

Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali 1997 yilda asos solingan

Ta'sischi:

Navoiy kon-metallurgiya kombinati Davlat korxonasi,
Navoiy davlat konchilik instituti,
Davlat unitar korxonasi O'zbekiston
geotexnologiyasi ilmiy-tadqiqot va loyihalashtirish
instituti «O'zGEOTEXLITI»

Moliyaviy qo'llab quvvatlovchilar:

«Navoiy KMK» DK,
«Olmaliq KMK» OAJ,
«O'zbekko'mir» OAJ,
«O'zGEOTEXLITI»

Bosh muharrir:

Nasirov U.F.

Bosh muharrir o'rinbosari:

Sitenkov V.N.

Tahririyat kengashi:

Abdullayev U.M., Abduraxmonov S.A., Bibik I.P.,
Dudeskiy S.P., Kustov A.M., Lalak A.G.,
Mavlyanov N.G., Norov Yu. J., Raimjanov B.,
Rahimov V.R., Sanakulov K.S., Farmanov A.K.,
Xolmatov I.M., Xursanov X.P., Shemetov P.A.

Jurnal o'zbekiston matbuot va axborot
Agentligida ro'yxatga olingan

Qayd etish guvohnomasi 2006 yil 13 dekabr № 0033

Jurnalda ma'lumotlar bosilganda dalillar
ko'rsatilishi shart

Jurnalda chop etilgan ma'lumot va keltirilgan
dalillarning aniqligi uchun muallif javobgardir

Tahririyat manzili:

210600, Navoiy shahri, Janubiy ko'chasi 27a,
Navoiy davlat konchilik instituti
Tel.: 8 (436) 770-2048, faks: 770-29-32
210300, Zarafshon shahri, NKMK
Markaziy kon boshqarmasi, Ma'muriy binosi
Tel.: 8 (436) 5770438, 5770437, 5770354
Faks: 8 (436) 5721015

E-mail: Bibik_GVU@rambler.ru

gornvest@rambler.ru

savt: <http://mining-bulletin.geotech.uz>

Kompyuter sahifasi:

Naumova O.A.

Tahliliy guruh:

Ardelyan T.I., Golishenko G.N.

Dizayn:

Bannov A.N.

Jurnal saytini yangilab borish:

Leonov S.A.

Nashr qilindi:

NKMK bosmaxonasida
210600, Navoiy shahri, Yujnaya ko'chasi, 25
Tel: 8 (438) 5777556, 5778019

Nashr etishga 04.11.2009 y. imzolandi

Adadi 600 nusxa

MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ

YUBILEYINGIZ BILAN / С ЮБИЛЕЕМ

Думбрава А.А. ГМЗ-1 – 45 лет3

GEOLOGIYA / ГЕОЛОГИЯ

Шеметов П.А., Сытенков В.Н., Федянин С.Н., Наимова Р.Ш. Обоснование пороговых значений содержания золота для разделения руд месторождения Мурунтау на сорта8
Мирзаева Г.А., Турапов М.К., Сулейманов М.О., Прутик Е.В. Структурно-тектонические особенности Гузаксайского грабена Чадакского рудного поля13
Арипова Л.Т. Исследование некоторых физико-механических свойств Нуратинского мраморного месторождения15

GEOTEXNOLOGIYA / GEOTEKHOLOGIYA

Санакулов К.С., Шеметов П.А. Концепция развития инновационных продуктов и технологий на промышленных предприятиях17
Сытенков В.Н., Коломников С.С., Наимова Р.Ш. Разработка технологических схем формирования внутренних отвалов в отработанной части карьера Мурунтау21
Насиров У.Ф., Рахимжанов Б.Р. Исследование размеров зон уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов взрывами траншейных зарядов выброса в промышленных условиях25
Филиппов С.А., Сытенков Д.В. Иерархическая организация системы кондиций как основа управляющих воздействий в недропользовании27
Норов Ю.Д., Бибики И.П., Заиров Ш.Ш. Управление энергией взрыва при дроблении крепких включений в массиве горных пород31
Мирсаидов Г.М., Салямов Р.Д., Вдовин А.А. Актуальные вопросы глубоких карьеров на примере месторождения Мурунтау34
Глотов Г.Н., Каргин Р.М. Некоторые рекомендации для проектирования рядных систем разработок при подземном выщелачивании урана36
Лобанов В.С., Рахимджанов А.А., Киселенко А.С., Казаков Б.И., Вахитов Р.Р. Технология и направления совершенствования обработки месторождения «Чармитан» с применением самоходного оборудования на руднике Зармитан38
Киселенко А.С., Хамраев Ф., Мухитдинов А.Т., Казаков Б.И., Вахитов Р.Р. Изыскание «безлюдных» способов проходки восстающих горных выработок - актуальная задача сегодняшнего дня (на примере Зармитанского рудника)40

GEOMEKANIKA / GEOMEKANIKA

Рахимов В.Р., Марков А.В., Кодиров В.Р. Исследование напряжений прибортового массива карьера Мурунтау с учетом тектонических сил43
Меликулов А.Д., Салямова К.Д., Гасанова Н.Ю. Моделирование процесса распространения технологического раствора в трещиноватом массиве горных пород47

GEOTEKNIKA / GEOTEKNIKA

Морозов В.В., Бибики И.П., Таджиев Ш.Д. Определение структурных особенностей горного массива методом визуальных наблюдений49
Глуценко А.Д., Ризаев А.А., Иулдашев А.Т. Динамическая балансировка вращающихся роторов56

METALLURGIYA VA BOYITISH / ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

Якубов М.М., Худояров С.Р. Рациональная технология сокращения потерь смолы при сорбционном выщелачивании57
Асадов И.С., Гуро В.П., Хасполадов В.Ш., Ибрагимова М.А. О возможности доизвлечения молибдена из кеков переработки молибденовых концентратов59
Гуро В.П., Ибрагимова М.А., Хасполадов В.Ш. Ионобменное и экстракционное извлечение металлов из растворов переработки горючих сланцев62
Ахмаджанов У.М., Абдурахмонов С.А., Эрнзаров М., Бабаев Ш.Р. Извлечение благородных металлов из серебросодержащих руд методом кучного выщелачивания65

Научно-технический и производственный журнал основан в 1997 году

Учредители:

Государственное предприятие Навоийский горно-металлургический комбинат,
Навоийский государственный горный институт,
Государственное унитарное предприятие
Узбекский научно-исследовательский и
проектный институт геотехнологии
«O'ZGEOTEKHLITI»

При финансовой поддержке:

ГП «Навоийский ГМК»,
ОАО «Алмалыкский ГМК»,
ОАО «Узбекуголь»,
«O'ZGEOTEKHLITI»

Главный редактор:

Насиров У.Ф.

Зам. главного редактора:

Сытенков В.Н.

Редакционный совет:

Абдуллаев У.М., Абдурахмонов С.А., Бибики И.П.,
Дудецкий С.П., Кустов А.М., Лалак А.Г.,
Мавлянов Н.Г., Норов Ю.Д., Раимжанов Б.,
Рахимов В.Р., Санакулов К.С., Фарманов А.К.,
Холматов И.М., Хурсанов Х.П., Шеметов П.А.

Журнал зарегистрирован в узбекском
Агентстве по печати и информации

Регистрационное свидетельство за № 0033
от 13 декабря 2006 г.

При перепечатке материалов ссылка на журнал
обязательна

За точность фактов и достоверность
информации ответственность несут авторы

Адрес редакции:

210600, г. Навои, ул. Жанубий, 27а,
Навоийский государственный горный институт
Тел. 8(436) 770-20-48, факс 770-29-32
210300, г. Зарафшан, Административный корпус,
Центральное рудоуправление НГМК
Тел. 8(436) 5770438, 5770437, 5770354
Факс 8(436) 5721015

E-mail: Bibik_GVU@rambler.ru

gornvest@rambler.ru

Сайт: <http://mining-bulletin.geotech.uz>

Компьютерная верстка:

Наумова О.А.

Аналитическая группа:

Арделян Т.И., Голиценко Г.Н.

Дизайн:

Баннов А.Н.

Обновление сайта журнала:

Леонов С.А.

Оттирировано:

в типографии НГМК
210600, г. Навои, ул. Южная, 25
Тел. 8 (436) 5777556, 5778019

Подписано в печать 04.11.2009 г.

Тираж 600 экз.

Попов Е.Л., Ахмедов Х., Хабибуллаева Г.Р., Соатов С.А., Нур-мухамедов И.С., Якубжанова М.Е., Хушбоков Э.М. Сравнительные испытания новых местных реагентов в полупромышленных условиях 68

Умарова И.К., Аминжанова С.И. Изучение процесса кучного выщелачивания забалансовых медных руд 71

Агеев Д.С., Палвонев С. Изменение схемы подачи полиакриламида в сгустители на ГМЗ-2 73

ELEKTR TA'MINOTI VA MEKANIKA / ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ И МЕХАНИКА

Садуллаев Н.Н., Шойматов Б.Х., Мавлонов Ж.А., Холмурадов М.Б. Оптимизация параметров в системе внутриводского электроснабжения 74

Каршибаев А.И., Атауллаев Н.О., Хужаев Х. Управление электропотреблением на горных предприятиях 77

Абдуллаев Б.А. Об эквивалентной электромагнитной емкости нелинейной индуктивности 79

ILMIY-LABORATORIYA IZLANISHLARI / НАУЧНО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ

Набиев А.Н., Аскарров М.А., Ёриев О.М., Каримова Д.А. Исследование процесса образования фрактально-структурных интерполимерных соединений полианилина с поликислотами 80

Курбанов А.А. Расчет изгиба базальтоволокнистого фильтра 82

Бахронов Х.Ш., Худойбердиева Н.Ш. Интенсификация теплообмена в выпарном аппарате с вынесенной зоной кипения 85

Тилабов Б.К., Мухамедов А.А. Технология изготовления литых деталей с твердосплавными и износостойкими покрытиями 87

Каландаров У.Х., Махмудов Н.А., Азимов У.И. Задача о крутильных колебаниях цилиндрического слоя вязкой несжимаемой жидкости 90

EKOLOGIYA VA TEXNIKA HAVFSIZLIGI / ЭКОЛОГИЯ И ТЕХНИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

Сытенков В.Н., Бикулов А.О. Обеспечение безопасных условий труда в загрязненной атмосфере глубоких карьеров: осуществленная реальность 93

IQTISOD / ЭКОНОМИКА

Глотов Г.Н. О нормативах готовых к добыче запасов для обеспечения годовой производительности предприятия подземного выщелачивания урана 99

Рахматов Б.Б., Бақоев Ҳ.Н. Эркин иқтисодий зоналар: ташкил этиш йўналишлари 101

Пердебаев Т.П. Труд: организация, оплата и эффективность 104

TARIX / ИСТОРИЯ

Каршиев Р.М., Сариев Н.Т. Краткое описание истории развития горного промысла в средней Азии (XVI-XIX вв.) 106

XABARLAR / ИНФОРМАЦИЯ

Кадырова А.А. «Инновация – 2009» 108

Бабаджанова О.Э. «Центральноазиатская промышленная неделя» - демонстрация индустриального потенциала 110

BIZNING YUBILYARLAR / НАШИ ЮБИЛЯРЫ

Петр Александрович Шеметов (к 60-летию со дня рождения) 113

Вахоб Рахимович Рахимов (к 75-летию со дня рождения) 114

MAQOLALAR KO'RSATKICHI / УКАЗАТЕЛЬ СТАТЕЙ

Указатель статей опубликованных в журнале «Горный вестник Узбекистана» в 2009 году 117

REKLAMA / РЕКЛАМА

На 2 стр. обложки: «Sandvik Mining and Construction»

На 3 стр. обложки: «MiningWorld Uzbekistan»

На 4 стр. обложки: «Atlas Copco Rock Drills AB»

ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМУ ЗАВОДУ № 1 – 45 ЛЕТ

Думбрава А.А., директор Гидрометаллургического завода № 1 НГМК

Гидрометаллургическому заводу № 1 исполняется 45 лет!

Оглядываясь в прошлое и перелистывая страницы истории, с гордостью могу сказать, что наш завод был построен в условиях практически полного отсутствия опыта создания подобных производств, так как в то время ни в отечественной, ни в зарубежной практике не было аналогов технологических схем для переработки урановых руд такого содержания и промышленного производства в больших объемах переработки.

Как вехи начала большого пути, остались в памяти первопроходцев строительство опытного цеха № 1 и ЦНИЛа для отработки полного цикла новой технологической схемы и использование ее результатов в проектировании и строительстве гидрометаллургического завода № 1.

4 декабря 1964 г. – торжественный пуск первой стержневой мельницы, день, ставший официальной датой рождения завода – первенца гидрометаллургии НГМК. К концу тридцатых годов сначала в Европе, а затем и в США резко возрос интерес к строению атомного ядра и возможностям его преобразования. Вследствие этого уран приобрел значение стратегического сырья.

В сентябре 1945 г. в Среднюю Азию прибывает комиссия для оценки существующих и поиска новых месторождений урана, а так же для организации горных работ по добыче урановой руды. Комиссию возглавлял П.Я. Антропов – первый заместитель начальника Первого Главного Управления в 1945-1949 гг.

В 1952 г. геологической разведкой в Центральных Кызылкумах было выявлено Учкудукское месторождение урана. Данные разведки позволили начать работы по освоению месторождения.

Разработка технологической схемы была поручена отраслевому научно-исследовательскому институту (НИИ-10), а проектирование – Государственному специализированному проектному институту (ГСПИ-14).

Приказом по Министерству среднего машиностроения от 11 марта 1958 г. было объявлено Постановление Правительства от 20 февраля 1958 г. о строительстве в период 1958-1964 гг. на базе место-



Думбрава А.А.

рождения Учкудук горно-химического комбината в составе рудников на месторождении Учкудук, перерабатывающего химического завода (ныне гидрометаллургический завод № 1).

Проведенными в 1958-1959 гг. в НИИ-10 исследованиями было установлено, что в технологическом отношении руды месторождения Учкудук являются уникальными по своим физико-химическим свойствам. Они

обладают рядом особенностей предопределяющих нестандартность технологической схемы переработки руд данного месторождения.

На основе вышеизложенного, был сделан вывод, что известные к этому времени схемы обогащения урановых руд и их аппаратное оформление совершенно неприемлемы для данного месторождения.

Стало ясно – надо искать какие-то новые, нестандартные решения, как в области создания технологической схемы, так и аппаратного оформления будущего завода.

Ввиду новизны и уникальности технологической схемы, необходимости создания новых нестандартных видов оборудования, было принято решение о строительстве совместно с заводом опытного цеха.

Местом строительства гидрометаллургического завода был выбран район железнодорожной станции Кермине (будущий г. Навои) Бухарской области, что было определено следующими соображениями: близостью реки Заравшан, а, следовательно, возможностью в дальнейшем строительства энергетической базы для всего, вновь строящегося промышленного комплекса; наличие железной дороги; центральным расположением завода по отношению к рудным месторождениям Учкудук (300 km), Сабыр-Сай (140 km).

Все это создавало благоприятные условия, как для строительства завода, так и других крупных промышленных объектов нового города Навои.

Опытно-промышленный цех

Местом строительства опытного цеха была определена промплощадка завода. Строительство опытного цеха было начато в 1960 г. Одновременно шло комплектование кадров. В основном это были уже опытные работники родственных предприятий



Рис. 1. Опытно-промышленный цех

(Табошар, Майли-Сай и др.), мощности которых к этому времени сокращались.

Первыми руководителями опытного цеха были назначены: Симаков Ростислав Витальевич - начальник цеха, Лебедев Евгений Дмитриевич - технолог цеха, начальники смен: Антонов Владлен Алексеевич, Костылев Даннадий Семенович, Кузнецов Сергей Петрович, Новоселов Арсений Иванович, отделение хвостохранилища возглавил Половинко Виктор Алексеевич.

Незадолго до пуска цеха в эксплуатацию, дирек-

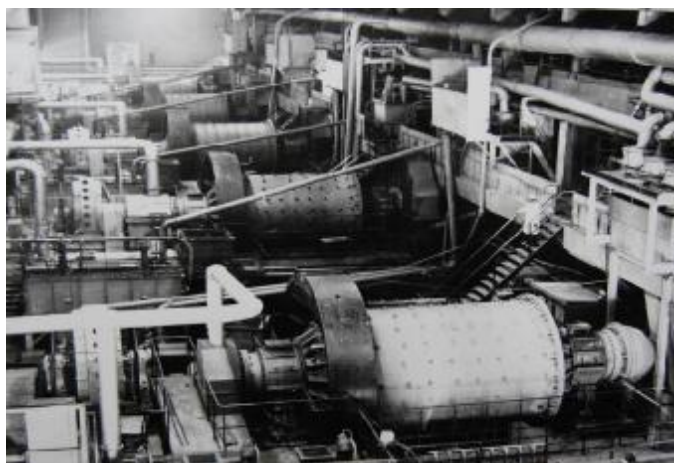


Рис. 2. Стержневые мельницы отделения измельчения



Рис. 3. Пачуки отделения сорбции

тор комбината Зарапетян Зараб Петросович собрал на совещание в кабинете начальника цеха весь инженерно-технический персонал. Каждый из присутствующих рассказал о себе, о своем производственном опыте. Зараб Петросович определил задачи коллективу на ближайшее время.

В период строительства весь коллектив цеха принимал самое активное участие в выполнении строительно-монтажных работ. Одновременно, по два часа в день начальники смен проводили теоретические занятия по технологии со своим персоналом. Участие в строительно-монтажных работах военных строителей значительно ускорило окончание работ, повышало их качество, позволило провести ревизию всего монтируемого оборудования.

Начало строительства завода

Одновременно с проведением в опытном цехе научно-исследовательских работ с января 1962 г. шло интенсивное строительство ГМЗ-1.

Велось комплектование кадров завода инженерно-техническим персоналом и рабочими.

Директором завода был назначен Витковский Сергей Николаевич.

Лебедев Евгений Дмитриевич - главным инженером.

Первыми главными специалистами были назначены:

Галкин Анатолий Александрович - главным механиком;

Симаков Леонид Степанович - главным энергетиком;

Ефимов Владимир Васильевич - начальник участка КИПиА.

Были организованы подразделения по технологическим переделам:

Отделение измельчения со стержневыми мельницами измельчения урановой руды, отделение сорбционного выщелачивания с тремя цепочками пачуков сорбции, отделение экстракционного выщелачивания и получения кристаллов солей урана.

Как указывалось выше, незадолго до пуска завода опытный цех был остановлен, весь его коллектив вошел в коллектив завода и вместе с ним принял самое активное участие в окончании строительно-монтажных работ. Аппаратчики в основном занимались строительными работами. Механическая служба активно участвовала в ревизии и монтаже поступающего оборудования; энергослужба производила монтаж подстанций, прокладывала кабельные трассы и т.д. Шла напряженная работа по завершению строительства. С 4 по 27 декабря 1964 г. коллектив завода провел комплексное опробование всей технологической схемы.

29 декабря 1964 г. Председатель Государственной комиссии, директор комбината Зарапетян Зараб Петросович подписал акт приемки в эксплуатацию первой очереди завода (монтаж был закончен только на одной из двух запроектированных цепочек

пачуков и регенерационных колонн).

И вот комбинат получил с завода первую продукцию, всего через шесть лет после принятия Постановления о начале строительства. Завод был построен в течение двух лет.

Хотя это и не относится непосредственно к истории завода, но все же, следует напомнить, что в 1958 г., в год принятия Постановления, на месторождении Учкудук была почти безжизненная песчаная пустыня, не было до г. Навои ни автомобильной, ни железной дороги, не было Навоийской ГРЭС (электроэнергию город получал от энергопоезда). Не было и строительной организации, способной выполнить такой колоссальный объем работ. Все это было создано, начиная с 1958 г. на «пустом месте».

Освоение технологии извлечения золота из руд месторождения Мурунтау

В связи с сокращением рудной базы уранового производства, завод с 1985 г. начал переработку растворов химического концентрата солей урана - продукции цехов подземного выщелачивания геотехнологических рудников НГМК, не прекращая традиционного способа получения уранового концентрата - из руд при помощи сорбционного выщелачивания, но при этом на ГМЗ-1 стали высвобождаться производственные площади и оборудование. Коллектив завода приступил к конверсии производства: были выполнены исследования по извлечению золота из растворов экстракционного передела, по переработке и извлечению золота из забалансовых золотосодержащих руд месторождения Мурунтау и других месторождений.

В этом же 1985 г. была смонтирована схема для переработки урановых руд месторождения Сугралы, которая предусматривала измельчение руды в мельнице ММС 70х23. Однако, в связи с конверсией необходимость в данной схеме отпала и в январе 1990 г. руководством комбината была принята программа по реконструкции завода для переработки забалансовых золотосодержащих руд месторождения Мурунтау на базе уже смонтированной мельницы и сгустителя.

