского месторождения коксующихся углей — проект национальной значимости	4	96
Тисс Г., Алларай М. Проект Евросоюза SARM: рациональное управление ресурсами серпянского сырья	1	100

Третий международный симпозиум «Минеральные ресурсы и развитие горной промышленности»	11	95
---	----	----

НОВАЯ ЛИТЕРАТУРА

Акишев А. Н. О книге В. Ф. Колганова, И. Ф. Бодларенко, А. Ю. Давыленко, П. В. Васильева «Кинематерное моделирование при разведке и оптимизации разработки месторождений алмазов»	11	110
Бегалинов А. Б., Бейсбаев А. М., Сердалиев Е. Т. О книге Б. Н. Кутузова «Безопасность взрывных работ в горном деле и промышленности»	7	117
Бузин Ж. В. О книге Ю. И. Анистратова, К. Ю. Анистратова, М. И. Щадова «Справочник по открытым горным работам»	11	109
Викторов С. Д., Закалинский В. М. О книге Б. Н. Кутузова «Безопасность взрывных работ в горном деле и промышленности»	7	116
Зырянов Н. В. О книге Н. И. Кобылкина «Русско-английский Англо-русский геотехнический диверсификационный словарь по алмазной промышленности»	2	48
Киселевский Е. А. Первая «Российская геологическая энциклопедия»	7	116
Мерзляков В. Г. Об учебнике В. И. Галкина и Е. Е. Шешко «Транспортные машины»	12	109

РЕКЛАМА

Волгоградский опытный завод	8
ЗАО «Интервзрывпром»	7
ЗАО «Машиностроительный холдинг»	1-12
ЗАО «Траве Текник»	4, 5, 7
ЗАО «УралСпецМаш»	11
ЗАО «Шнайдер Электрик»	4, 5, 10, 11
ОАО «Белорусский автомобильный завод»	4, 11
ОАО «ВЕМ-групп»	2
ОАО «Гипроруда»	3, 4, 7
ОАО «Кыштымское машиностроительное объединение»	6, 8-11
ОАО «ТерекАлмаз»	9, 11, 12
ОАО «Тяжмаш»	5
ООО «Веир Минералз РФЗ»	1-12
ООО «Дарасун»	7
ООО «Инжиниринг Комплект»	2, 3, 5, 6, 8, 9, 12
ООО «Модулар Майнинг Системс Евразия»	3
ООО «Сандвик Майнинг энд Констракшн»	2, 8, 10, 12
ООО «Уралмашинжиниринг»	7
ООО «Цепелин Русланд»	12
ТОО «Вертекс Инднатив»	7
ТОО «КарГорМаш»	7
Компания «Газпром нефть»	9
Компания «Делкор»	6, 7, 8, 11
Компания «СЕМТЕК»	11
Компания «Тиссен Шахтбау ГмБХ»	6, 8
Компания «BALDOR Electric Compani GmbH»	3, 5, 7, 9, 12
Компания «IMC Montan»	4
Компания «Inmarsat»	4-7, 9
Компания «Lagoh»	3
Компания «KAZ-Can Corporation»	1, 7, 9
Компания «Rohr Bagger GmbH»	2
Компания «Sandvik»	8, 10
Компания «Shell»	8, 12
Компания «Siemens»	10
Компания «Weir Minerals» (Нидерланды)	4, 6, 9, 12
Компания «Vertex»	11
Негосударственный фонд «Межотраслевой орган сертификации «Сертиум»	3
Группа строительных компаний «Детинел»	1
Балтика — идеальное место для отдыха и лечения	3
Отель «Обертайх»	3
Санаторно-гостиничный комплекс «Днепр-Бескид»	11



Внутренняя красота

Новые коронки Sandvik RT300, разработанные для равномерного износа, значительно снижают простои при бурении. Чем сложнее условия бурения, чем более трещиноватая и разрушенная порода, тем дольше срок службы коронок RT300.