При принятии решения о запуске «золотой цепочки» на ГМЗ-1 специалистами НГМК и ГМЗ-1 прорабатывался вопрос целесообразности данного решения ввиду опасности и высокой себестоимости готовой продукции, обусловленной низким исходным содержанием золота в руде, высокими расходами на ее транспортировку (200 км) и транспортировку готовой продукции (те же 200 км), а также затратами на обезвреживание пульпы. Опасность заключалась в том, что «золотая цепочка» была смонтирована на предприятии, где одним из основных химических реагентов является серная кислота. Исследование показало, что имеется не менее десятка вариантов непроизвольного смешивания цианистых и сернокислых пульп, что приводит к выделению страшнейшего яда - паров синильной кислоты. После всестороннего анализа было принято решение о запуске «золотой цепочки». Схема вклю-

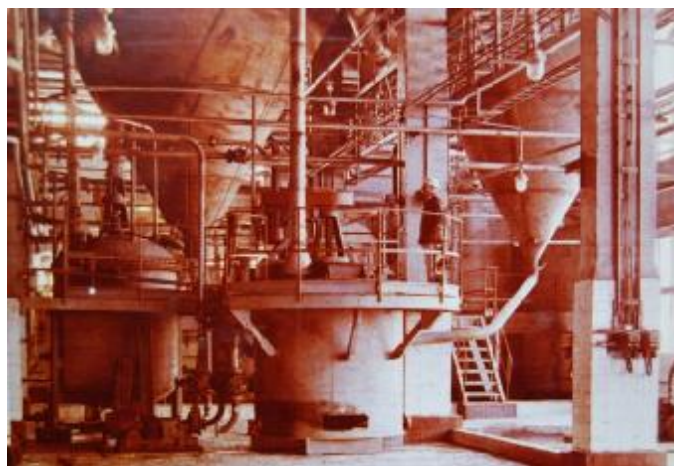


Рис. 4. Резкстракционная колонка отделения получения кристаллов АУТК

чала: одностадийное измельчение в мельнице ММС-70х23 с классификатором 2КСП-24, гравитационное извлечение свободных частиц золота на отсадочных машинах ОПМ-22 и концентрационных столах СКО-1-7,5, доизвлечение золота методом сорбционного цианирования с использованием ионообменной смолы типа АМ-2Б. Конечными продуктами являлись: золотосодержащий гравеоцентриат и насыщенная золотом ионообменная смола.

Технологическая схема и схема цепи аппаратов являлись аналогами схем золотоизвлекательного завода в г. Зарафшане (ГМЗ-2). Отличием являлось только то, что на «золотой цепочке» ГМЗ-1 предусматривалось обезвреживание сбросной пульпы гипохлоритом натрия. 19 апреля 1993 г. был осуществлен пробный запуск схемы по переработке забалансовых золотосодержащих руд месторождения Мурунтау. Благодаря высокой квалификации специалистов и обслуживающего персонала запуск «золотой цепочки» прошел без каких-либо серьезных неполадок и все эти 16 лет гидрометаллургический завод №1 с каждым годом наращивает переработку руды и выпуск золота в полуфабрикате.

С 1994 г. в процессе получения золота в основном перерабатывалась руда месторождения «Мурунтау», с 2004 г. началось поступление золотосо-



Рис. 5. Шаровые мельницы МШР 32х45 для доизмельчения промежуточного продукта



Рис. 6. Автоклав варки жидкого стекла

державшего сырьё других месторождений, в том числе - «Каракутан», «Маржанбулак». Сегодня в переработке на ГМЗ-1 участвует руда месторождения «Аджибугут».

1997-2000 гг. были для Гидрометаллургического завода №1 не только очень ответственными, сложными, но и приятными. Руководство комбината поддержало инициативу завода о реализации проектов выпуска продуктов локализации на базе местных месторождений сырья. Были запущены очень необходимые комбинату производства: жидкого стекла, железного купороса, сульфата алюминия, фильтровального и формовочного песков, которыми завод бесперебойно снабжает подразделения НГМК.

Производство жидкого стекла

По завершении переработки уранового сырья на высвободившихся производственных площадях, после проведения реконструкции 17 января 1997 г. для нужд литейного производства ПО «НМЗ» НГМК был запущен в работу участок производства натриевого жидкого стекла по новой технологии - путём прямого синтеза из кварцевого песка и щелочного раствора. Технология производства жидкого стекла была закуплена комбинатом у Невского завода (г. Санкт-Петербург). Специалисты ГМЗ-1



Рис. 7. Узел обезвреживания цианосодержащей пульпы «золотой цепочки»

прошли стажировку на этом заводе.

Производство сернокислого алюминия

В мае 1999 г. в цехе № 3 была введена в эксплуатацию опытно-промышленная установка производства сернокислого алюминия для нужд ОЭС. Раствор сернокислого алюминия применяется в качестве коагулянта при очистке воды от механических примесей. Для производства сернокислого алюминия после соответствующих переделок было использовано оборудование, недействующее после остановки рудного уранового передела. Таким образом затраты на строительство и монтажные работы на установке по производству сернокислого алюминия были сведены к минимуму.

Производство железного купороса

В июле 1999 г. введены в эксплуатацию узел производства железного купороса для нужд ОЭС и узел обезвреживания цианосодержащей пульпы «золотой цепочки».

Ввод узла производства железного купороса позволил получать его соль (кристаллическую) для нужд водоочистки на ОЭС НГМК и раствор для обезвреживания цианидов в сбрасываемой на хвостохранилище пульпе.

Это позволило обеспечить город и промышленные предприятия чистой водой и улучшить состояние атмосферы и качество грунтовых вод. Обезвреживание раствором сульфата железа цианистых пульп дало положительный результат. Запасы магнитной фракции, продукта, который образуется в процессе измельчения руды за счет истирания стальных шаров и выделенный способом магнитной сепарации, в комбинате большие и постоянно пополняются. Это предопределило применение для обезвреживания цианидов сернокислым железом и строительство на ГМЗ-1, в цехе №1 установки по получению сульфата железа производительностью 200 т в год и попутного извлечения золота.

Руководством комбината было принято решение о максимальном использовании сернокислого железа в качестве коагулянта при очистке воды вместо сернокислого алюминия, производимого из сырья, закупаемого за рубежом. Для увеличения выпуска сульфата железа произвели реконструкцию техно-



Рис. 8. Установка по восстановлению песка

логического оборудования установки, что позволило удвоить ее производительность.

Получение формовочного песка

Для повторного использования продуктов литейного производства ПО «НМЗ» НГМК, по решению руководства комбината в 2000 г. на ГМЗ-1 была запущена в эксплуатацию установка по восстановлению песка. Технологическая схема регенерации песка включает в себя дезинтеграцию отходов литейного производства в мельнице МШЦ 3200х3100, классификацию и отмывку слива мельницы в классификаторе 1КСР-24, обезвоживание песков классификатора и возврат их в ПО «НМЗ».

Запуск этой установки имеет и природоохранное значение. Если раньше отходы литейного производства полностью захоранивались на хвостохранилище, то теперь часть из них возвращается в производство.

Производство фильтровального песка

В 2000 г., на базе установки для регенерации отходов литейного производства, параллельно было налажено производство фильтровального песка, который используется на фильтровальных установках водоочистки ОЭС НГМК, и ранее закупавшийся за рубежом. Сырьем для производства фильтровального песка является песчаное месторождение «Три ручья» (г. Учкудук).

Культурная жизнь завода

Несмотря на напряженный производственный ритм, заводчане живут многогранной культурной и спортивной жизнью. К их услугам прекрасный клуб, два стадиона, спортивные площадки для волейбола, корты для тенниса. Есть на заводе творческий художественный коллектив «Золотые россыпи», в составе которого собраны наиболее одаренные и талантливые ребята со всех подразделений завода. С 1998 г. они радуют заводчан своими концертами и спектаклями на всех праздничных мероприятиях. Творческий коллектив ГМЗ-1 постоянно поддерживает культурные связи с творческими коллективами Заравшана, Учкудука, Нурабада, Зафарабада, где были неоднократно даны концерты. «Золотые россыпи» с успехом выступали с концертами в доме культуры «Ширина», пансионате «Горняк». И везде наших ребят встречали очень тепло и радушно.

Спортивная жизнь завода

На высокий уровень на заводе поставлена спортивная работа. Ежегодно проводятся первенства среди подразделений по игровым видам спорта, плаванию, шашкам и шахматам. Наши спортсмены достойно защищают честь завода в спартакиаде ОКФК «Южанин», неоднократно занимали первое место в общем зачете.

Нет ни одного вида спорта, в котором не участвовали бы наши ребята с ГМЗ-1. Постоянные спартакиады выявили немало спортсменов, которые защищали спортивную честь не только родного завода, но и комбината, области и Узбекистана.

Сборная команда ветеранов завода регулярно участвует в турнире по мини-футболу, посвященно-



Рис. 9. Установка для производства фильтровального песка



Рис. 10. Культурная жизнь заводчан



Рис. 11. Спортсмены ГМЗ-1

го годовщине Независимости Республики Узбекистан, в котором принимает участие спортсмены 16 городов республики.

В преддверии юбилея завода хочу выразить признательность коллективу ГМЗ-1, в котором я работаю почти 10 лет, за поддержку меня и моих начинаний за эти годы, за то, что мы вместе прошли этапы освоения новых производств, совершенствования технологии и роста переработки руды, выпуска готовой продукции.

Я уверен, что мы и дальше будем вместе выполнять новые, более сложные задачи, устанавливаемые руководством комбината, будем вносить свой вклад в укрепление экономики нашей прекрасной Родины!

ОБОСНОВАНИЕ ПОРОГОВЫХ ЗНАЧЕНИЙ СОДЕРЖАНИЯ ЗОЛОТА ДЛЯ РАЗДЕЛЕНИЯ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ МУРУНТАУ НА СОРТА

Шеметов П.А., главный инженер НГМК, докт. техн. наук; **Сытенков В.Н.**, главный инженер Центрального рудоуправления НГМК, докт. техн. наук, профессор; **Федянин С.Н.**, зам. гл. геофизика НГМК, канд. техн. наук; **Наимова Р.Ш.**, зав. кафедрой «Естественные и общетехнические дисциплины» Зарафшанского ОТФ НГГИ, канд. техн. наук

Одной из проблемных задач геологии и горного производства является технологически и экономически обоснованное разделение руд на сорта, например, по классам содержания полезного компонента. На стадии разведки месторождения это необходимо для оконтуривания рудных залежей с целью подсчета запасов руды. На стадии проектирования горных работ – для выбора оптимальной схемы отработки месторождения и оконтуривания объема горного массива, подлежащего выемке. На стадии отработки месторождения – для управления горными работами с целью раздельной выемки, транспортировки и складирования товарной руды, т.е. сразу вовлекаемой в переработку резервной рудной массы, переработка которой откладывается на перспективу, и породной массы – отходов горного производства.

Очевидно, что по мере освоения месторождения пороговые значения содержания полезного компонента в рудах вовлекаемых в переработку и складированных в резерв меняются. На начальном этапе освоения месторождения для скорейшей компенсации понесенных затрат, связанных со строительством добычного и перерабатывающего комплекса, как правило, в переработку вовлекаются руды с наибольшим содержанием полезного компонента. По мере становления горно-перерабатывающего производства и неуклонного роста затрат на горные работы, связанных с увеличением глубины отработки и необходимостью обеспечения безопасных условий труда, при одновременном обязательном выполнении поставок руды в запланированных объемах, становится целесообразным вовлечение в переработку руд с меньшим содержанием рудного

компонента. На заключительном этапе отработки месторождения для сохранения сложившейся инфраструктуры горно-перерабатывающего производства и обслуживающего его социума, а также для более полного извлечения рудного компонента из добытых руд в переработку вовлекаются складские запасы бедных руд.

На коренных золоторудных месторождениях золоту свойственно крайне неравномерное (гетерогенное) распределение в минеральной матрице вмещающих его пород. Соответственно оконтуривание рудных тел изначально требует корректного задания пороговых значений содержания золота для сортов руд и выбора оптимального шага усреднения данных геологического опробования руды в недрах. Этим определяется сложность и неоднозначность решения рассматриваемой задачи. Для понимания сути проблемы приведем формализованные графики, на которых в одномерном (линейном) пространстве, например, по профилю или в сечении по скважине (по оси X) показано изменение исследуемого параметра (Y), например, содержание золота, при различных значениях шага усреднения (рис. 1).

Согласно приведенным графикам, при наиболее детальном шаге усреднения (вариант δ) достигаются минимальные потери и разубоживание сортовой руды (значения Y выше оси X), но существенно усложняются контуры геологических объемов недр, подлежащих селективной разработке. При широком шаге усреднения (вариант z) существенно упрощаются контуры и сокращается число рудных тел, облегчается управление добычными работами, но неизбежно возрастают потери и разубоживание сортовой руды.

Второй пример из теории кластерного анализа (рис. 2) показывает, что рудоносные зоны с гетерогенным распределением рудного компонента (вариант a и b) крайне сложно отрабатывать селективным способом, поэтому неизбежна валовая добыча руд в пределах обрамляющих их контуров.

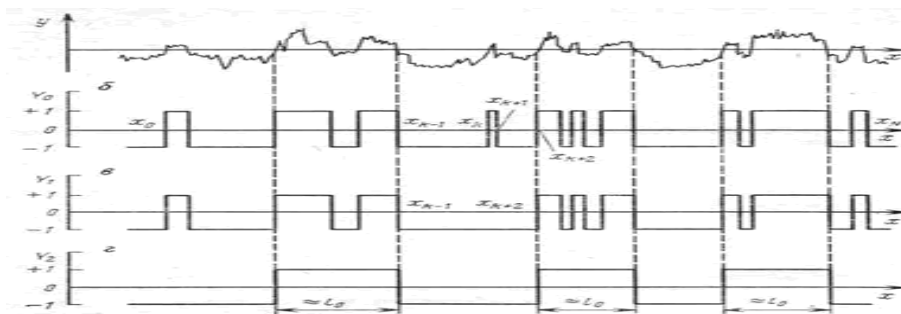


Рис. 1. Формализованные графики $Y=f(X)$ при разных шагах усреднения

Как следует из рис. 2, в конкретном случае в зависимости от масштабов месторождения и, исходя из технико-экономической целесообразности, можно выделить один выемочный блок (в контурах сплошной линии по варианту *в*), или два (в контурах пунктирных линий по вариантам *а* и *б*). В этой связи резонно задаться вопросом: какими критериями следует руководствоваться при задании контура рудного тела, т.е. определения пороговых значений классов содержаний для разделения руд на сорта в динамике развития горного предприятия, а также границ между рудной зоной и зонами внутренней и внешней вскрыши, применительно к добыче руд открытым горным способом?

При решении этой задачи используют построение объемных моделей по данным геологического опробования недр. Для подсчета запасов границы обычно проводятся посередине между сечениями смежных по классам содержаний сортов руд или на одной четверти от рудного сечения в сторону вмещающих безрудных пород. Как следует из рис. 1 и 2 в этом случае проблема определения пороговых содержаний сортов руд и шага усреднения остается открытой.

Таким образом, становится очевидным, что в качестве наиболее корректного критерия оконтуривания рудных тел следует считать контур, документально обоснованный геолого-структурной ситуацией. Однако она отображается геологами по данным их дискретных наблюдений (по точкам документации), которые выражаются в словесной (описательной) форме, не имеющей аналоговую (цифровую) форму фиксации качественно-количественных характеристик геохимического состава среды. Поэтому для корректного нахождения границ раздела геологических тел и/или сортов руд предлагается воспользоваться закономерностями, вытекающими из иерархии геологических структур по занимаемым ими объемам.

В этой связи, например, С.Т. Бадалов приводит следующую градацию геохимических систем [1]: «Рудообразующие системы разномасштабны, но тесно взаимосвязаны единством синхронного процесса. Эти системы находятся одна в другой, начиная от химического элемента (или его изотопа), минерала с элементами примесей, минеральными парагенезисами, рудными телами и их сочетаниями в виде месторождений, рудными полями, рудными районами, регионами, узлами и провинциями, до глобальных».

Согласно исследованиям М.А. Садовского [2], геологические структуры, смежные по иерархии занимаемых ими площадей, т.е. в двумерном пространстве, соотносятся в пропорции 1:16.

На основании этого, приходим к выводу, что в одномерном пространстве справедлива пропорция 1:4 (т.к. $\sqrt{16} = 4$). В пределе по минимуму одномерное пространство состоит из двух точек. Тогда для

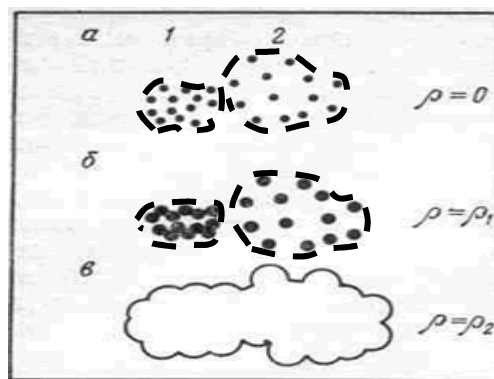


Рис. 2. Примеры контуров выемочных блоков при разных шагах усреднения

точки справедлива пропорция 1:2, т.е. её равномерно характеризуют три различных по энергетическому потенциалу состояния. Из этого следует, что любая геологическая структура на любом иерархическом уровне состоит из трех (1+2) равных подсистем. Это возможно только в том случае, когда две подсистемы из трех полярные относительно друг друга, а одна нейтральная. Примером такой предельной по минимуму материальной единицы является атом водорода, состоящий из двух полярных по энергетическому потенциалу частиц (протона и электрона) и одной нейтральной (нейтрона). Эти частицы имеют жесткие, строго лимитированные энергетические и объемные границы своего существования. Соответственно и геохимические подсистемы большей размерности (молекулы, минералы, породы и т.д., до геологических структур глобального масштаба) тоже не переходят постепенно (гетерономно) одна в другую, а разделены геохимическими (энергетическими) барьерами. При этом каждая из подсистем одного иерархического уровня состоит из трех подподсистем меньшего иерархического уровня, а по иерархии занимаемых объемов система, подсистема и подподсистема соотносятся в пропорции 9:3:1.

Следовательно, при оконтуривании геологических структур, соответствующих рудным залежам, необходимо задаваться не одним, а двумя пороговыми значениями используемого разделительного признака, например, содержания рудного компонента, и при площадном картировании выделять не два, а три поля его изменения. Аналогичным образом следует поступать при объемном картировании и выборе контрольных (пороговых) значений разделительного признака (физического эффекта), используемого для сортировки руд.

Пороговые значения параметров, используемых для разделения геологического объекта на его составляющие, лишь случайным образом могут совпадать с технологическими, т.е. регламентированными горно-перерабатывающим производством. Например, граничными значениями содержания

рудного компонента, используемыми для разделения руд на сорта.

Таким образом, можно сделать следующие выводы.

1. При правильном выборе **одного** порогового значения разделительного признака, например, содержания рудного компонента, массив статистически представительной информации, характеризующей разведанную геологическую структуру, распадается на два в пропорции одна и две части из трех, т.е. 1/3 и 2/3.

2. При правильном выборе **второго** порогового значения разделительного признака массив информации распадается на три равных по объему массива.

3. При правильном выборе порогового значения разделительного признака, характеризующего границу раздела двух геохимических систем (геологических структур), смежных по иерархии занимаемых ими объемов (одна вложена в другую), массив статистической информации, соответствующей такому случаю, распадается на две части. Одна из них составляет одну треть от одной трети всего массива данных, т.е. 1/9 часть. Вторая составляющая массива данных будет соответственно равна восьми частям из девяти.

Аналогичные пропорции должны наблюдаться по любому реально существующему признаку разделения, если имеющийся массив информации статистически действительно характеризует геологическую структуру.

В доказательство этому приведем следующие примеры.

В работе [3] проведен анализ распределения горной массы по продуктам добычи, извлеченной из карьера Мурунтау (рис. 3) и распределение гранулометрического состава горнорудной массы, уложенной в отвалах конвейерного транспорта (рис. 4).

Диаграмма, представленная на рис. 3, подтверждает факт существования установленной иерархической пропорции по классам содержания золота. А именно, доля горнорудной массы, выделенная по

заданному меньшему пороговому значению содержания золота и уложенная в отвалы вскрышных пород, действительно составляет ~2/3 (63%) от объема геологической структуры, отработанной открытым горным способом, и является совокупностью двух подсистем («-» и «0»).

Переработанная руда (условно геохимическая подсистема «+»), выделенная по заданному большему пороговому значению содержания золота, действительно составляет ~1/3 (30%) от объема отработанной геологической структуры.

Выход промежуточного продукта (склады) составляет ~1/9 часть от отвальных пород (63:9=7%). Как отмечалось выше, это подподсистема. Наряду с установленным выходом отвальных пород вскрыши это подсказывает, что породы вскрыши можно разделить на пустую породу (отходы горного производства, условно геохимическая подсистема «-») и обогащенный продукт с повышенным содержанием золота (низкосортная руда резерва, условно геохимическая подсистема «0»), если правильно выбрать разделительный признак и корректно задать его пороговое значение.

Гистограмма, представленная на рис. 4 отображает ту же статистическую закономерность, но уже применительно к фракционному составу извлеченной горнорудной массы.

Из этого следует, что если в обоих случаях мы имеем одинаковые по иерархической соподчиненности показатели выходов продуктов разделения, то они должны иметь логические объяснения с позиций иерархии геохимических систем. Объяснение этому явлению находим в следующем.

Руды месторождения Мурунтау относятся к золотокварцевой формации, т.е. уровень геохимической специализации на золото определяется кремнистостью породной матрицы. Этим же показателем определяются прочностные свойства породной матрицы. Проведенными на карьере Мурунтау опытно-методическими работами по изучению зависимости содержания золота от литологического типа породной матрицы руд установлено, что с увеличением крепости пород содержание золота закономерно возрастает, табл. 1.

В табл. 1 по суммарной выборке из 15 техноло-



Рис. 3. Распределение горной массы по продуктам добычи, извлеченной из карьера Мурунтау

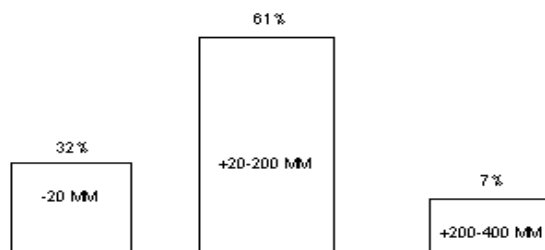


Рис. 4. Распределение гранулометрического состава горнорудной массы в отвалах конвейерного транспорта карьера Мурунтау

гических проб (1614 кусков класса крупности +50 mm) представлены: основные литологические типы руд месторождения Мурунтау; коэффициенты их крепости по М.М. Протодяконову ($K_{\text{креп.}}$); среднее содержание золота в них в условных единицах (Au, у.е.) и их доля (выход, %) в выборке. В исследованной статистической выборке мягкие породы ($K_{\text{креп.}}$ до 4), средней крепости ($K_{\text{креп.}}$ до 8) и крепкие ($K_{\text{креп.}}$ более 8) присутствуют примерно в равной пропорции. При этом породы с $K_{\text{креп.}}$ свыше 12 составляют 1/9 часть выборки (11,26%).

Таким образом, гистограмма (рис. 4) отражает статистические закономерности в распределении горнорудной массы по её прочностным свойствам, так как чем крупнее кусок, тем выше вероятность того, что он представлен породами высокой прочности.

Соответственно породы, слагающие месторождение Мурунтау, состоят, в основном, из породообразующих минералов средней прочности (класс +20-200 mm, выход – 61%, или ~2/3). Мягкие породы, априори наименее специализированные на золото, доминируют в мелкой фракции (класс -20 mm, выход – 32%, или ~1/3). Крупная фракция кусков (+200 mm) вероятнее всего представлена крепкими породами (роговики, кварциты), которые иерархически соответствуют структуре второго порядка (треть от трети = 1/9, $7 \times 9 = 63\%$), вложенной в геологическую структуру, выделенную на месторождении Мурунтау как рудовмещающая (61%).

Данная, статистически установленная закономерность показывает, что принципиально возможно обогащение забалансовых руд разделением исходной массы (от добычи или техногенных образований) по прочностным свойствам с помощью щадящего дробления, грохочения и последующей воздушно-гравитационной классификации мелкой фракции с целью выделения в **концентрат фракции крепких пород различной крупности**.

Соответственно встает вопрос о пороговых значениях разделительного признака – механической прочности породной матрицы. Если в качестве такого пока-

Таблица 1

Зависимость содержания золота от литологического типа породной матрицы руд

Код	Литологический тип	$K_{\text{креп.}}$	Au, у.е.	Выход, %
1	Черные сланцы	2÷4	1,24	18,91
2	Серицит-хлоритовые сланцы, филлиты	2÷3	1,95	16,15
1+2		2÷4	1,57	35,06
3	Метасоматиты без видимой сланцеватости	5÷7	1,88	36,46
4	Кремнистые сланцы	8÷12	6,23	17,22
5	Кварциты и роговики	12÷18	5,55	9,20
6	Кремнистые сланцы с широким развитием ожелезнения (красноцветы)	12÷15	7,19	2,06
4÷6		8÷18	6,08	28,48
	Всего		2,97	100

зателя взять коэффициент крепости пород по М.М. Протодяконову, то за пороговые можно принять его значения, равные 4 (нижний порог) и 8 (верхний порог) (табл. 1).

Следующий пример базируется на статистических данных геологического опробования скважин эксплуатационной разведки месторождения Мурунтау за период с 1987 по 1994 гг. [4]. Они характеризуют объем недр в 217,9 млн. м³, массой 566 млн. т. (табл. 2).

Согласно табл. 2, в ~1/3 разведанного объема недр (39,1%) содержание золота фоновое – 0,15 у.е. (по порогу 0,4 у.е.) и его запасы в этой доле массы не превышают 7,6% от суммарных.

Примерно в 2/3 (60,9%) разведанного объема недр среднее содержание золота равно 1,18 у.е. Следовательно, при достигнутой производительности ГМЗ-2 и с учетом проблем в обеспечении плановых поставок руды от добычи, эта часть объема может напрямую вовлекаться в заводской передел.

Таблица 2

Распределение проб по классам содержания золота по результатам геологического опробования скважин эксплуатационной разведки месторождения Мурунтау

Класс сод. Au, g/t	Число проб, шт.	Суммы сод., ΣAu	Среднее сод. Au в классе, у.е.	Доля (выход) проб, отн. %	Выхода проб по порогам, %	Коммулятивные выходы проб, %
Всего	534473	413558,4	0,77	100,0	100,0	100,0
в том числе по классам содержаний золота						
до 0,2	149351	9796,2	0,07	27,9	33,4	33,4
>0,2÷0,4	59985	21340,9	0,36	11,2		
>0,4÷0,6	53320	29788,5	0,56	10,0		
>0,6÷0,8	49146	37450,5	0,76	9,2		
>0,8÷1,0	46900	45213,0	0,96	8,8	33,7	67,1
>1,0÷1,2	43893	51144,0	1,17	8,2		
>1,2÷1,4	39803	54354,2	1,37	7,4		
>1,4÷1,6	35732	55958,1	1,57	6,7		
>1,6÷1,8	31190	55098,7	1,77	5,8	32,9	100
>1,8	25153	53414,3	2,12	4,7		
< 0,4	209336	31137,1	0,15	39,1	запасы	7,6
≥ 0,4	325137	382421,3	1,18	60,9	запасы	92,4

Таблица 3

Распределение проб по классам содержания золота
в горнорудной массе зоны 1-3 отвалов карьера Мурунтау

Классы содержания Au, у.е.	Число проб, шт.	Au, у.е.	Выход, %	Запасы (2)*(3)	Извлеч., %	Выход проб по порогам, %
0	112	0	21,41	0	0	61,18 Au = 0,13 у.е.
от 0,0 до 0,20	128	0,13	24,47	16,64	7,15	
от 0,20 до 0,40	80	0,33	15,3	26,40	11,34	
от 0,40 до 0,60	69	0,52	13,19	35,88	15,41	24,86 Au = 0,63 у.е.
от 0,60 до 0,80	47	0,72	8,99	33,84	14,54	
от 0,80 до 1,00	14	0,89	2,68	12,46	5,35	
от 1,00 до 1,20	28	1,08	5,35	30,24	12,99	13,95 Au = 1,47 у.е.
от 1,20 до 1,50	17	1,33	3,25	22,61	9,71	
от 1,50 до 2,00	18	1,65	3,44	29,70	12,76	
≥ 2,00	10	2,5	1,91	25,00	10,74	
Всего	523	0,45		232,77		

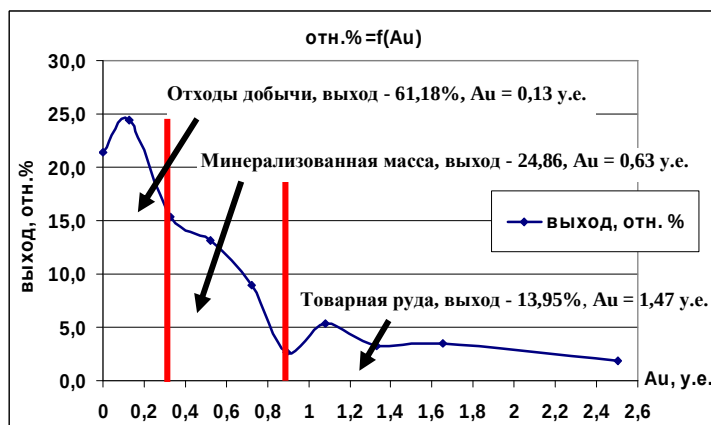


Рис. 5. Распределение проб по классам содержания золота в горнорудной массе отвалов зоны 1-3 карьера Мурунтау

Однако пороговое значение содержания золота (0,4 у.е.) в данном случае выбрано без теоретического обоснования. Если представленную статистическую совокупность разделить на три равные части по долям (выходу) проб, то получим два пороговых значения содержания золота. Первое на уровне ~0,3 (а не 0,4), второе — ~1,0 у.е. Ими и следует руководствоваться для оперативного разделения горнорудной массы месторождения Мурунтау на сорта при построении контуров селективной отработки, как недр, так и техногенных образований. В этом случае потери золота в хвостах горного производства не превысят 5%.

Следующий пример характеризует статистически представительный массив данных по скважинам шнекового бурения, пройденным на отвалах в

зоне 1-3 карьера Мурунтау, и опробованным по интервалам рейса с уходкой по 3 м (табл. 3, рис. 5).

Результаты опробования отвалов зоны 1-3 показывают, что уложенная в них горнорудная масса в среднем имеет содержание золота 0,45 у.е. Она на 61,18% состоит из породы (отходы добычи) со средним содержанием золота 0,13 у.е., на 24,86% из минерализованной массы со средним содержанием золота 0,63 у.е., и 13,95% составляет руда со средним содержанием золота 1,47 у.е. В суммарном (без отходов добычи) продукте содержание золота равно 0,95 у.е, т.к.

$$(0,45 \text{ у.е.} \cdot 1,0 - 0,13 \text{ у.е.} \cdot 0,61) : (1,0 - 0,61) = 0,95 \text{ у.е.}$$

Краткие выводы

1. Иерархия геологических структур, определяющая жесткую пропорцию — три поровну (для смежных геохимических систем в пределах одного иерархического уровня), или 1 к 9 (для геохимических систем, находящихся на смежных иерархических уровнях) — находит свое отражение и в соотношении выходов сортов руд на месторождении Мурунтау.

2. На месторождении Мурунтау за пороговые значения содержания золота (показаны вертикальными линиями на рис. 5) рекомендуется принять:

– $0,90 \pm 0,10$ г/т — для внешнего контура рудной зоны;

– $0,30 \pm 0,05$ г/т — для внешнего контура зоны внутренней вскрыши.

Среднее содержание золота во вмещающих породах (геохимическая подсистема «-» или зона внешней вскрыши) равно $0,15 \pm 0,05$ г/т.

3. Для рудоподготовки низкосортных руд Мурунтау с содержанием золота, например, менее 0,8 у.е. рекомендуется применить механические способы обогащения на основе щадящего дробления, грохочения и последующей воздушно-гравитационной классификации мелкой фракции с целью выделения в **концентрат фракции крепких пород различной крупности**. В качестве разделительного признака предлагается использовать прочностные свойства пород, а за его пороговые значения принять величины коэффициента крепости пород по М.М. Протоdjаконову равные 4 — для выделения отходов добычи, и 8 — для выделения товарной руды.

Список литературы:

1. С.Т. Бадалов. Геохимические особенности рудообразующих систем. Ташкент, «ФАН» АНРУз, 1982.
2. Аналитический обзор по материалам Всероссийской конференции «Геодинамика и напряженное состояние недр Земли», Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, 2-5 октября 2007г. admin@misd.nsc.ru
3. Шеметов П.А., Сытенков В.Н., Наимова Р.Ш. Перспективы вовлечения в переработку отходов горного производства на базе золоторудных месторождений. //Горный Вестник Узбекистана, 2009, №1. — с. 43-48.
4. Образцов А.И. Месторождение Мурунтау. Опыт изучения и разработки. Ташкент, ФАН, 2001.

СТРУКТУРНО-ТЕКТОНИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ГУЗАКСАЙСКОГО ГРАБЕНА ЧАДАКСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ

Мирзаева Г.А., геолог карьера Саук-Булак ОАО «Алмалыкский ГМК»; **Турапов М.К.**, сотрудник ИМП Госкомгеологии РУз, доктор геол.-мин. наук; **Сулейманов М.О.**, старший научный сотрудник ИМП Госкомгеологии РУз, канд. геол.-мин. наук; **Прутик Е.В.**, магистр ТашГТУ

Гузаксайский грабен - наиболее протяженная линейная структура Чадакского рудного поля. Она протягивается в субмеридиональном направлении на юг. Его граничными элементами являются Гузаксайский и Акбулак-Каракутанский разломы.

Основание грабена сложено среднекарбонowymi гранитоидами. В северной части грабен сложен вулканогенным комплексом балгалинской свиты. Это лавы и туфы амфиболитовых и биотит-амфиболитовых андезитов и андезитдацитов с прослоями терригенных пород.

В центральной части грабена (площади месторождения Гузаксай, участка Каракутан) развиты вулканогенно-осадочные образования карабауского комплекса. Покровные фации представляют туфы, лавы трахиандезитов и трахиандезитдацитов, туфоконгломераты и туфогравелиты с прослоями песчаников и алевролитов. Секущая фация представлена амфибол-биотитовыми андезитдацитами, кварцевыми сиенито-диоритовыми порфритами.

Южная часть грабена менее эродирована и покрыта образованиями вулканогенного комплекса шурабсайской свиты. Покровная фация включает в себя лавы, туфы андезитов и андезитбазальтов с прослоями туфов андезитдацитов. Широкое распространение имеет и секущая фация - это андезитбазальты.

Широкое развитие, в центральной и северной частях грабена, имеют дайковые образования, относящиеся к секущим фациям оясайского, кызылнуринского и другим комплексам рис.

Структурные особенности. Основными элементами грабена, естественно, являются его граничные разломы - Акбулак-Каракутанский и Гузаксайский, которые входят во вторую систему разломов из пяти выделенных Е.В. Ганиевой и М.О. Сулеймановым [1] в пределах рудного поля. Эта система разломов имеет субмеридиональное направление. По генетическому типу сброс, реже взброс с незначительными амплитудами.

Предполагается, что эта система в некоторой мере наследует ориентировку более древней сети нарушений, то есть является «прототектонической». По мнению Л.И. Лисогора о прототектоническом характере образования этих трещин

свидетельствуют: а) проявление их только в верхнее-среднекарбонových интрузиях; б) значительная длина (иногда до нескольких километров) при почти одинаковой ширине приоткрывания; в) древнее время заложения; г) заполнение их кварц-карбонат-золоторудными жилами.

По всей видимости, при дальнейшем геологическом формировании грабена, с выраженной тектонической активностью происходила частичная разрядка внутриблоковых напряжений. В этом случае прототектонические трещины трансформируются в разрывные нарушения типа сколов или отрывов. В этой системе выделяются Гузаксайская, Акбулак-Каракутанская, Дальняя, Карычольская, Юго-Восточная и другие разломы. Они являются основные рудолокализирующими структурами.

Гузаксайский разлом прослеживается в меридиональном направлении. Падение зоны Гузаксайского разлома западное, углы падения 60°-80°. Мощность зоны разлома (зона интенсивного дробления пород и минерализации) колеблется от 2-3 до 40 м.

Характерной особенностью Гузаксайского разлома является отсутствие единого, четко выраженного тектонического шва. Это древний разлом, полностью залеченный, о чем свидетельствуют: выполнения жилами и линзами кварца; телами ранних минеральных образований (скарны, скарноиды); неоднократное обновление.

Это основная рудовмещающая структура месторождения Гузаксай, в которой сконцентрировано около 70% оруденения. Разлом протягивается через всю площадь месторождения, на протяжении свыше 6 километров. На участках Северный Гузаксай, Боматсай он пересекает породы фундамента -гранитоиды кураминского комплекса и выражен небольшой зоной дробления, иногда выполнен дайками сиенито-диорит-порфиров. По реконструкции М.О. Сулейманова и др. [2] разлом в гранитоидах вскрыт на глубину около 500 м. В южной части его и в сопряженных с ним структурах сконцентрировано основное оруденение месторождения Гузаксай.

Акбулак-Каракутанский разлом (По М.О. Сулейманову Акбулак-Каракутанская минерали-

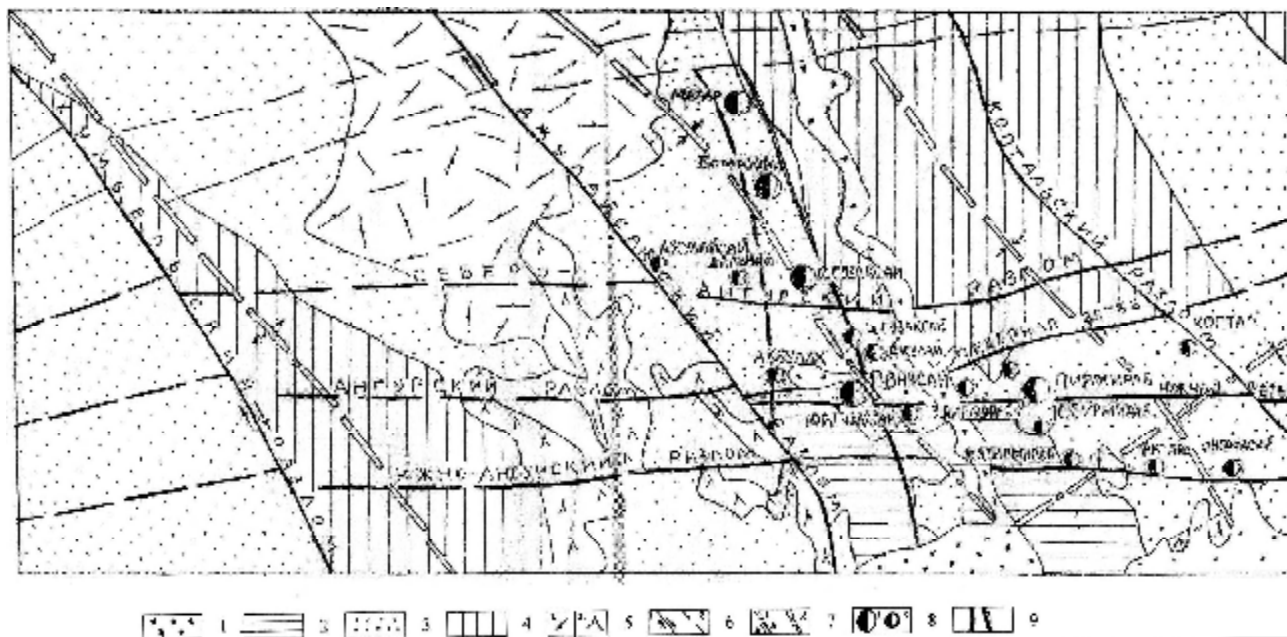


Рис. Геолого-структурная схема Чадакского рудного поля: 1 – четвертичные отложения; 2 – Герцинский структурный этаж (D_3-C_1), верхний структурный ярус (P_2-T_1); 3 – средний структурный ярус (C_2-P); 4 – нижний структурный ярус (D_3-C_1); 5 – Кызыл-тауинские кварцевые порфиры ($P-T_1$) (1), шурабсайские андезит-базальты (Psh_1) в составе верхнего структурного яруса; 6 – основные разломы прослеженные (1) и дешифрованные (2), углы падения смесителей и направлений горизонтального перемещения; 7 – антиклинальные (1) и синклиналильные складки; 8 – золотосеребряные месторождения (1), проявления (2); 9 – контур Гузаксайского грабена

зованная зона). Ограничивает грабен с востока – это мощная тектоническая структура, сложно построенная геологическая структура, состоящая из сопряжений северо-северо-западных и меридиональных разломов, выполненных магматическими телами (корневые части силлов и лавовых потоков карабауского комплекса); кварц – карбонат-гематитовыми жилами с линзами, сопровождаемая мощными зонами метасоматитов. Имеет меридиональное простирание с крутым падением на восток. Разлом блокируется многочисленными поперечными нарушениями в основном широтного, менее северо-западного и северо-восточного простираний.

Размещение оруденения, формирование рудных тел контролируются сопряжением северо-северо-западных и меридиональных разломов. В качестве примера можно привести рудные тела участков Мазар, Боматсай, в северной части грабена и рудные тела участков Каракутан, Акбулак в северо-западной части месторождения Гузаксай.

На размещение золоторудной минерализации в

зоне разлома существенное влияние оказывают экранирующие поверхности. Так же как и в Гузаксайском разломе оруденение размещается в интервале пород карабауского и минбулакского комплекса. Строение каждого узла сопряжений также весьма сложное, обусловлено влиянием структурно-литологических факторов.

В целом, можно констатировать, что Акбулак-Каракутанский разлом – это сложная геологическая структура с длительной историей становления.

Структура является и рудовмещающей, и магмовыводящей, и рудораспределяющей. В плане, в сочетании с крупными меридиональными разломами, структура Акбулак-Каракутанского разлома волнообразная.

Наиболее протяженные выпуклые части волны протяженностью 1-1,5 km, к ним приурочены участки Мазар, Каракутан, Акбулак; к выгнутым протяженностью 0,5-0,7 km – Боматсай, Северный Акбулак, Юго-Западный Акбулак. Амплитуда волны – 200-300 m.

Список литературы:

1. Е.В. Ганиева, М.О. Сулейманов и др. Оценка перспектив золотоносности Чадакского рудного поля для расширения минерально-сырьевой базы района. ИМР, 1997.
2. М.О. Сулейманов и др. Опережающее прогнозирование нетрадиционных типов золотосеребряного оруденения на юго-западном фланге месторождения Гузаксай Чадакского рудного поля, Ташкент, 2005.

ИССЛЕДОВАНИЕ НЕКОТОРЫХ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ НУРАТИНСКОГО МРАМОРНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Арипова Л.Т., старший преподаватель кафедры «Горное дело» Таш ГТУ

В последние годы в Узбекистане силами сотрудников кафедры «Горное дело» по специальности «Открытые горные работы» Ташкентского государственного технического университета проводятся широкие исследования технологических схем и способов добычи на месторождениях облицовочного камня.

На месторождении Нуратинского карьеро-управления внедряется новая технология добычи мрамора методом контурного взрывания. В связи с этим вопросы оценки изменения физико-механических свойств мрамора очень актуальны.