Специально созданный для этих коронок твердый сплав ХТ48 и особо точная механическая обработка позволяют достичь высочайшего качества бурения.

Буровые коронки от Sandvik серии RT300 — идеальное решение нового поколения, увеличивающее срок службы коронки на 10-20%.

Красота? Настоящая красота глубже, чем кажется на первый взгляд, ее нужно уметь разглядеть — это скажет Вам любой профессионал.

ООО «Сандвик Майнинг энд Констракшн СНГ» 119002,
г. Москва, Глазовский пер., 7, офис 1, 10,
тел.: (495) 980 75 56, 980 75 58





2011 ВСЕМИРНАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ ПО ПОДЗЕМНЫМ ГОРНЫМ РАБОТАМ

При поддержке:

Общества по горному делу, металлургии и геологоразведке
Канадского института по горному делу и металлургии
Международной горной ассоциации по водным проблемам
Южноафриканского института по горному делу и металлургии
Южноафриканской ассоциации горного развития
Шведской группы по горному делу и прокладке подземных туннелей
Ассоциации горных аналитиков
Монгольской национальной горной ассоциации
Индонезийской горной ассоциации

Организатор



Дата: 2-3 марта 2011 г.

Место проведения: Китай, Пекин, отель Oriental Bay International





НАДЕЖНОСТЬ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ

Огромный опыт разработки, производства и эксплуатации воплощен в современном оборудовании для горных работ Caterpillar и гидравлических экскаваторах Viscurus.

ООО «Цепелин Русланд» является официальным эксклюзивным дилером компании Caterpillar и линейки гидравлических экскаваторов Viscurus в северо-западном, центральном и юго-западном регионах Российской Федерации.

Полный спектр оборудования, квалифицированный сервис, быстрое снабжение запчастями и расходными материалами через развитую сеть филиалов ООО «Цепелин Русланд» гарантирует высокую надежность, максимальную производительность и быструю самоокупаемость горного оборудования.

Различные схемы финансирования позволяют Вам оптимизировать свои расходы.

Центральный офис

125565, г. Москва, Ленинградское шоссе,
дом. 64, стр.2.
тел.: +7 (495) 221 35 35,
факс: +7 (495) 745 84 78.

Офис в г. Санкт-Петербург

192236, г. Санкт-Петербург,
ул. Софийская, дом 6
тел.: +7 (812) 635 72 70,
факс: +7 (812) 635 72 71.

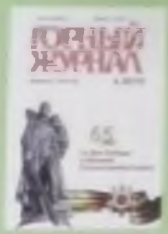
Call center

8 800 500 11 22
(звонок по России бесплатный).

www.zepelin.ru

ZEPPELIN **CAT**

«Горный журнал» в 2010 году



Журнал «Горный мир»



Журнал «Eurasian mining»





НГМК

Государственное предприятие Навоийский горно-металлургический комбинат - это многопрофильное предприятие. Промышленные подразделения Навоийского ГМК располагаются в шести областях: Навоийской, Бухарской, Самаркандской, Джизакской, Ташкентской и Республике Каракалпакстан. При этом крупнейшие подразделения являются градообразующими с общей численностью населения свыше 240 тысяч человек.

Кроме основной продукции - золота и урана, Навоийский ГМК производит фосфоритное сырьё (фосфоритный концентрат мытый обожжённый, фосфоритный концентрат мытый сушённый, фосфоритная мука), серную кислоту, перенат аммония, изделия из золота и серебра, химическую продукцию, а также минеральную воду «Нагорное». Наряду с этим выпускает деревообрабатывающие, фрезерные, токарные, сверлильные, заточные станки, строительные металлоконструкции, сварочные электроды, литавную продукцию, оказывает услуги по ремонту промышленного оборудования. Комбинатом освоено производство зольско-шлаковых корыччатых веществ, полиметаллургических и полиспилитовых труб.