В основу изучения и определения физико-механических свойств Нуратинского мрамора были включены плотностные свойства, влажность и влагоемкость, предел прочности при сжатии и растяжении. Цель наших исследований заключалась в сравнении физико-механических свойств мрамора добытых взрывным и буроклиновым способами. Отбор образцов мрамора на месторождении проводился в обычном порядке на карьерах № 1, 3 по разработанной карте трещиноватости разбитой на зоны и подзоны. Эти работы на вскрышных и добычных уступах карьера № 2 были осуществлены выборочно.

При ведении работ особое внимание уделялось характеру обнажения пластов, условиям залегания пород и трещиноватости, степени однородности и выветрелости мрамора [1-3].

Отбор образцов проведен по подзонам одновременно из одного участка массива или выколотого для этих целей блока.

Для определения изменения свойств мрамора в зависимости от способов выкалывания, отбирались образцы по блокам буроклиновой и взрывной добычи, которые соответственно отмечались буквами Б и В.

Образцы для испытаний в зависимости от характера необходимых определений имели форму кубиков и плит различных размеров, ориентированных перпендикулярно, параллельно и диагонально к слоистости мрамора. При определении предела прочности на сжатие и растяжение использовались образцы в виде кубиков 50х50х50 mm.

Исследование проводилось в лаборатории физико-механических свойств горных пород кафедры.

Плотностные свойства

Удельный вес определяли пикнометрическим методом, величина его колеблется в узких пределах от 2,67 g/sm³ до 2,95 g/sm³ в среднем составила 2,75 g/sm³.

Объемный вес определяли гидростатическим взвешиванием с предварительным парафинированием образцов. Установлено его изменение в пределах от 2,44 g/sm³ до 2,73 g/sm³, что в среднем составляет 2,66 g/sm³.

Исследование, проведенное по определению пористости мрамора показало его изменение в достаточно широких пределах от 0,38% до 8,2%. С течением времени образцы высыхают, в связи с чем их пористость увеличивается на 1-3%. Увеличение пористости у образцов добытых взрывным способом весьма незначительно по сравнению с образцами буроклиновой добычи мрамора.

Гидравлические свойства мрамора

К основным гидравлическим свойствам пород относятся влажность и влагоемкость. Влажность определялась в лабораторных условиях по общеизвестной методике и формуле:

$$W = \frac{G - G_1}{G_1} \cdot 100 \% \quad (1)$$

где W – влажность, %;

G – вес образца в естественных условиях до сушки, g;

G₁ – вес высушенного образца, g.

Результаты влажности мрамора, изменяется от 0,12% до 1,38%. Влагоемкость определялась свободным насыщением пород при атмосферном давлении на образцах, которые находились в сосудах для определения влажности. Влагоемкость мрамора определялась по формуле:

$$W = \frac{G_2 - G_1}{G_1} \cdot 100 \% \quad (2)$$

где W – влагоемкость мрамора, %;

G₁ – вес высушенного образца, g;

G₂ – вес образца породы насыщенного водой, g.

Диапазон ее изменения колеблется от 0,09% до

Таблица

Показатели	Ед. изм.	Способ добычи	
		буроклиновым	взрывной
Плотностные свойства:			
а) удельный вес	g/sm ³		2,75
б) объемный вес	g/sm ³		2,73
в) открытая пористость	%	0,23	0,3-0,41
г) общая пористость	%	0,38	0,71-0,73
Гидравлические свойства:			
а) влажность	%	0,76	0,8-0,9
б) влагоемкость	%	0,24	0,2-0,32
Пределы прочности:			
а) при растяжении	МПа	13,7-24,3	12,4-27,3
б) при сжатии		70,8-144	71-130

1,36% в среднем 0,23%.

Как показали проведенные исследования наибольшая величина влажности и влагоемкости наблюдается у проб взятых из зон, находящихся в области выветрелого, сильно трещиноватого мрамора, и поэтому увеличение значений у этих образцов закономерно.

Определение прочностных свойств мрамора

В лаборатории физико-механических свойств ТашГТУ определялись следующие параметры прочности: предел прочности на одноосное сжатие на образцах правильной формы; предел прочности на растяжение.

Предел прочности на одноосное сжатие вычислялся по формуле

$$s_{сж} = \frac{P_{max}}{S} \quad (3)$$

где $s_{сж}$ - предел прочности при сжатии, kg;

P_{max} - максимальная разрушающая сила при сжатии, kg;

S - площадь приложения разрушающей силы, sm².

По результатам видно, что значения предела прочности на одноосное сжатие в правильных образцах мрамора колеблется в широких пределах от 45 до 190 МПа.

Также были проведены испытания по определению предела прочности мрамора на растяжение, методом многократного раскалыва-

ния на образцах правильной формы.

Сущность метода заключается в определении максимальной разрушающей силы при раскалывании породы пластинчатой формы клиньями. При этом в плоскости нагружения возникают равномерно распределенные растягивающие напряжения и определяется предел прочности на растяжение.

Предел прочности при растяжении определялся по вышеизложенному методу и рассчитывался по следующей формуле:

$$s_{растяж} = \frac{P_{max}}{h \cdot l_p}$$

где $s_{растяж}$ - предел прочности на растяжение;

P_{max} - максимальная разрушающая сила раскалывания, kg;

h - толщина испытуемого образца пластин, sm;

l_p - длина раскола, sm.

Результаты проведенных испытаний показали, что предел прочности при растяжении мрамора Нуратинского месторождения колеблется в достаточно широких пределах от 8 до 19 МПа.

Следует отметить, что одним из важных условий при определении предела прочности при растяжении является обеспечение действия нагрузки по линии (т.е. площадь нагружения должна быть равна нулю).

Из-за неровностей плоскостей пластин горных пород эта площадь отличается от нулевой, а, следовательно, предел прочности при растяжении получается несколько завышенным по сравнению с истинным.

При расчетах рекомендуется пользоваться максимальным значением предела прочности при одноосном сжатии и минимальном значении предела прочности при растяжении.

Общая оценка результатов исследований

В результате проведенных испытаний по определению некоторых свойств мрамора Нуратинского месторождения сделана общая оценка результатов исследований и сделан вывод: мраморные блоки добытые взрывным способом по своим физико-механическим свойствам существенно не отличаются от физико-механических свойств блоков добытых буроклиновым способом.

Список литературы:

1. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. Недра 1984 г.
2. Арипова Ф.М. Методическое пособие по выполнению лабораторных работ по курсу геомеханика, физика механические свойства горных пород. Ташкент 1999 на русском языке.
3. Арипова Ф.М. Физико-механические свойства горных пород некоторых месторождений Средней Азии. Фан 1977.

КОНЦЕПЦИЯ РАЗВИТИЯ ИННОВАЦИОННЫХ ПРОДУКТОВ И ТЕХНОЛОГИЙ НА ПРОМЫШЛЕННЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

Санакулов К.С., генеральный директор НГМК, док. техн. наук; Шеметов П.А., главный инженер НГМК, док. техн. наук

В Узбекистане за годы независимости достигнуты кардинальные успехи в формировании институтов социально-ориентированной рыночной экономики и правовых механизмов. При этом значительное внимание уделяется развитию инновационной деятельности и созданию инфраструктур инновационной системы. На первой сессии Олий Мажлиса РУз в феврале 1995 г. И.А. Каримов сказал: «Нам предстоит разработать концепцию и национальную программу внедрения малых наукоёмких технологий производства, способных за короткое время насытить внутренний рынок и производить экспортоориентированную продукцию».

Рассмотрим на примере Навоийского горно-металлургического комбината (Навоийского ГМК) корпоративную концепцию развития инновационных продуктов и технологий промышленных предприятий на среднесрочную перспективу. Под развитием инновационных продуктов и технологий в Навоийском ГМК в данной статье понимается повышение уровня эффективности горно-металлургического производства и геотехнологии посредством непрерывного внедрения и освоения прогрессивной техники и технологий на базе новых знаний, а также соответствующих организационных изменений, обеспечивающих экономическую эффективность нововведений. Сегодня Навоийский ГМК входит в первую десятку лидирующих мировых горных компаний по добыче золота и урана. Степень адаптации Навоийского ГМК к современным условиям можно охарактеризовать как высокую. Анализ состояния и тенденций развития промышленных подразделений комбината свидетельствует, что производство оснащено мощным и высокоэффективным технологическим оборудованием, удовлетворяющим современным требованиям и позволяющим обеспечить гарантированное высокое качество продукции. Внедрение инноваций рассматривается в Навоийском ГМК как способ обеспечения высокого качества и конкурентоспособности производимой продукции, поддержания высоких темпов производства и уровня доходности. Концепция инновационного развития Навоийского ГМК ориентирована на лидерство на мировом рынке.

Для рассмотрения основных вопросов производственной и научно-технической деятельности в Навоийском ГМК на правах совещательного органа создан научно-технический совет (НТС), состоящий из шести секций – горно-геологической, технологической, энерго-механической, строительной, автоматизированных систем управления, аналитических методов исследований. Председателем НТС является главный инженер. В комбинате также действует Система ин-

новационных технологий Навоийского ГМК (рис. 1) в организационную структуру которой входят производственно-технический и инновационный отдел (ПТИО) и Центр инновационных технологий (ЦИТ). Основными задачами ПТИО являются выполнение комплекса работ по: разработке и внедрению планов научно-исследовательских работ, новой техники и технологии; управлению процессом изобретательской, патентно-лицензионной и рационализаторской работы; обработке и оформлению материалов, предназначенных для открытого опубликования; оказания помощи регистрации патента, в оформлении гранта. Основной задачей Центра инновационных технологий является увеличение вклада Навоийского ГМК в дело формирования национальной инновационной системы Узбекистана. Задачами ЦИТ являются: методическое руководство службами инновационных технологий и ответственными лицами по инновационным технологиям подразделений; подготовка научно-технических материалов для формирования ежегодных и среднесрочных программ внедрения инновационных технологий и НИОКР в производство на основе международных и отечественных прикладных научных разработок; обеспечение сбора и проведение анализа потребности подразделений комбината в инновационных решениях по совершенствованию технологических процессов, внедрению новых технологий, сокращению ресурсоемкости производства, повышению фондоотдачи, эффективности труда; подготовка мероприятий и координация работ по ежегодному участию Навоийского ГМК в Республиканской ярмарке инновационных идей, технологий и проектов.

Таким образом, согласно организационной структуре инновационных технологий ЦИТ осуществляет методическое руководство службами инновационных технологий подразделений комбината и ответственными лицами по инновационным технологиям, Центральной научно-исследовательской лаборатории и Опытно-методической геолого-технологической партии.

Научно-технический совет утверждает комплекс мероприятий по развитию инновационных продуктов и технологий на среднесрочную перспективу Навоийского ГМК, производит обсуждение и утверждение плана по отбору инновационных продуктов и технологий на следующий календарный год. Осуществляет координацию и разработку планов производственной деятельности; планов научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ; планов разработки и внедрения новой техники и технологии; планов внедрения передовых методов труда и пр. НТС рассматривает научные и производственные проблемы и производит отбор проектов для заключения договоров с



Рис. 1. Организационная структура системы инновационных технологий Навоийского ГМК

ведущими институтами Академии наук РУз, ВУЗами Республики и зарубежными ВУЗами и НИИ.

На НТС производится отбор для включения инновационных проектов, внедряемых в производство с использованием местного сырья в Программу локализации производства готовой продукции, комплектующих изделий и материалов на основе промышленной кооперации. Приказом по Навоийскому ГМК создан «Фонд модернизации и новых технологий Навоийского ГМК», которым определены источники Фонда: - 0,025% от амортизационных отчислений; - 0,025% от чистой прибыли; - другие целевые поступления от заказчиков. Утверждена сводная смета поступлений и расходования средств «Фонда...» на текущий год.

Огромный объем работ по проектированию горно-перерабатывающих предприятий, освоению новой техники и технологий вызвал необходимость широкого привлечения научно-исследовательских и проектных институтов.

В коллективе Навоийского ГМК выработалось стремление к тесному содружеству ученых и производственников, что значительно ускорило внедрение разработок. Все прикладные НИОКР и инновации имеют четкую ориентацию на решение наиболее актуальных задач технологического перевооружения и повышения эффективности горно-перерабатывающих производств, обеспечивая непрерывность цикла «НИОКР – технология – производство». Освоение новой техники и технологий обеспечило становление рабочего класса, заинтересованного в продолжении и развитии процессов модернизации. Внедрялись и проходили обкатку прогрессивные технические решения и передовые технологии на горно-перерабатывающих производствах и поддерживался спрос на них. Сегодня в Навоийском ГМК есть два преимущества, которые помогают развивать инновационную составля-

ющую. Это современное производство и интеллектуальный потенциал. В табл. 1 представлены основные инновационные продукты и технологии, реализованные с 2000 г. в Навоийском ГМК, позволившие увеличить переработку руды в 1,64 раза, а выпуск золота в 1,28 раза.

Особо хочется остановиться на инновационных технологиях используемых для сельхозпредприятий региона Центральных Кызылкумов - это метод гидропоники и капельного орошения. Практическое применение на агрофирме «Дустлик» Навоийского ГМК находит проращивание зерна пшеницы методом гидропоники на зеленый корм, для обеспечения потребности животных в витаминизированных кормах в осенне - зимний период. Цех гидропоники размещен на 231 м². Мощность цеха составляет 1008 kg/sut готовой

продукции. Усвояемость кормов достигает 90%. Эффективность при кормлении кормом, полученным гидропонным способом составляет 7,7 млн. сум в год. Применение капельного орошения на полив яблоневого сада агрофирмы «Дустлик» позволяет экономить 831,8 сум/га.

Перспективной инновационной технологией является анаэробная переработка навоза и органических отходов в биогазовых установках. Зарафшанским горным предприятием «Поток» закончено строительство на базе сельхозпредприятия модульной установки по производству биогаза. Достигнут выход на проектные параметры 400 м³ газа в сутки, планируется пуск в эксплуатацию ещё 2-х метантанков и увеличение производства биогаза до 1000 м³ в сутки. Полученный газ используется для горячего водоснабжения скотоводческой фермы, отопления животноводческих помещений, теплиц, сушки сельскохозяйственных продуктов, приготовления пищи для животных.

Развитие информационно-коммуникационных технологий в Навоийском ГМК направлено на внедрение новых, усовершенствованных существующих технологий, позволяющих повысить эффективность производства, увеличить производительность труда и снизить себестоимость продукции. Разработка и внедрение интегрированных систем управления производственными процессами Навоийского ГМК представлены в табл. 2.

На настоящий период практически на всех технологических переделах добычи, обогащения, извлечения действуют АСУТП выполняющие следующие функции: контроль и сигнализация отклонений от норм технологического регламента; защита и блокировки; регулирование и стабилизация технологических параметров; логико-программное управление; отображение и архивация технологических парамет-

Таблица 1

Основные инновационные продукты и технологии, реализованные с 2000 г. в Навоийском ГМК

Название	Реализация и эффективность применения
Завод ЭВВ Производство эмульсионных взрывчатых веществ; система радиовзрывания Друза-М; система неэлектрического инициирования	Снижение себестоимости и повышение безопасности взрывных работ. Экономия 10 млн. \$.
Наклонно-транспортный съезд с сечением >20 м ²	Повышение производительности подземных горных работ в 4 раза
ЦПТ-РУДА, КНК-30 Технология транспортирования горнорудной массы из карьера на 30 м под углом 39°	Повышение производительности и снижение себестоимости открытых горных работ, сокращение парка большегрузных автосамосвалов в 1,5 раза
Гидроциклонные установки	Увеличение производительности завода на 30% без расширения площадей
Технология промывки фосфоритовых руд	Повышение качества перерабатываемой руды; укладка отходов производства в отработанном пространстве карьера. Экономия 10-15 млн. \$.
Технологический процесс SELEKT	Увеличивает в 1,2 – 1,5 раза содержание золота в товарной руде
Технология окисления сульфидных руд с помощью микроорганизмов «BIOX»	Увеличение степени извлечения золота в металлургическом процессе
Технология интенсивного гравитационного обогащения золото-содержащих руд	Увеличение степени извлечения золота в металлургическом процессе
Технология комплексной переработки уранового сырья	Попутное извлечение урана из нитратных растворов переработки урана
Усовершенствование технологии предварительного окисления урана на рудном массиве	Получение кондиционных растворов на стадии закисления. Интенсификация процессов добычи урана и снижение себестоимости на 8-10%
Переработка и получение закиси-оксида урана из техногенных месторождений	Доработка целлюлозы после подземной отработки
Самходное горно-транспортное оборудование	Повышение производительности труда в 4 раза и безопасности подземных горных работ
Технология механоплазменной обработки футеровок конусных дробилок на токарно-карусельном станке мод. 1550. Технология изготовления фрезы червячный модуль 20	Повышение производительности механообработки футеровок в 3-4 раза. Экономия валютных средств.
Технология изготовления вращающейся горизонтальной трубной печи; получение жидкого стекла; сульфата железа	Снижение затрат в 3,0 раза
Разработка и внедрение износостойкого сплава ИЧХ8Г10 для наковальни дробилки 4-й стадии дробления ЦКВЗ; внедрение аустенитного чугуна для футеровок течек на ГМЗ-2 в замен сплава 300Х32Н2М2ТЛ	Экономия валютных средств. Снижение затрат в 2 раза
Станок фрезерно-расточной многоинструментальный модель НФ-630МФ; специальный расточный станок для обработки траков гусеничных экскаваторов	Развитие экспортоориентированной продукции. Снижение затрат в 2,5 раза
Фрезерные комбайны МТС-250, Виртген	Повышение выпуска фосфоропродукции на 100 тыс. т в год
Технология посамосвального разделения фосфоритов по классам содержания фосфорного ангидрида	Обеспечение выхода товарной руды на 5-6% от суммарной добычи фосфоритов
Технология капельного орошения и гидропоника	Снижение затрат в 4,0 раза

ров; оптимизация технологического процесса; дополнительные специфические функции.

На гидрометаллургических заводах автоматизированы технологические объекты: корпус крупного дробления; главный корпус; мельничные блоки цеха измельчения; гидроциклонная установка; отделение сгущения; отделение сорбции; отделение регенерации; компрессорная станция; маслостанция.

Внедрение АСУ ТП обеспечило: повышение эффективности производства, безопасности проведения технологических процессов, улучшение эргономики труда операторов процесса, сокращение участия человеческого фактора в управлении технологическим процессом. Новые АСУ ТП создаются на базе программно-технических средств автоматизации производства фирмы SIEMENS, позволившие расширить функциональные возможности автоматизированных систем. Взамен локальных систем автоматизации создаются Автоматизированные технологические комплексы, обеспечивающие выход на заданную производительность в основном за счет автоматизации технологических процессов: комплекс переработки сульфидных руд по технологии BIOX; Кызылкумский фосфоритный комплекс; рудосортировочный комплекс.

Для оптимального управления мельничными бло-

ками применен метод математического моделирования, по которому реализована система управления восемью мельничными блоками, позволившая увеличить производительность каждого блока на 45-50 тыс. т в год. В дальнейшем планируется поэтапное тиражирование системы на все мельничные блоки.

С привлечением специалистов Межотраслевого центра «Стратегических инноваций и информатизации» (г. Ташкент) созданы автоматизированные рабочие места для служб главного геолога, механика, энергетика, диспетчерских служб, руководства основных подразделений. Внедрены АРМ проектировщиков-строителей Центрального проектного бюро и конструкторов Центрального конструкторского бюро, «АСУ-Энерго ГМЗ-2».

Для извлечения золота из сульфидных руд осуществляется строительство производства по технологии BIOX[®] с применением автоматизированной системы управления технологическим процессом. Увеличение объемов выпускаемой продукции на заводе Эмульсионных взрывчатых веществ, Кызылкумского фосфоритового комбината, потребовало кардинальной модернизации управляющих программных комплексов соответствующих современным требованиям интенсификации производства. Бухгалтерские, планово-экономические службы обеспечены программно-

Таблица 2

Разработка и внедрение интегрированных систем управления

Наименование	Назначение и цели создания системы
АСУТП-БИОХ; АСУТП-СОРБ; АСУТП-РЕГЕН; АСУТП-КФК; АСУ-УПР; АСУТП – ЛСУ; АСУТП – КС; АСУТП – ЦКС	Контроль, защита и блокировка, отображение, архивация технологических параметров. Автоматическое регулирование параметров логико-программное управление
Пилотный проект интегрированной автоматизированной системы управления ГМЗ-2 (ИАСУ-ГМЗ-2)	Для интеграции информационных ресурсов АРМов руководителей завода и специалистов отделов, операторов цехов в единое информационное пространство на базе унифицированных информационно-коммуникационных решений
Система «САУ Ташкура»	Для автоматизации работы отдельных технологических служб Управления карьера Ташкура
Система АРМов Мурунтау	Повышение экономической эффективности рудника за счет автоматизации работы специалистов главного энергетика и механика, ЦРГО и Энергоцеха по решению задач учёта, планирования, управления и контроля
Автоматизированная Система Управления (АСУ-ЭНЕРГО ГМЗ-2)	Предназначена для решения задач учета электроэнергии, мониторинга работы и планирования ремонта электрооборудования
Автоматизированная система управления капитальным строительством (АСУ-КС)	Для автоматизации планирования, учета и мониторинга этапов выполнения договоров, ресурсов и состояния объектов капитального строительства
Системы бухгалтерского и материального учета	Автоматизация бухгалтерского и материального учета
Информационная Система делопроизводства и контроль исполнения	Для автоматизации процесса работы с исходящими, входящими и внутренними документами руководства предприятия, канцелярии и структурных подразделений
Автоматизированный комплекс систем управления трубного производства ПВХ, ПЭ	Для автоматизации управления процессами производства труб

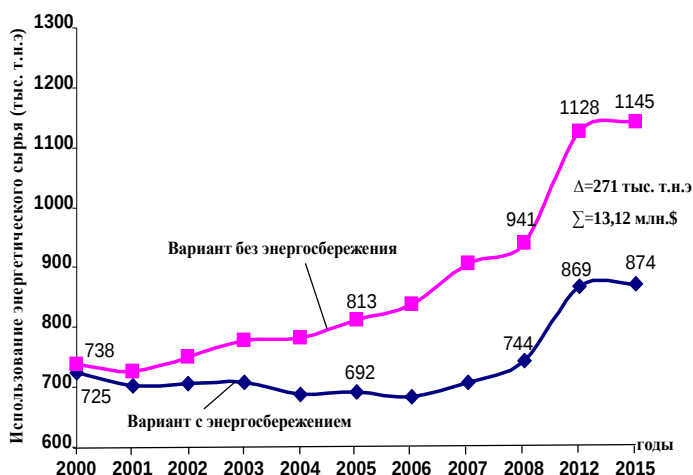


Рис. 2. Использование энергетического сырья в 2000-2008 гг. и прогноз потребности энергоресурсов до 2015 г. в Навоийском ГМК

техническими средствами, позволяющие сократить: сроки сдачи бухгалтерской отчетности до 10 дней (на 60%); время подготовки и выдачи оперативной информации на 80%; объем бумажного документооборота в бухгалтерских службах на 30%.

Годовое потребление топливно-энергетических ресурсов в Навоийском ГМК приближается к 800 тыс. т нефтяного эквивалента (т.н.э). Исходя из специфики горно-перерабатывающих производств в Навоийском ГМК проводится планомерная работа по снижению энергоемкости выпускаемой продукции, внедрению энергосберегающих технологий и оборудования. Как известно, экономия электроэнергии в системах энергоснабжения промышленных предприятий основывается на минимизации общих потерь, складывающихся из номинальных и дополнительных. Эксплуатация систем энергоснабжения ведется на оптимальных или квазиоптимальных режимах загрузки элементов системы, улучшения качества электроэнергии, применения компенсации реактивной мощности и внедрения современной элементной базы. Наряду с этими на-

правлениями в снижении потерь электрической энергии в системах промышленного электроснабжения для улучшения систем учета и контроля за реализацией и использованием энергоресурсов реализуются работы по внедрению автоматизированной системы контроля учета энергоресурсов на всех промплощадках Навоийского ГМК. «АСУ-Энерго» позволяет получать данные в режиме реального времени и управлять потреблением ресурсов. Экономический эффект от внедрения автоматизированных систем контроля и учета энергоресурсов за период с 2009 до 2012 г. составляет около 7,0 млрд. сум. Разработана первая очередь автоматизированной системы «АСУ - Энерго ГМЗ - 2», охватывающая основные задачи уровня АСУП и состоящая из подсистем: «Оборудование»; «Планирование и учёт»; «Заявки и контроль». Указанные подсистемы внедрены в эксплуатацию в энергетической службе ГМЗ-2. Информационное обеспечение и механизм создания баз данных системы "АСУ - Энерго ГМЗ-2" реализованы на основе реляционной технологии; в качестве системы управления базами данных использован Borland Interbase; прикладное программное обеспечение реализовано в среде программирования Delphi; архитектура системы - клиент/сервер.

Учитывая, что в соответствии со стратегией развития Навоийского ГМК в перспективе до 2015 г., объем производства промышленной продукции возрастет на 10-20%, ожидается экономия энергетического сырья до 271 тыс. т.н.э. при этом экономия сырья составит 24% в год (рис. 2). В 2008 г. Навоийский ГМК сэкономил 123,9 млн. кВт/ч электроэнергии или 3,92 % от потребления; 10,1 млн. м³ природного газа (8%); 15613 т мазута (32,4%); 90,85 тыс. Гкал тепловой энергии (5,25%); 12,2 млн. м³ воды (7,75%); 343,1 т бензина (2,93%); 2,56 тыс. т дизельного топлива (1,96%) на общую сумму 13,12 млн. долларов США.

Таким образом, сегодня в Навоийском ГМК на горно-перерабатывающих предприятиях имеется современное производство и накоплен значительный

интеллектуальный потенциал. Концепция развития инновационных продуктов и технологий построена на непрерывном внедрении и освоении новой техники и

технологий на базе новых знаний, а также соответствующих организационных усовершенствований.

УДК 622

© Сытенков В.Н., Коломников С.С., Наимова Р.Ш. 2009 г.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ФОРМИРОВАНИЯ ВНУТРЕННИХ ОТВАЛОВ В ОТРАБОТАННОЙ ЧАСТИ КАРЬЕРА МУРУНТАУ

Сытенков В.Н., главный инженер Центрального рудоуправления НГМК, докт. техн. наук, профессор; **Коломников С.С.**, начальник ПТО рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук; **Наимова Р.Ш.**, зав. кафедрой «Естественные и общетехнические дисциплины» Зарафшанского ОТФ НГТИ, канд. техн. наук

Особенностью открытого способа разработки крутопадающих месторождений на современном этапе развития является постоянное увеличение глубины карьеров, что предопределяет системное повышение затрат на добычу, главным образом, из-за роста транспортных расходов и, как правило, объемов вскрыши. Кроме того, снижается производительность труда, ухудшается санитарно-гигиеническая обстановка в выработанном пространстве и т.д. Одновременно усиливается влияние экологического фактора, что связано с необходимостью отчуждения сельскохозяйственных земель для размещения внешних отвалов, которые являются мощным источником пылевых выделений. При таких условиях одним из принципиально новых технологических решений, направленных на улучшение технико-экономических и экологических показателей освоения месторождений, может стать разработка и внедрение технологических схем формирования внутренних отвалов в выработанном пространстве карьера.

Известно, что технологические схемы разработки крутопадающих месторождений определяются геометрическими параметрами залежи, применяемой системой разработки, видом используемого транспорта и др. При разработке крутопадающих месторождений с применением внутреннего отвалообразования на экономическую эффективность и площадь отчуждаемых земель наибольшее влияние оказывают объем внутреннего отвала и сокращение расстояния транспортирования вскрышных пород в отвал. Кроме того, при оценке технологических схем необходимо учитывать время формирования внутреннего отвала (рис. 1-5, табл.).

При этом геологические характеристики пород, горнотехнические условия, технология ведения работ в рабочем пространстве, требования безопасности и время существования определяют основные параметры внутренних отвалов, таких как количество и высота ярусов, минимальные раз-

меры в плане. Применяемые параметры отвала должны обеспечивать, кроме того, возможность его отгрузки в случае временного хранения горной массы.

При открытой разработке слабонаклонных и крутопадающих месторождений накоплен большой опыт формирования отвалов (табл.) в различных горнотехнических условиях (устойчивое и неустойчивое основание, равнинный, холмистый и нагорный рельеф, одно- и многоярусная конструкция), при разном расположении (внешние и внутренние) и разных способах обеспечения безопасности (сохранение устойчивости и управляемое сдвигание). Использование этого опыта при организации внутреннего отвалообразования в карьере Мурунтау имеет существенное значение.

Разработанная классификация отвалов, являющаяся логическим развитием классификации акад. Н.В. Мельникова, будет способствовать выбору рациональных технологических схем отвалообразования для конкретных горнотехнических условий и правильной организации отвальных работ в карьерах на крутопадающих месторождениях.



Рис. 1. Разгрузка автосамосвала на отвале при периферийном способе отвалообразования

Применение в карьере Мурунтау в качестве сборочного внутрикарьерного транспорта большегрузных автосамосвалов предопределяет бульдозерный способ внутреннего отвалообразования, которое по технологии формирования и

организации работ подразделяется на два способа – периферийное и площадное.

При периферийном отвалообразовании автосамосвалы разгружаются по периферии отвального фронта в непосредственной близости от

Таблица

Классификация внутренних отвалов

Классификационный признак	Особенности классификационного признака	Условия применения
1. По местоположению	1.1. На конечном контуре карьера. 1.2. На промежуточном контуре карьера. 1.3. На откосе борта карьера.	1.1. Окончание горных работ на части или всем карьерном поле. 1.2. Временное прекращение работ на части карьерного поля. 1.3. Угол откоса борта меньше угла естественного откоса пород в отвале.
2. По условиям формирования отвала	2.1. Не требует проведения дополнительных работ. 2.2. Требуется проведение дополнительных работ.	2.1. Формирование отвала может начаться в любое время. 2.2. Формирование отвала может начаться после проведения съездов, создания разгрузочных площадок и дополнительных сооружений.
3. По числу ярусов	3.1. Одноярусные. 3.2. Многоярусные.	3.1. Отсутствие ограничений высоты яруса. 3.2. Наличие ограничений высоты яруса.
4. По способу управления устойчивостью отвала	4.1. С сохранением устойчивости отвала. 4.2. С управляемым сдвижением отвала.	4.1. Высота отвала ограничивается несущей способностью пород отвала и (или) основания. 4.2. Склонность пород в отвале и (или) основании к текучести по мере роста нагрузки с увеличением высоты отвала.
5. По способу отсыпки пород	5.1. Площадной 5.2. Периферийный 5.3. Сосредоточенный (точечный)	5.1. Начальная стадия формирования отвала. Слабая несущая способность пород в отвале. 5.2. Хорошая несущая способность пород в отвале. 5.3. Наличие заполняемого пространства с крутыми откосами природного или техногенного происхождения и возможностью разгрузки пород в заполняемое пространство: непосредственно из транспортных средств; со специальных сооружений (эстакад, оборудованных разгрузочных площадок и т.п.).
6. По средствам механизации отвальных работ	6.1. С перемещением пород бульдозерами через верхнюю бровку отвала. 6.2. С укладкой пород в отвал консольным отвалообразователем. 6.3. С укладкой пород в заполняемое пространство средствами колесного транспорта.	6.1. При автотранспорте с разгрузкой на верхнюю площадку или откос отвала. 6.2. Возможность создания рабочей площадки для: размещения конвейера при периферийном способе отсыпки породы в заполняемое пространство; установки консольного отвалообразователя при сосредоточенном способе отсыпки породы в заполняемое пространство. 6.3. Создание условий для разгрузки средств колесного транспорта непосредственно в заполняемое пространство без дополнительного перемещения пород бульдозерами.
7. По назначению	7.1. Хранение пород. 7.2. Обеспечение безопасности горных работ. 7.3. Выполнение функций конструктивных элементов карьера. 7.4. Выполнение функций технологических элементов карьера.	7.1. Необходимость постоянного или временного хранения пород. 7.2. Создание удерживающих сооружений для повышения устойчивости породных массивов. 7.3. Возможность формирования насыпных транспортных берм и съездов. 7.4. Необходимость и возможность создания буферных элементов в транспортных системах.
8. По времени хранения пород	8.1. Постоянные. 8.2. Временные.	8.1. Породы отвала не являются потенциальным сырьем. 8.2. Породы отвала: являются потенциальным сырьем; отвал размещается в зоне планируемых работ.
9. По предварительной подготовке основания	9.1. Не требует. 9.2. Требуется объемно-планировочных работ. 9.3. Требуется специальной подготовки.	9.1. Отсыпка на существующий контур карьера. 9.2. Отсыпка на ранее сформированный отвал. 9.3. Создание в основании отвала перегрузочных устройств.
10. По предварительной подготовке разгрузочной площадки	10.1. Не требует. 10.2. Требуется специальной подготовки.	10.1. Площадная или периферийная укладка пород в отвал. 10.2. Сооружение разгрузочных устройств при сосредоточенной (точечной) укладке пород в отвал.
11. По способу создания заполняемого пространства для внутреннего отвала	11.1. Использование особенностей размещения рудных тел в горном массиве. 11.2. Опережающее создание заполняемого пространства на части карьерного поля. 11.3. Использование технологических особенностей формирования выработанного пространства карьера.	11.1. Опережающая отработка рудных тел с выходом на конечный контур в части карьерного поля. 11.2. Наличие карьерного поля, вытянутого по простиранию рудного тела. 11.3. Наличие участков борта карьера, угол откоса которых меньше угла естественного откоса пород.
12. По повторяемости выемочно-погрузочных и отвальных работ	12.1. Не повторяются. 12.2. Повторяются циклично.	12.1. Возможность опережающей отработки части вытянутого карьерного поля с последующим разовым заполнением породой для постоянного хранения. 12.2. Возможность выполнения повторяющегося цикла «опережающая отработка – заполнение – освобождение – опережающая отработка» на смежных участках карьерного поля.
13. По потребительским свойствам пород	13.1. Пустая порода-1. 13.2. Пустая порода-2. 13.3. Минерализованная горная масса. 13.4. Забалансовая руда.	13.1. Использование в качестве товарной продукции не предусматривается. 13.2. Предусматривается использование в качестве дополнительной товарной продукции. 13.3. Рассматривается в качестве потенциального сырьевого источника на продолжении прогнозируемого периода. 13.4. Рассматривается в качестве сырьевого источника на продолжении проектируемого периода.
14. По отношению к рабочей зоне карьера	14.1. Выемочно-погрузочные и отвальные работы разобщены в горизонтальной плоскости. 14.2. Выемочно-погрузочные и отвальные работы разобщены в вертикальной и горизонтальной плоскости.	14.1. Работы выполняются на смежных участках карьерного поля. 14.2. Работы выполняются на разобщенных в пространстве участках карьерного поля (на откосе борта карьера, при отработке рудных тел с опережающим выходом на конечный контур карьера).

верхней бровки отвального откоса или под откос (рис. 1). Часть или вся порода в этом случае бульдозером сталкивается под откос.

При площадном отвалообразовании разгрузка породы из самосвалов производится по всей площади отвала или на значительной части его, а затем бульдозером планируют отсыпaeмый слой породы, укатываемой катками, после чего цикл повторяется (рис. 2). При внедрении в практику карьера Мурунтау внутреннего отвалообразования в большинстве случаев целесообразно более экономичное периферийное отвалообразование, при котором меньше объем планировочных работ. Тем не менее, существует ряд горнотехнических условий, при которых площадное отвалообразование может и должно применяться. Это, прежде всего, обеспечение безопасности при складировании склонных к деформации пород; ведение работ на отвале при его большой высоте и значительном проявлении просадочных деформаций зоны разгрузки автосамосвалов около верхней бровки отвала. Кроме того, площадное отвалообразование применяется для интенсификации строительства насыпных транспортных коммуникаций при условии возможности двухстороннего доступа к месту производства работ (рис. 3).

При внедрении внутреннего отвалообразования в стесненных условиях крутопадающих месторождений практически каждый внутренний отвал начинается с площадного отвалообразования вдоль выработанного пространства. При этом вся порода бульдозером перемещается в выработанное пространство в направлении предполагаемого развития отвала до тех пор, пока не будет сформирована разворотная площадка для автосамосвалов с углом откоса отвала соответствующему углу естественного откоса. После формирования разворотной площадки с параметрами, позволяющими вести разгрузку породы на верхнюю бровку или под откос начинается этап периферийного отвалообразования. При периферийном отвалообразовании имеет смысл выделить и отдельно рассмотреть частый случай точечного формирования отвала (рис. 4). Данный способ характерен тем, что при большой высоте разгрузки породы время ее накопления в отвальном ярусе до формирования разгрузочной площадки может быть весьма продолжительным. Достоинством данного способа является максимальное использование наиболее



Рис. 2. Вид отвала и разгрузка автосамосвала при площадном отвалообразовании

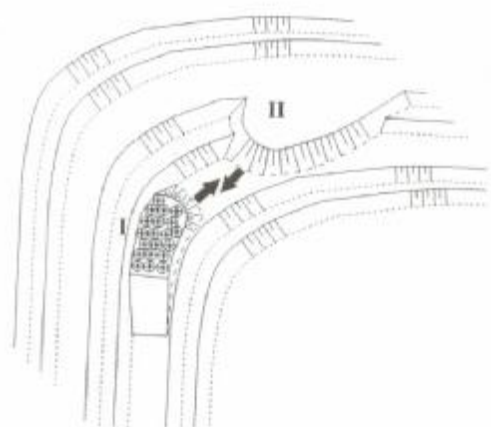


Рис. 3. Использование комбинации площадного (1) и периферийного (11) отвалообразования при строительстве насыпного съезда

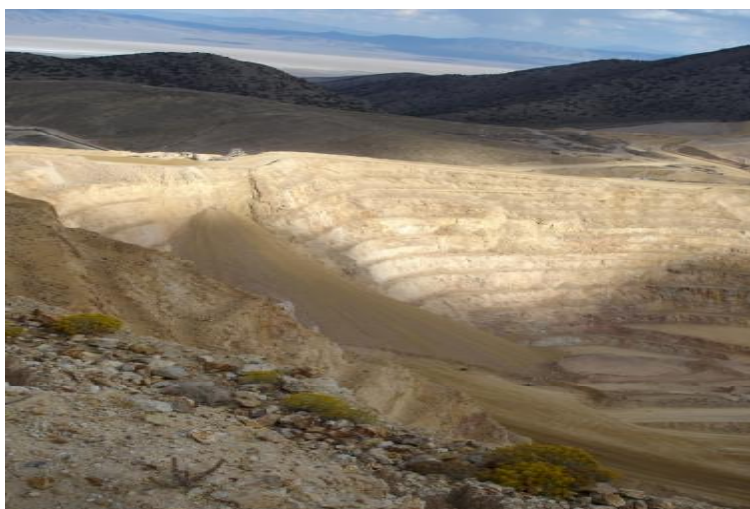


Рис. 4. Вид внутреннего отвала при его формировании точечным способом на большую высоту

экономичного гравитационного перемещения горной массы и возможность сохранения постоянным расстоянием транспортирования породы в отвал. Но в связи с тем, что в месте разгрузки автосамосвалов не образуется угол естественного откоса породы, необходимы дополнительные меры, обеспечивающие безопасность ведения работ.

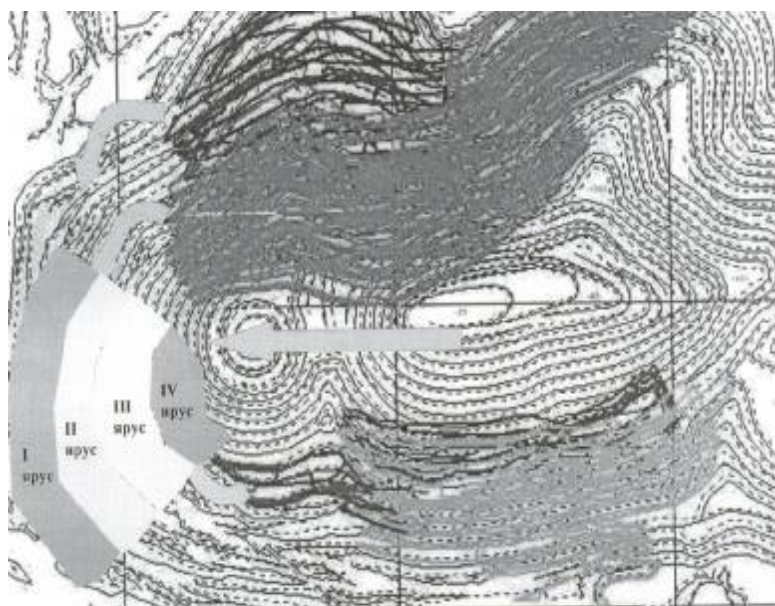


Рис. 5. Направление грузопотоков горной массы на внутренний отвал

Ими могут быть как технологические приемы, например разгрузка автосамосвалов на некотором удалении от верхней бровки отвала и перемещение породы в отвал бульдозером, так и технические мероприятия, например, организация эстакадных отвалов (которые широко описаны и применяются при отвалообразовании на косогорах). В последнем случае у верхней бровки отвала возводится железобетонный или бутобетонный барьер, обеспечивающий безопасную разгрузку автосамосвалов под откос.

Несмотря на необходимость дополнительных строительных работ, этот метод позволяет исключить бульдозерные работы на отвале.

При выборе конструкции внутренних отвалов на крутопадающих месторождениях определяющим является стремление минимизировать расстояние транспортирования горной массы в отвал. Поэтому выбор сделан в пользу многоярусных отвалов в ущерб вместимости отвала. В частности при формировании внутреннего отвала на западном борту карьера (рис. 5) предполагается укладка породы в 4 яруса:

I и II ярус – горизонты + 495 - +355 северного борта карьера;

III ярус – горизонты +450- +300 южного борта карьера и +355 -+285 северного борта;

IV ярус – горизонты + 285 -+45 северного борта и нижние горизонты центральной части карьера.

При этом максимальная высота одного яруса составляет 120 м.

В практике карьера Мурунтау автомобильные отвалы такой высоты не применялись, поэтому возможность формирования яруса такой высоты будет проверена на практике в процессе внедрения внутреннего отвалообразования.

При этом наращивание высоты отвала будет вестись постепенно, возможно ярусами меньшей высоты снизу вверх.

Характерной особенностью формирования внутреннего отвала на западном борту является свойственные всем крутопадающим месторождениям стесненные условия производства работ.

Ширина разгрузочной площадки на нижних ярусах не будет превышать 50-60 м, что не позволит выделять на отвале отдельные секторы разгрузки самосвалов и зачистки отвала бульдозером, аналогично внешним бульдозерным отвалам.

Разгрузка и зачистка рабочей площадки будут вестись циклично.

При формировании двух верхних ярусов условия работы более благоприятные, ширина разгрузочных площадок может быть увеличена до 80-90

м.

В этом случае технология и организация работ при отвалообразовании будет такая же, как ныне существующая.

В этой связи для оформления отвалов с увеличенной приемной способностью и емкостью необходимы специальные способы отвалообразования, способствующие быстрой консолидации пород в нижней части отвала с увеличением сопротивления сдвигу в его основании.

Применительно к условиям карьера Мурунтау к таким способам можно отнести:

- сооружения барьеров торможения в основании отвала;

- пригрузку нижней части вышележащего яруса при формировании нижнего яруса.

Выполнение первого пункта при внутреннем отвалообразовании в выработанное пространство обеспечивается мероприятиями (на стадии БВР – уменьшение или полный отказ от перебура скважин над проектной бермой, на стадии выемки – зачистка разрушенной в районе перебура горной массы бульдозером-рыхлителем), исключаящих на предохранительных бермах проектной ширины слоя разрушенной горной массы.

При этом отдельного изучения заслуживает вопрос формирования на отсекающих бермах (увеличенной ширины) валов или рельефной части основания, которые снижают скорость разгона скатившихся с верхнего яруса кусков породы.

Таким образом, проведенные исследования показали возможность применения при формировании внутренних отвалов в карьере Мурунтау технологических схем на основе площадного, периферийного и точечного способов отвалообразования.

ИССЛЕДОВАНИЕ РАЗМЕРОВ ЗОН УПЛОТНЕНИЯ МАССИВА ОПЛЫВАЮЩИХ ПЕСЧАНЫХ ГРУНТОВ ВЗРЫВАМИ ТРАНШЕЙНЫХ ЗАРЯДОВ ВЫБРОСА В ПРОМЫШЛЕННЫХ УСЛОВИЯХ

Насиров У.Ф., ректор НГГИ, канд. техн. наук; Раимжанов Б.Р., зам. главного инженера «Узгеотехлити», докт. техн. наук, профессор

В настоящее время при сооружении выемок в грунтовых массивах применяются различные способы, основанные на механическом, физико-химическом, термическом и других воздействиях. К одному из наиболее прогрессивных направлений интенсификации земляных работ относится взрывной метод. Наиболее полно преимущества взрывного метода реализуются при ведении работ в грунтовых массивах с неустойчивыми структурными связями, где применение традиционных механических средств либо затруднено, либо вовсе невозможно, а объем грунтов такого типа достаточно велик.

Разработка производственного метода уплотнения водонасыщенных грунтов взрывами связана с развитием теоретических и экспериментальных исследований действия взрыва в неустойчивых массивах.

Экспериментальные взрывные работы, проведенные с целью установления эффективности применения энергии зарядов выброса, показывают, что в условиях расположения грунтовых вод вблизи открытой поверхности способ образования удлиненных выемок с помощью траншейных зарядов выброса считался крайне неэффективным вследствие последующего вспучивания массива по оси выработки. Это было вызвано относительно большой текучестью грунта, обратно возвращающегося после выброса, оползающего по дну выемки и поднимающегося по инерции вверх, по оси выработки.

Исследованиями установлено, что при образовании удлиненных выемок в оплывающих песчаных грунтах взрывами на выброс наблюдались заплывания их грунтом. К основным причинам этого следует отнести разрушение структуры водонасыщенного грунта под действием энергии взрыва и переход его в разжиженное состояние.

В связи с этим одной из актуальных проблем при разработке способов образования удлиненных выемок с предварительным уплотнением дна и бортов является исследование размеров зон уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов взрывами траншейных зарядов выброса в промышленных условиях.

Для определения размеров зоны уплотнения массивов в оплывающих песчаных грунтах взрывами траншейных зарядов выброса проведены опытно-промышленные взрывы на объектах государственного объединения «Ўртаосиёмахсускурилиш».

Проходка зарядной траншеи шириной 0,8 м и глубиной, равной глубине профильного сечения выемки, в грунтовом массиве осуществлялась экскаватором ЭТЦ-252. В исследованиях количество зарядных траншей в зависимости от размеров сечения выемки, образуемой взрывами на выброс, составило от 2 до 3, а расстояние между зарядными траншеями в экспериментах – 5-10 м. Оптимальное расстояние между траншейными зарядами устанавливалось после каждой серии взрывов по маркшейдерским замерам, зафиксированным перемычкой.

Заряжание траншеи производилось промышленными взрывчатыми веществами (ВВ), предназначенными для открытых и подземных горных работ кроме шахт, опасных по газу и пыли [1].

В качестве промежуточных детонаторов для усиления мощности и надежности детонации основного заряда использовали аммонит 6ЖВ (порошок в мешках массой 40 кг), который устанавливали через каждые 25-40 м в зависимости от массовой влажности взрываемого грунтового массива.

Для инициирования ВВ по длине траншейного заряда применялся детонирующий шнур марки ДШЭ-12 в две нити, концы которого в начале и конце взрываемой траншеи выводились на земную поверхность.

Экспериментальные взрывы проводились при различных удельных расходах (2,5, 3, 3,5, 4,0 и 4,5 кг/м³).

Забойка и обваловка зарядной траншеи грунтом производились по разработанной методике [2].

Подрыв подготовленных траншейных зарядов выброса производился электродетонаторами, подсоединенными к ДШЭ-12 в местах вывода на земную поверхность с применением взрывной машинки КПМ-1А. После каждой серии промышленных взрывов проводились замеры для определения размеров зоны уплотнения. Плотность грунта определялась по методике [3] с использованием плотномера ПКЗ-1 по конструкции Л.П. Загоруйко.

Критерием оценки деформации структуры грунта служил показатель относительного изменения удельного сопротивления грунта вдавливанию конуса (удельное сопротивление грунта статической пенетрации) Δq , вычисляемой по формуле:

$$\Delta q = q_2 - q_1, \quad (1)$$

где q_1 и q_2 – удельное сопротивление грунта статической пенетрации в условиях, соответственно, до

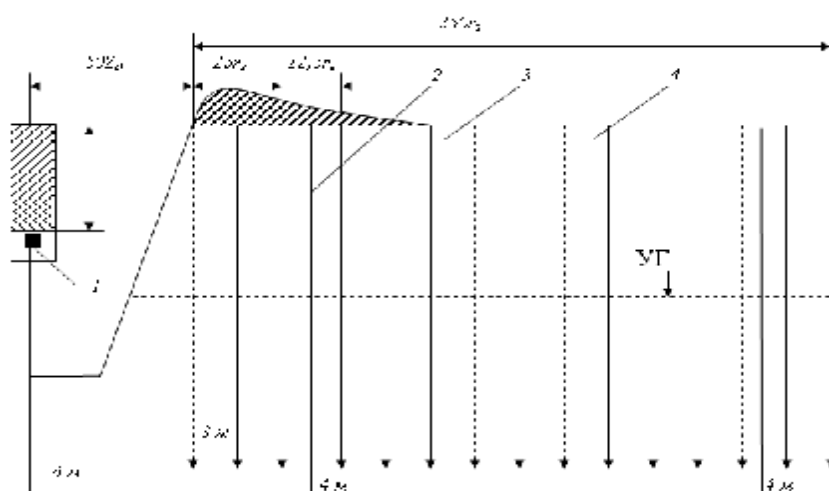


Рис. Схема расположения точек инженерно-геологического опробования: 1 - траншейный заряд ВВ; 2 - инженерно-геологические скважины; 3, 4 - точки зондирования, соответственно, до и после взрыва; УГ - уровень грунтовых вод

и после взрыва.

Также предусматривалось производство испытаний грунтов методами статической пенетрации по профилям, расположенным перпендикулярно к линии заложения зарядов. Схема расположения точек инженерно-геологического опробования показана на рис.

Конструкция прибора предусматривает непрерывную запись измеряемого параметра по глубине испытаний, при этом на барабане самописца воспроизводится график зависимости сопротивления грунта внедрению инжектора. Шаг инженерно-геологического опробования определялся исходя из условия расположения точек испытания на расстоянии друг от друга $25r_z$ (r_z - радиус заряда).

Геологическое строение участка и его гидрогеологические условия уточнялись путем проходки инженерно-геологических скважин и отбора проб грунтов нарушенной структуры. Для учета возможности влияния пройденных инженерно-геологических выработок при последующих испытаниях инструментальными методами производилась плановая привязка их к местности.

Обработка результатов экспериментальных исследований уплотнения оплывающих песчаных грунтов взрывами траншейных зарядов выброса проводилась по методикам [4-8]. При этом необхо-

димое число экспериментов устанавливалось статистическим путем по величине коэффициента вариации $K_{вар}$, допускаемой ошибки $K_{доп}$ и задаваемой надежности P . Число экспериментов определялся по формуле:

$$n = t^2 \frac{K_{вар}^2}{K_{доп}^2}, \quad (2)$$

где t - нормированное отклонение, зависящее от задаваемой надежности P .

Для научно-исследовательских работ рекомендуются значения $P=0,9$, $K_{доп}=5-10\%$. Величина $K_{вар}$ устанавливалась путем статистической обработки экспериментальных данных по формуле:

$$K_{вар} = \frac{s}{M} 100\%, \quad (3)$$

где M - математическое ожидание результатов измерения;

σ - среднеквадратическое отклонение. Здесь:

$$s = \sqrt{\frac{\sum (X_i - M)^2}{n-1}}; \quad M = \frac{\sum X_i}{n}, \quad (4)$$

где X_i - отдельные результаты измерения;

n - число экспериментов.

При значении коэффициента вариации $K_{вар}$, лежащих в пределах $K_{доп}=5-10\%$, получены значения $n=3-4$ - число экспериментов для каждой точки наблюдения.

Таким образом, в результате экспериментальных исследований разработана методика исследования размеров зон уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов взрывами траншейных зарядов выброса в промышленных условиях.

Данные исследования проведены в соответствии с тематическим планом по государственному гранту Центра по науке и технологиям при Кабинете Министров Республики Узбекистан на выполнение прикладных научных исследований по теме 5-038 - «Разработка технологии уплотнения грунтов при образовании удлиненных выемок взрывами траншейных зарядов выброса».

Список литературы:

1. Кравец В.Г., Рогожникова В.И. Взрывные работы в структурно-неустойчивых грунтах. - Киев: Знание, 1980. - 115с.
2. Норов Ю.Д., Тураев А.С., Абдуллаев Ш.М., Носиров У.Ф., Йулдошев У.У. Руководство по применению способа образования выемок взрывами обвалованных грунтом траншейных зарядов выброса в оплывающих песчаных грунтах. - Ташкент: Фан, 2000. - 9 с.
3. Печерога П.С. Исследование области влияния взрыва линейно-протяженных зарядов выброса в водонасыщенном грунтовом массиве различными методами. // Взрывное дело. - Москва: Недра, 1986. - №88/45. - С. 135-139.
4. Норов Ю.Д., Раимжанов Б.Р., Тураев А.С., Носиров У.Ф., Махмудов А.М., Шарипов Э.А. Методика моделирования действия взрыва обвалованного грунтом траншейного заряда взрывчатых веществ на выброс. // ДАН ВУЗ. 1997. - №7. - С. 38-41.
5. Вовк А.А., Черный Г.И., Мизайлюк Г.И. Влияние свойств ВВ на результат взрывов в грунтах. // Взрывное дело. - Москва: Недра, 1974. - № 74/31. - С. 100-105.
6. Вентцель Е.С. Теория вероятностей. - М.: Наука, 1969. - С. 139-141.
7. Математическая статистика. / Под ред. А.Н. Длинна. - М.: Высшая школа, 1975. - 398 с.
8. Методическое руководство по применению программ обработки данных на ЭЦВМ. - М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1985. - 53 с.

ИЕРАРХИЧЕСКАЯ ОРГАНИЗАЦИЯ СИСТЕМЫ КОНДИЦИЙ КАК ОСНОВА УПРАВЛЯЮЩИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ В НЕДРОПОЛЬЗОВАНИИ

Филиппов С.А., директор НП «НАЭН», докт. техн. наук; Сытенков Д.В., директор ЗАО Геоцентр «Минеральные ресурсы», канд. техн. наук

Традиционное определение параметров кондиций с жестким их закреплением в запасах, передаваемых для проектирования, противоречит принципам динамичности развития горных работ и рыночных условий освоения месторождений, а основным инструментом оптимизации извлекаемых запасов в этом случае является метод дифференцированных (динамических) кондиций (рис. 1). Правомочность этого тезиса усиливается тем, что современные компьютерные технологии позволяют оптимизировать границы разработки, исследуя технико-экономическую целесообразность извлечения каждого элементарного подсчетного блока.

Кондиции предусматривают определение двух равноправных экономически обоснованных лимитов минимального содержания, из которых бортовое содержание контролирует полноту извлечения запасов (использования ресурсного потенциала), а минимальное промышленное содержание гарантирует рентабельность отработки каждого оконтуренного участка месторождения.

Основное назначение минимального промышленного содержания – разделение запасов полезного ископаемого в недрах на балансовые и забалансовые запасы, а бортового содержания – определение границ подсчетного блока, промышленное содержание в котором позволяет формировать рудный грузопоток с проектными (или плановыми) параметрами, обеспечивающими, по крайней мере, окупаемость предстоящих затрат на добычу и переработку полезного ископаемого.

Бортовое содержание – это такое минимальное содержание полезного компонента в пробе, при котором данная проба еще может быть включена в контур балансовых запасов (промышленной минерализации).

Бортовое содержание может изменяться в широких пределах – от установленного кондициями минимального промышленного содержания (верхний предел) до содержания полезного компонента в отходах переработки (нижний предел). Значение предельно низкого бортового содержания будет определять величину бортового содержания для подсчета забалансовых запасов. При этом следует иметь в виду, что среднее содержание в подсчетном блоке всегда выше бортового содержания, а существующая взаимосвязь между бортовым содержанием и средним содержанием в подсчетном блоке

позволяет оперативно оконтуривать эксплуатационные блоки с требуемыми характеристиками полезного ископаемого в них.

С математической точки зрения месторождение представляет собой дискретное пространство, каждая точка которого представлена полезным ископаемым с определенными параметрами (содержанием, мощностью и т.п.), а между смежными точками всегда имеются промежуточные значения этих параметров (скачки, провалы и т.п.). При этом каждая точка представляет собой реальную геологическую пробу или ее геостатистическую интерпретацию, характеризующую определенный объем недр. По мере освоения месторождения бортовое содержание будет неизбежно продвигаться через промежуточные дискретные значения от верхнего преде-



Рис. 1. Система кондиций при этапном освоении месторождений с экономически устанавливаемой границей «руда – порода»

ла к нижнему пределу, что обусловлено:

- истощением запасов месторождений (необходимость вовлечения в разработку запасов с пониженным содержанием);
- приоритетами в освоении ресурсного потенциала месторождений (необходимость продления по каким-либо причинам срока существования горного предприятия).

Однако для такого изменения кондиций должны быть выполнены соответствующие технико-экономические и проектные проработки, поддерживаемые (при необходимости) нормативно-правовыми документами технического регулирования недропользования.

Таким образом, применение динамических кондиций может быть представлено в виде процедуры дискретного изменения бортового и, соответственно, промышленного содержания в зависимости от горнотехнической и технико-экономической ситуации, подкрепленное проектными решениями и поддержанное процедурой технического регулирования недропользования (меняются кондиции – меняются запасы, что должно быть юридически закреплено).

В зависимости от этапа освоения месторождения и происходящих при этом процедур (геологическая разведка месторождения, проектирование горного предприятия и ведение горных работ) кондиции подразделяются на три основные группы:

- геологические (разрабатываются на стадии

геолого-промышленной оценки месторождения и используются для подсчета запасов);

- проектные (разрабатываются на стадии проектирования горного предприятия);

- эксплуатационные (обосновываются на стадии разработки месторождения для планирования горных работ).

В свою очередь в зависимости от масштабов месторождения, сложности строения рудных тел, принятой стратегии освоения месторождения и т.п. каждая группа кондиций может иметь свое деление (рис. 1) [1] с учетом функционального назначения (табл.).

Многоэтапное деление кондиций наиболее характерно для сложно-структурных месторождений с экономически устанавливаемой границей «руда – порода», что наглядно иллюстрируется графически (рис. 2).

На рис. 2 границы разработки месторождения соответствуют предельно низким прогнозным кондициям, которые приняты равными потерям при переработке $C_{бп}$. В пределах этих границ месторождение предполагается отрабатывать, например, тремя этапами, для двух из которых (2-го и 3-го) установлены прогнозные $C_{п2}$ и $C_{б3}=C_{бп}$ проектные кондиции, а для 1-го (базового) этапа приняты проектные кондиции $C_{бб(1)}$.

При ведении горных работ в границах первого (базового) этапа из балансовых запасов формируется грузопоток товарной руды, а также, по крайней

Таблица

Функциональное назначение, решаемые задачи и технологические приемы в системе кондиций при освоении месторождений

Наименование	Функциональное назначение	Решаемые задачи	Технологический прием
1. Геологические кондиции			
1.1. Предельно низкие подсчетные кондиции.	1.1. Определение ресурсного потенциала месторождения.	1.1. Определение геологических запасов месторождения.	1.1. Определение предельных кондиций по технологическим критериям (например, потерям при переработке).
1.2. Принятые подсчетные кондиции (на текущий момент времени).	1.2. Разделение запасов на балансовую и забалансовую части.	1.2. Определение извлекаемых запасов месторождения на текущий момент времени.	1.2. Определение минимального содержания в подсчетных блоках при окупаемости предстоящих затрат на текущий момент времени.
2. Проектные кондиции			
2.1. Предельно низкие прогнозные кондиции.	2.1. Определение предельных границ разработки месторождения.	2.1. Формирование общего замысла освоения месторождения.	2.1. Разработка стратегии освоения месторождения.
2.2. Перспективные прогнозные кондиции.	2.2. Реализация государственных приоритетов в недропользовании.	2.2. Выделение этапов разработки месторождения.	2.2. Определение шага (этапов) проектирования.
2.3. Принятые проектные кондиции.	2.3. Определение границ очередного этапа при выполнении государственных приоритетов в недропользовании.	2.3. Выделение балансовых и забалансовых запасов на очередном этапе освоения месторождения.	2.3. Сохранение технологической и экономической доступности балансовых запасов после извлечения балансовых запасов.
3. Эксплуатационные кондиции			
3.1. Плановые долгосрочные кондиции.	3.1. Управление рудным потоком на стадии планирования горных работ в пределах глубины проектирования.	3.1. Выделение балансовых и забалансовых запасов при годовом и перспективном планировании горных работ.	3.1. Определение выемочных контуров на планируемый период для формирования рудного потока с заданными характеристиками.
3.2. Плановые краткосрочные (оперативные, текущие) кондиции.	3.2. Управление рудным потоком на глубину текущего (оперативного) планирования горных работ.	3.2. Выделение выемочных блоков для формирования товарного рудного потока с заданными потребительскими свойствами.	3.2. Управление элементарными грузопотоками с разными потребительскими свойствами извлекаемых запасов.
3.3. Фактические кондиции	3.3. Управление рудным потоком в режиме реального времени	3.3. Формирование рудного потока с заданными характеристиками в режиме реального времени	3.3. Диспетчерское управление отработкой выемочных блоков в режиме реального времени.

мере, два грузопотока забалансовой руды, потребительские свойства которых близки к потребительским свойствам запасов в границах 2-го и 3-го этапов освоения месторождения. Такое деление объясняется тем, что сырьевые ресурсы этих этапов являются в своей основе забалансовыми запасами по отношению к ресурсам первого этапа.

При создании условий для продолжения освоения месторождения прогнозные проектные кондиции 2-го этапа $C_{п2}$ уточняются, трансформируясь в принятые проектные кондиции $C_{б2}$, а горные работы продолжают уже в границах второго этапа. При этом складские запасы, потребительские свойства которых соответствуют балансовой руде 2-го этапа, переводятся в разряд балансовых запасов и направляются на переработку совместно с рудой текущей добычи.

При дальнейшем создании условий для продолжения освоения месторождения прогнозные проектные кондиции 3-го этапа $C_{п3}$ уточняются, трансформируясь в принятые проектные кондиции $C_{б3}$, а горные работы продолжают уже в границах третьего этапа. При этом складские запасы, потребительские свойства которых соответствуют балансовой руде 3-го этапа, переводятся в разряд балансовых запасов и направляются на переработку совместно с рудой текущей добычи.

Главным внешним возмущающим фактором в недропользовании является изменение цены минеральных продуктов [2]. Характерными особенностями такого изменения являются наличие постоянной и переменной составляющих частей, из которых первая составляющая часть отображает тенденцию, как правило, устойчивого роста, а вторая – носит циклический знакопеременный характер. Следует отметить, что тенденция на увеличение цены в перспективе связывается с прогнозируемым ростом спроса в сочетании с истощением запасов минерального сырья, а цикличность – с особенностями действия механизма рыночной экономики на локальных отрезках времени. При этом в циклическом изменении цены отчетливо выделяется низкочастотная длинноволновая составляющая с продолжительностью цикла от 2÷3 до 10÷15 лет и более, на которую накладывается высокочастотная коротковолновая составляющая с продолжительно-

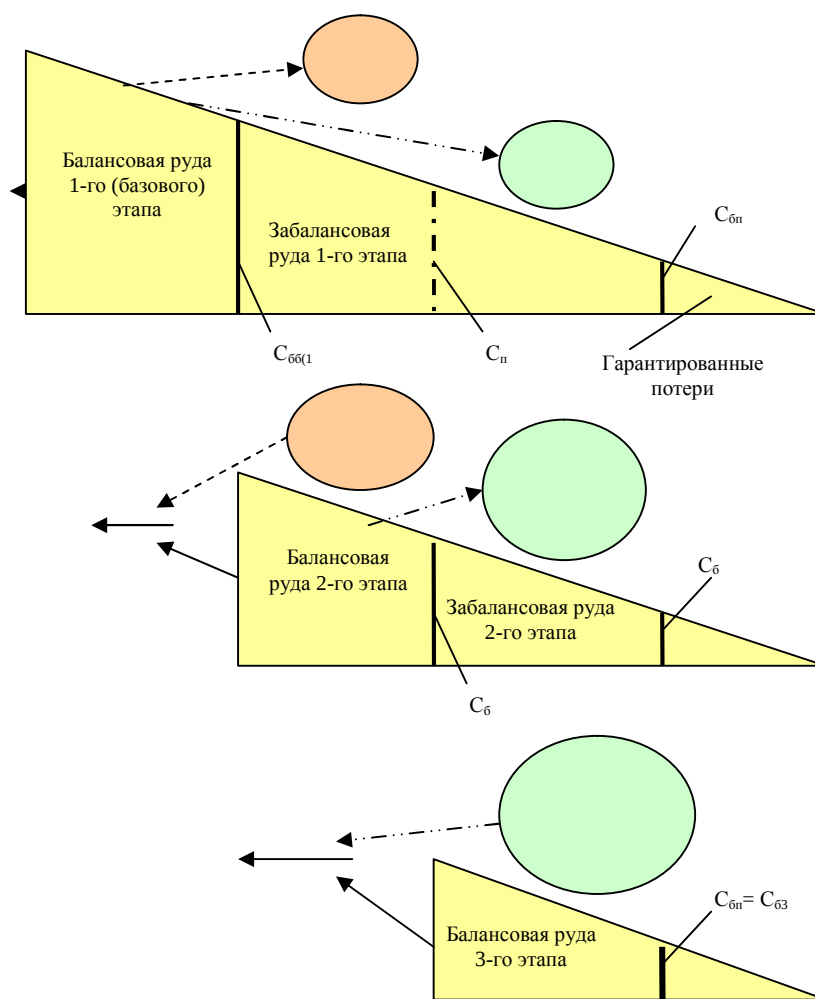


Рис. 2. Схема трансформации прогнозных проектных кондиций в принятые проектные кондиции при этапной отработке месторождений: $C_{бп}$ – предельно низкое прогнозное бортовое содержание; $C_{бб(1)}$ – базовое (1-го этапа) бортовое содержание; $C_{п2}$, $C_{б2}$ – прогнозное и принятое проектное бортовое содержание 2-го этапа; $C_{б3}$ – принятое проектное бортовое содержание 3-го этапа; $\leftarrow$ – грузопоток товарной руды; $\leftarrow$ – грузопоток забалансовой руды

стью цикла от нескольких суток до нескольких месяцев (рис. 3).

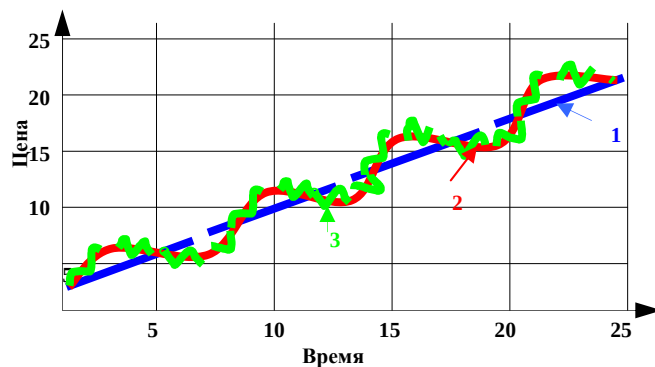


Рис. 3. Иллюстрация характера изменения цены минеральных продуктов во времени: 1 – тенденция (тренд) изменения цены; 2 – низкочастотное изменение цены; 3 – высокочастотное изменение цены

Каждый вид изменения цены минеральных про-

дуктов характеризуется такими индивидуальными

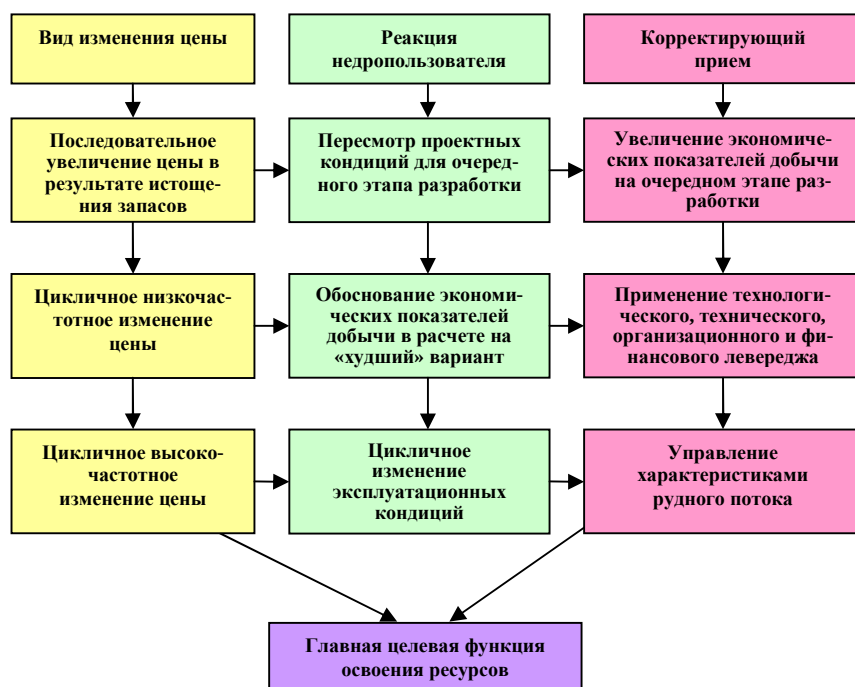


Рис. 4. Схема адаптационных взаимосвязей при изменении цены минеральных продуктов

параметрами, как интенсивность изменения, продолжительность и амплитуда цикла. В частности, увеличение цены, связанное с истощением запасов, происходит последовательно, растянуто во времени, а его интенсивность относительно легко может прогнозироваться с высокой вероятностью по интенсивности отработки запасов и подготовки новых месторождений. В то же время длинноволновое циклическое изменение цены подвержено влиянию некоторых случайных факторов глобального масштаба, происходит более динамично, но прогнозируется значительно труднее при относительно невысокой вероятности. Коротковолновое циклическое изменение цены зависит от большого числа случайных факторов регионального масштаба, происходит в чрезвычайно динамичном режиме, а вероятность его прогноза относительно низка. Поэтому вполне естественно, если каждому виду изменения цены будет соответствовать адекватная реакция недропользователя, учитывающая особенности освоения месторождений (рис. 4).

Так, последовательное увеличение цены в результате истощения запасов требует пересмотра в сторону уменьшения проектных кондиций с увеличением проектных экономических показателей добычи для очередного этапа разработки.

Циклические низкочастотные изменения цены минеральной продукции явление вполне обычное, поскольку происходит постоянно (рис. 5). Реакция недропользователя на такие изменения заключается в обосновании экономических показателей добычи в расчете на «худший» вариант с последующим подкреплением элементами технологического, технического, организационного и финансового левереджа (создание и использование складских запасов, сокращение издержек, финансовые вливания и т.п.). Такой левередж имеет принципиальное значение, если

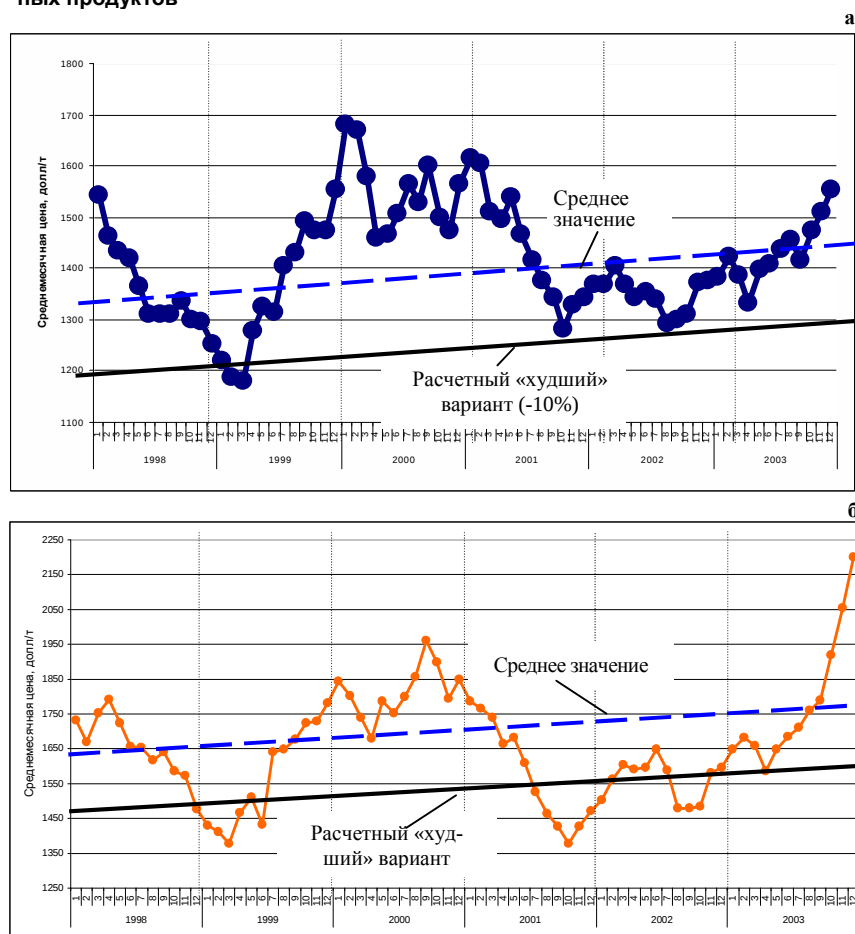


Рис. 5. Динамика среднemesячной цены первичного алюминия (а) и рафинированной меди (б) на Лондонской бирже металлов

циклическое снижение цены носит не локальный, а всеобщий характер и затрагивает мировую экономику в целом.

Анализ графиков (рис. 5) позволяет проследить изменение структуры цены минерального продукта во времени, выделив постоянную и переменную составляющие части. При этом первая составляющая часть отображает тенденцию устойчивого роста издержек на разработку месторождения, а вторая – циклический знакопеременный характер рыночных отношений, основанных на изменении спроса и предложения. При этом изначально известно, что ориентация на среднее значение цены не отвечает интересам инвестора, поскольку вынуждает его работать примерно 50% времени с отрицательным финансовым результатом. Поэтому его ориентация на «худший» вариант вполне закономерна.

Ориентация на «худший» вариант позволяет также компенсировать циклическое высокочастотное изменение цены, поскольку инерционность системы не позволяет провести такую компенсацию адекватным изменением эксплуатационных кондиций. Поэтому изменения эксплуатационных кондиций применяют, главным образом, для оперативного управления характеристиками рудного грузопотока, что несколько смягчает влияние ценовых колебаний.

Таким образом, последовательное истощения запасов в сочетании с ухудшением условий освоения месторождений влечет увеличение издержек на добычу и рыночной цены минеральных продуктов,

что обуславливает необходимость пересмотра в сторону уменьшения проектных кондиций с повышением статуса запасов забалансовой руды в недрах и на складах до статуса балансовых запасов. При этом в освоении месторождения выделяется этап с новыми кондициями, обеспечивающими повышение использования ресурсного потенциала этого месторождения. В рамках этапа с новыми кондициями формируются периоды работы с плановыми долгосрочными кондициями, направленными на решение возникающих задач в соответствии с положением ценового цикла. И уже внутри этих периодов работы с плановыми долгосрочными кондициями формируются периоды работы с плановыми краткосрочными кондициями, направленными на решение задач по управлению характеристиками рудного потока. В результате такого подхода образуется иерархически взаимосвязанная система кондиций, каждому иерархическому уровню которой соответствует функциональное назначение, временной период и приемы управления по освоению месторождения в целом и его отдельных частей.

Список литературы:

1. С.А. Филиппов. Управление качеством продукции рудных карьеров. Учебное пособие. – Ташкент: ТашПИ, 1987. – 84 с.
2. Ю.Е. Капутин. Информационные технологии и экономическая оценка горных проектов. – СПб.: «Недра», 2008. – 292 с.

УДК 622

© Норов Ю.Д., Бибик И.П., Заиров Ш.Ш. 2009 г.

УПРАВЛЕНИЕ ЭНЕРГИЕЙ ВЗРЫВА ПРИ ДРОБЛЕНИИ КРЕПКИХ ВКЛЮЧЕНИЙ В МАССИВЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Норов Ю.Д., зам. начальника ЦНИЛ НГМК по горным работам, докт. техн. наук, проф.; **Бибик И.П.**, зам. главного инженера Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук; **Заиров Ш.Ш.**, инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК

В настоящее время использование традиционных методов управления энергией взрыва в массиве горных пород с твердыми включениями затрудняется в связи с разнопрочными литологическими разностями обуриваемых пород, которые существенно отличаются друг от друга по своим физико-механическим свойствам. В связи с этим при взрыве скважинных зарядов взрывчатых веществ (ВВ) основная часть энергии взрыва в основном затрачивается на уплотнение мягких пород с образованием газовой полости и лишь незначительная часть энергии расходуется непосредственно на рыхление крепких включений (рис. 1).

Теоретические и экспериментальные исследования, проведенные авторами работ [1-3] показывают, что после взрыва закономерность изменения напряжения и деформации от расстояния в грунтовом массиве определяется по формулам:

$$s_r = K_s \left(\frac{x}{r_0} \right)^{-m_s} \quad (1)$$

$$e = k_e \left(\frac{x}{r_0} \right)^{-m_e}, \quad (2)$$

где x - расстояние от центра симметрии заряда до заданной точки;



Рис. 1. Образование газовой полости в разнопрочных горных породах

K_σ - коэффициент закономерности изменения напряжений на фронте волны в зависимости от расстояния до взрыва, Па;

μ_σ - показатель степени закономерности затухания деформаций в волне в зависимости от расстояния до взрыва;

r_0 - радиус цилиндрического заряда;

k_e - коэффициент закономерности изменения деформаций в зависимости от расстояния до взрыва;

μ_e - показатель степени закономерности затухания деформаций в волне в зависимости от расстояния от взрыва.

Обозначив через ε_k деформацию, до которой уплотняется грунт, и, используя формулу (2) при $x=h_{упл}$, получим:

$$r_0 = h_{упл} \left(\frac{e_k}{k_e} \right)^{1/m_e}.$$

Линейная плотность цилиндрического заряда определяется по формуле:

$$\Delta_l = pr_0^2 r_{\text{вв}} = pr_{\text{вв}} h_{упл}^2 \left(\frac{e_k}{k_e} \right)^{2/m_e}. \quad (3)$$

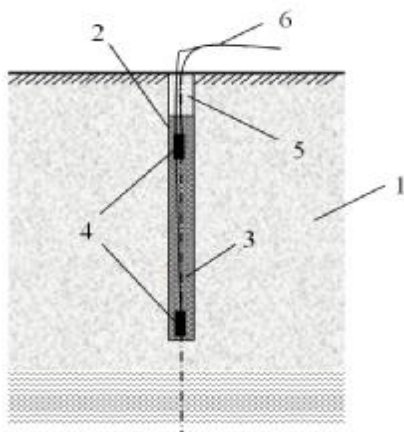


Рис. 2. Способ разрушения крепких включений в массиве горных пород: 1 – крепкое включение; 2 – скважина; 3 – взрывчатое вещество; 4 – промежуточный детонатор; 5 – газобойка; 6 – детонирующий шнур

Согласно формуле (3) определяем глубину уплотнения:

$$h_{упл} = \sqrt{\frac{\Delta_l}{pr_{\text{вв}} \left(\frac{e_k}{k_e} \right)^{2/m_e}}}. \quad (4)$$

Учитывая, что объемная деформация грунта связана с его плотностью соотношением:

$$\varepsilon = (\rho - \rho_0) / \rho, \quad (5)$$

а начальная плотность грунта с плотностью его скелета:

$$\rho_0 = (1 + 0,01 W_g) \gamma_{\text{ск}}, \quad (6)$$

найдем деформацию грунтового массива:

$$e_k = \frac{r - (g_{\text{ск}} + 0,01 g_{\text{ск}} W_g)}{r}. \quad (7)$$

Преобразовывая выражения (7) и (4) окончательно находим формулу определения глубины уплотнения:

$$h_{упл} = \sqrt{\frac{\Delta_l}{pr_{\text{вв}} \left(\frac{r - (g_{\text{ск}} + 0,01 g_{\text{ск}} W_g)}{r \cdot k_e} \right)^{2/m_e}}}, \text{ м}, \quad (8)$$

где Δ_l - линейная плотность цилиндрического заряда;

$\rho_{\text{вв}}$ - плотность ВВ;

ρ - плотность грунта;

$\gamma_{\text{ск}}$ - плотность скелета грунта;

W_g - влажность грунта.

Таким образом, для расчета глубины уплотнения грунта, находящегося между твердыми включениями, взрывом скважинного заряда получена формула, в которую входят основные параметры, определяющие физико-механические свойства грунтов и коэффициенты, определяющие затухание взрывной волны в грунтовом массиве.

Для достижения равномерного дробления массива горных пород с твердыми включениями необходимо управление энергией взрыва. При взрыве заряда ВВ в массиве пород формируется первичное поле напряжений, как следствие действия прямых волн сжатия в направлении от заряда к свободной поверхности.

Одним из областей управления первичным полем напряжений в процессе дробления горных пород является метод управления направлением процесса детонации, основанный на изменении способа инициирования скважинного заряда (рис. 2).

Перераспределение энергии взрыва по длине заряда в твердых пропластках массива горных пород возможно путем использования эффекта встречи детонационных волн, на возможность использования которых в горной промышленности неоднократно обращали внимание многие исследователи, в частности: Н.В. Мельников, А.Ф. Беляев, В. Мосинцев, В.И. Пшеничный, Р. Эш и др.

Теоретически этот вопрос исследован весьма обстоятельно и теорией газовой динамикой дока-

зано, что в месте встречи детонационных волн давление газов повышается в несколько раз.

В результате теоретических исследований для дробления крепких включений в массиве горных пород разработан способ, включающий бурение скважин, определение в процессе бурения количества и мощности скальных пропластков, размещение в скважине заряда взрывчатого вещества, забойку и взрывание, отличающийся тем, что заряд в скважине размещают на неполную мощность пропластка и взрывают его встречным инициированием с применением промежуточных детонаторов, установленных на верхней и нижней границах пропластка (рис. 2).

С целью проверки эффективности данного способа на карьере Ташкура Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов, вскрышная толща которого представлена породами осадочного происхождения с широким диапазоном изменения физико-механических свойств, проведены промышленные эксперименты по различным конструкциям скважинных зарядов ВВ.

При взрывании традиционных и экспериментальных конструкций скважинных зарядов, было установлено, что площадь и длительность импульсов последней превышает в 2 раза.

Также установлено, что после взрыва образуется воронка с большим диаметром, по сравнению с традиционной конструкцией (рис. 3).

В дальнейшем проведены исследования по обеспечению встречи детонационных волн на заданной глубине путем изменения места расположения нижнего и верхнего инициирующих зарядов.

Место расположения нижнего и верхнего инициирующих зарядов определяется из условия равенства суммы времени распространения детонационной волны от верхнего и нижнего инициатора [4]:

$$\frac{l}{v_1} + \frac{h}{v_2} = \frac{l-h}{v_2}, \quad (9)$$

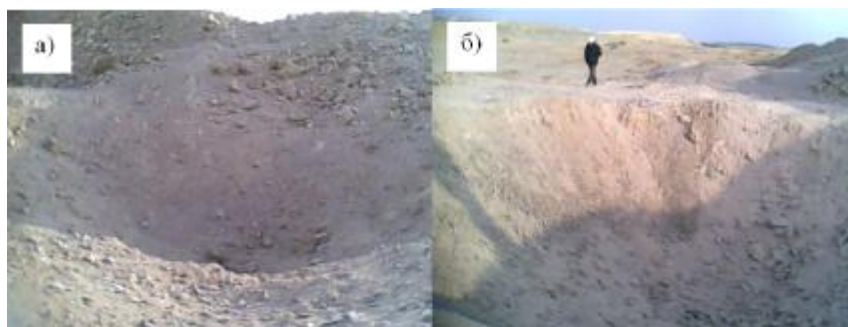


Рис. 3. Образование воронки после взрывов: а – от традиционной конструкции; б – от экспериментальной конструкции

где l – расстояние от верхнего промежуточного детонатора до нижнего, м;

h – расстояние от нижнего детонатора до заданной глубины встречи детонационных волн, м;

v_1 – скорость детонации промежуточного детонатора, м/с;

v_2 – скорость детонации применяемого ВВ, м/с.

С применением разработанной конструкции на карьере Ташкура проведено несколько взрывов.

По формуле, выведенной из уравнения (9), определено необходимое расстояние от нижнего промежуточного детонатора до верхнего, при котором встреча детонационных волн должна произойти на необходимой глубине:

$$l = \frac{2h}{1 - \frac{v_2}{v_1}}, \text{ м.} \quad (10)$$

Способ встречного инициирования скважинных зарядов ВВ позволил создать внутри твердого пропластка высокую концентрацию напряжений при встрече детонационных волн, что и позволило получить заданную степень дробления пропластков и качество подготовки горной массы с минимальными материальными и энергетическими затратами.

Таким образом, проведенные промышленные эксперименты показали, что, используя эффект встречи детонационных волн, можно перераспределить энергию взрыва по длине скважинного заряда и за счет этого значительно усилить действие взрыва.

Список литературы:

1. Лучко И.А., Плакий В.А., Ремез Н.С. и др. Механический эффект взрыва в грунтах. Под ред. Лучко И.А.; АН УССР. Ин-т геофизики им. С.И.Субботина. – Киев: Наук. думка, 1989. – 232 с.
2. Действие взрыва в грунтах и горных породах; Материалы Всесоюз. науч. конф. – Киев: Наук. думка, 1982. – 284 с.
3. Кравец В.Г., Лучко А.В., Михалюк А.В. Использование энергии взрыва в мелиоративном строительстве. – М.: Недра, 1987. – 208 с.
4. Шекун О.Г., Бызов В.Ф., Волюнец М.А. Перераспределение энергии взрыва по длине скважинного заряда. В сб. Взрывное дело. Интенсификация дробления горных пород взрывом для техники непрерывного действия. М.: Недра, 1967. С. 193-198.

АКТУАЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ НА ПРИМЕРЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ МУРУНТАУ

Мирсаидов Г.М., заведующий кафедрой «Горная электромеханика» ТашГТУ, канд. техн. наук; Саямов Р.Д., мастер ЦРМЗ ОАО «АГМК»; Вдовин А.А., инженер горного отдела института O'zGEOTEXLITI

В далекие 60-е гг. XX века было начато освоение уникального месторождения Мурунтау открытыми горными работами. Ежегодная выемка горной массы к 1978 г. достигла 35 млн. м³, а затем стабилизировалась. С развитием карьера происходило совершенствование транспортной схемы. При углублении карьера, дальнейшее применение автотранспорта становилось не эффективным в силу возрастания плеча откатки горной массы. Очевидно, что основным фактором, определяющим развитие карьерного транспорта, является постоянное ухудшение горнотехнических условий разработки месторождений.

Рациональным решением выхода из сложившейся ситуации было совместное применение автомобильного и конвейерного транспорта, что в совокупности с выемочно-погрузочным оборудованием получило название циклично-поточной технологии (ЦПТ) [1]. Дальнейшее понижение дна карьера и вовлечение в разработку карьера Мютенбай поставило вопрос о применении в системе ЦПТ крутонаклонного конвейера.

На данное время размеры карьера выглядят так: длина - 3,2 км; ширина - 2,5 км; глубина более 500 м.

Ширина рабочих площадок на рудных уступах 50-100 м, на вскрышных - 50-150 м. Ширина автомобильных траншей равна 30 м при уклоне до 80%, угол наклона траншей комплекса ЦПТ - 15°. Высота уступов верхней части карьера, а также ниже гор.+315 м составляет 15 м, в средней части - 10 м. Углы откосов бортов карьера в предельном положении изменяются от 31° (южный) до 36° (северный и восточный). Углы откоса рабочих бортов составляют 30° (западный) и 34° (восточный). Вскрытие месторождения осуществлено

траншеями внутреннего заложения, четыре из которых (две на западном и восточном флангах и две в юго-западной части борта) предназначены для движения технологического автотранспорта, а одна (в центре южного борта) - для размещения конвейерных подъемников комплекса ЦПТ.

Месторождение представлено рудными телами, расположенными от поверхности до глубины 2 км [2]. В результате тектонических процессов отдельные блоки месторождения были оторваны от основного рудного тела и сместились от неё в сторону. Верхняя часть месторождения обрабатывается открытым способом.

В перспективе глубина карьера оценивается в 900-1000 м. При этом часть запасов месторождения (30%) не попадает в контуры карьера и остается за его пределами. Одним из наиболее актуальных направлений по извлечению вышеперечисленных запасов, безусловно, можно считать использование комбинированного способа разработки месторождения (рис. 1-3).

Отработку внекарьерных запасов месторождений Мурунтау и Мютенбай предполагается вести «открыто-подземным» способом, а именно с использованием для их вскрытия отработанных уступов карьера, с которых будут проходить капитальные штольни и уклоны.

Подобную отработку целесообразно вести параллельно с открытой добычей, так как содержание карьерных путей и горнотранспортного оборудования экономически эффективно только при работающем карьере.

Анализ опыта комбинированной разработки Узельгинского, Сибайского, Учалинского и Гайского месторождений России показал, что вопросы, связанные с переходом от открытого к подземному способу разработки следует решать на стадии комплексного проектирования эксплуатации всего месторождения [2]. При этом одним из важных факторов, предопределяющих выбор той или иной технологии отработки переходной зоны, является необходимость изоляции подземных горных работ от карьерного пространства. Проникновение воздуха в подземные выработки через зоны обрушения, открытые камеры, трещины

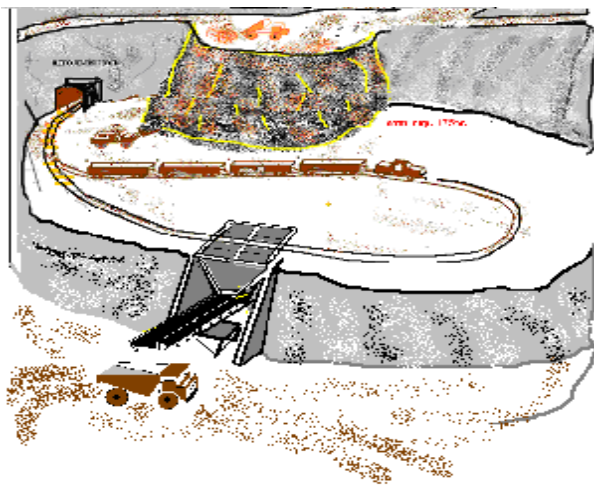


Рис. 1. Разгрузочный пункт предполагаемой штольни

в целиках и закладочном массиве или скважины нарушает вентиляционный и температурный режим рудника, а прорыв воды может привести к аварийной ситуации.

С целью поиска и внедрения инновационных решений, способствующих эффективности воздействия технологических особенностей на технико-экономические показатели планируемых горных работ, предлагается вариант отработки балансовых запасов Восточной зоны месторождения подземным способом. При условии организации технологической взаимосвязи открытых и подземных работ через совместное решение вопросов вскрытия, подготовки, вентиляции и других технологических процессов вполне может быть реализована программа поэтапной отработки запасов Восточной зоны в объемах ≈ 1 млн. т в год.

Внедрение комбинированного способа разработки месторождения начинается с варианта полного совмещения работ в горизонтальной плоскости при отработке прибортовых запасов, которые в последствии могут быть дополнены совмещением работ в вертикальной плоскости в результате вовлечения в разработку запасов расположенных ниже дна карьера.

Так как часть балансовых запасов Восточной зоны практически уже вскрыта горными выработками шахты Мурунтау, предполагается на горизонте +78 м пройти горную выработку с выходом в борт карьера.

При решении вопроса отсыпки технологической площадки со съездом на рабочем горизонте карьера отн.+75 м (рис. 1) можно одновременно рассмотреть возможность строительства там пункта подачи закладочного материала и выдачу руды. Транспортирование горной массы возможно с помощью подземных самосвалов, погрузочно-доставочных машин, электровозов, дизелевозов, конвейеров, а возможно комбинированным способом. Учитывая горно-технические условия и тяжелую обстановку связанную с высокой загазованностью и запыленностью нижней части карьера наиболее эффективным было бы применение в транспортном звене электровозов. Естественно каждый из вариантов требует детального технико-экономического обоснова-

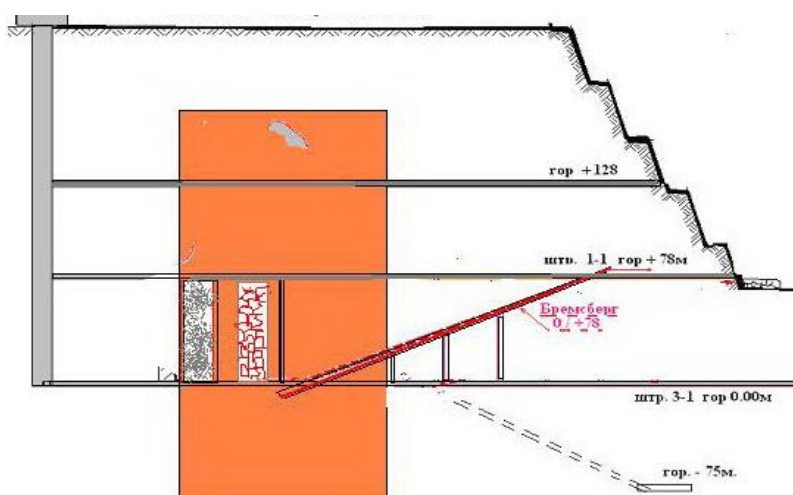


Рис. 2. Схема ведения эксплуатационных работ

ния. Так же вопрос транспортировки от устья штольни до ЦПТ может быть решен за счет конвейеров, карьерных самосвалов или погрузочно-доставочных машин. Возможно, также, с горизонта 0,00 м пройти наклонную горную выработку бремсберг совместно со вспомогательными выработками и оснастить бремсберг наклонной конвейерной линией что может обеспечить грузопоток на этапе отработки с гор. 0,00 м на перегрузочный узел горизонта +78 м и далее на площадку борта карьера отн. +75 м (рис. 2).

Анализируя проблематичность вопросов вентиляции, возникающих при ведении комбинированной отработки месторождений открыто-подземным способом, на родственных предприятиях стран СНГ можно предположить,

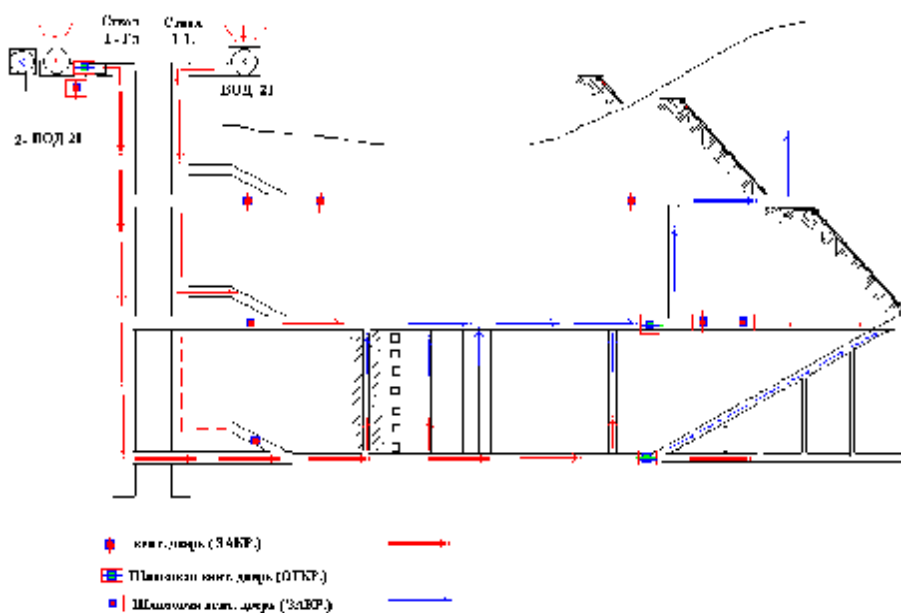


Рис. 3. Возможная схема вентиляции

что суть проблемы заключается в правильности выбора схемы проветривания подземных горных работ.

Дело в том, что большинство рудников России, используют фланговое проветривание, при котором главная вентиляторная установка работает на отсос воздуха, образуя при этом зону разряжения в подземных выработках, что создает большую вероятность проникновения продуктов взрывных работ карьера в шахту [3].

Предлагаемая схема вентиляции предусматривает одновременную работу двух вентиляторов типа ВОД- 21 в режиме нагнетания с максимальной про-

изводительностью каждого $Q_{\max}=120 \text{ m}^3/\text{s}$ (номинальная $Q_{\text{ном}}=80 \text{ m}^3/\text{s}$) параметры отвечают требованиям ЕПБ и что не мало важно, схема может быть реализована с наименьшими финансовыми затратами (рис. 3).

Так же предполагается, что влажный воздух из шахты устремится вверх вдоль восточного борта карьера Мурунтау, создавая турбулентный поток, который в свою очередь может создать движение воздуха, тем самым улучшить вентиляцию карьера в целом, которая в данный момент оставляет желать лучшего.

Список литературы:

1. М.В. Васильев «Комбинированный транспорт на карьерах». Москва «Недра», 1975 г.
2. В.Н. Сытенков, У.М. Абдуллаев «Перспективы применения комбинированной разработки месторождения Мурунтау». Горный вестник Узбекистана № 2 2004 г.
3. А.С. Бурчаков, П.И. Мустель, К.З. Ушаков «Рудничная аэрология» Москва «Недра», 1971г.

УДК 622

© Глотов Г.Н., Каргин Р.М. 2009 г.

НЕКОТОРЫЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ РЯДНЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТОК ПРИ ПОДЗЕМНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ УРАНА

Глотов Г.Н., зам. главного геолога НГМК, канд. техн. наук; Каргин Р.М., главный геолог рудоуправления № 5 НГМК

При проектировании и разработке пластово-инфильтрационных месторождений урана скважинным способом подземного выщелачивания (ПВ) большое значение для эффективности процесса ПВ имеет правильный выбор системы отработки, основными элементами которой является схема размещения технологических скважин, режим закачки и откачки рабочих растворов и режим их кислотности. Выбор тех или иных систем разработки и их вариантов осуществляется путем сравнительной оценки по главному экономическому критерию – минимальной себестоимости добычи урана.

Проектирование рядной системы разработки для узких, шириной до 50 м, залежей урана выполняется в два этапа. Первый этап проектирования базируется на фактических результатах, полученных при изучении природных параметров залегания рудных залежей и рудовмещающих горизонтов, при детальной и эксплуатационной разведках. На этом этапе определяется общая стратегия отработки в соответствии с граничными условиями применения однорядной системы разработки; рассчитываются межскважинные расстояния; определяются режимы эксплуатации и прогнозные технико-экономические показатели ПВ.

Главным критерием при выборе межскважинных расстояний в однорядной системе разработки служат геотехнологические типы руд, выделяемые по продуктивности, фильтрационным свойствам и т.д. С увеличением продуктивности площадь, приходящая-

ся на одну технологическую скважину, должна уменьшаться (рис. 1).

С уменьшением глубины залегания рудных залежей (для одних и тех же природных и технологических условий) цеховая себестоимость добычи урана будет снижаться, как и значения межскважинных расстояний.

Второй этап проектирования выполняется после осуществления его первого этапа – бурения технологических скважин и получения дополнительного материала по их изучению. По суммарным данным детальной и эксплуатационной разведок и пробуренных технологических скважин пересчитываются эксплуатационные запасы в блоках ПВ, уточняются контуры площадей с различными геотехнологическими типами руд и рассчитываются основные технико-экономические показатели с целью выравнивания времени отработки участков и блоков ПВ. Это достигается путем частичного изменения схемы вскрытия, принятой на первом этапе проектирования, путем бурения дополнительных технологических скважин или корректировки режимов кислотности, а также изменением производительности (в пределах возможного) скважин.

При проектировании рядных систем разработки для каждой из технологических ячеек эксплуатационных блоков определяют оптимальные режимы эксплуатации – режимы кислотности рабочих растворов и режимы закачки – откачки растворов.

В зависимости от карбонатности руд и вмещаю-

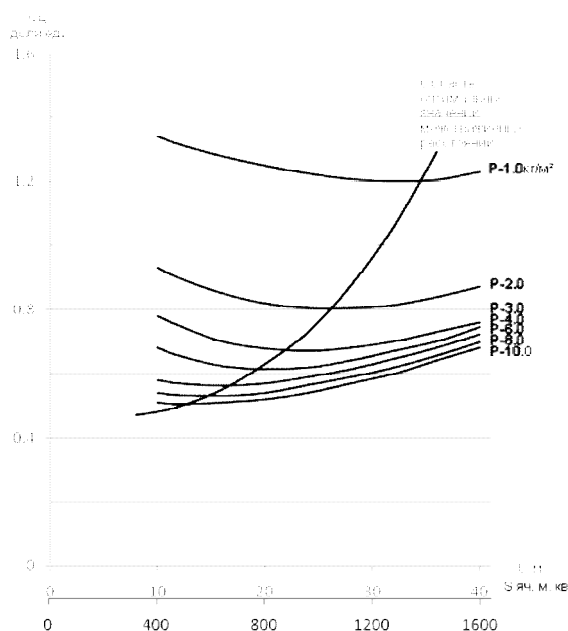


Рис. 1. Изменение цеховой себестоимости добычи одного кг урана C_u от продуктивности P , межскважинного расстояния L и площади ячейки $S_{яч}$. Для условий: ширина рудной залежи 40 м; глубина технологических скважин 350 м; карбонатность по CO_2 0,60%; производительность откачной скважины 5,0 м³/ч; концентрация кислоты в рабочих растворах – на закислении 2,5%; на отработке – 1,0%

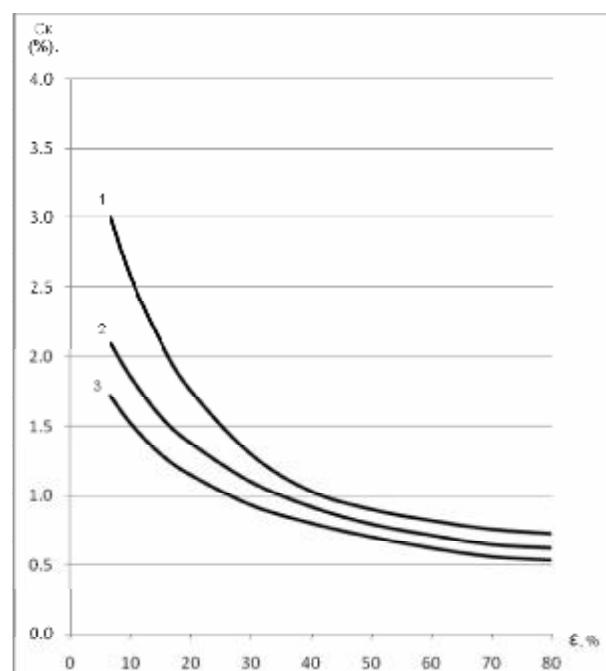


Рис. 2. Режим кислотности рабочих растворов (содержание кислоты C_k) и динамика их изменения в зависимости от уровня e отработки запасов урана в технологических блоках однорядной системы отработки: 1-3 – для руд с карбонатностью по CO_2 соответственно до 0,5; 0,6-1,5; и более 1,5%

щих пород рекомендуются различные режимы кислотности рабочих растворов на начальных этапах отработки с общей тенденцией снижения концентрации кислоты по мере повышения уровня извлечения урана таким образом, что при плановом уровне извлечения (80%) средняя концентрация кислоты в рабочих растворах для блоков с карбонатностью по CO_2 до 0,5; 0,6-1,5; 1,6-2,0% будет равна соответственно 1,5-1,6; 1,2-1,3 и 1,1-1,2% (рис. 2).

Сеть наблюдательных скважин, предназначенных для контроля за процессом ПВ в однорядных блоках, при резкой изменчивости природных параметров рудных залежей далеко недостаточна для соблюдения разработанных проектных режимов закачки-откачки выщелачивающих растворов. Поэтому при выполнении второго этапа проектирования, когда уже известны основные параметры технологических ячеек и блоков в целом, по каждой технологической ячейке рассчитывается еще один важный показатель процесса ПВ – оптимальный объем растворов, необходимый для одного цикла закачки, определяемый по формуле:

$$V_{отт} = S_{руды} \times M_3 \times f \times 1,25,$$

где $S_{руды}$ – площадь, приходящаяся на ячейку, м²;

M_3 – эффективная мощность, м;

f – величина активной пористости рудовмещающего горизонта, доли ед.;

1,25 – коэффициент, учитывающий растекание выщелачивающих растворов для отработки забалансового оруденения.

Отработка однорядных блоков ПВ по предлагаемому режиму осуществляется следующим образом. Во все технологические скважины блока одновременно начинается закачка рабочих растворов в оптимальных рассчитанных объемах (подцикл закачки). Продолжительность закачки по каждой скважине будет зависеть от объема закачки и приемистости скважины. По мере достижения необходимого количества закачиваемых в пласт растворов по каждой отдельно взятой ячейке, скважины отключаются от закачного коллектора. Подцикл откачки начинается только после того, как будет завершён полностью подцикл закачки по всем технологическим ячейкам. Откачка растворов из скважин производится также в пределах рассчитанных объемов и с обратной последовательностью до завершения откачки продуктивных растворов из последних ячеек. Подциклом откачки завершается один полный цикл отработки блока ПВ. Затем последовательно выполняются все последующие циклы до полной отработки однорядного блока. По мере отработки технологических ячеек, последние выводятся из процесса эксплуатации.

В целом же эксплуатация однорядных блоков в оптимальных режимах позволит улучшить технико-экономические показатели однорядной системы разработки:

- снизить потери урана в недрах на 15-20%;
- сократить расходы кислоты на добычу одного кг урана на 25-30%;
- уменьшить себестоимость добычи одного кг урана на 15-20%.

ТЕХНОЛОГИЯ И НАПРАВЛЕНИЯ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ОТРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ЧАРМИТАН» С ПРИМЕНЕНИЕМ САМОХОДНОГО ОБОРУДОВАНИЯ НА РУДНИКЕ ЗАРМИТАН

Лобанов В.С., начальник лаборатории ГР института «O'zGEOTEXLITI»; **Рахимджанов А.А.**, главный инженер проекта института «O'zGEOTEXLITI»; **Киселенко А.С.**, главный специалист лаборатории ГР института «O'zGEOTEXLITI»; **Казаков Б.И.**, инженер лаборатории ГР института «O'zGEOTEXLITI»; **Вахитов Р.Р.**, инженер лаборатории ГР института «O'zGEOTEXLITI»

Золоторудное месторождение «Чармитан», отработка которого ведется рудником Зармитан Навоийского комбината, расположено на южных склонах центральной части хребта Северный Нуратау в юго-восточной оконечности Кушрабадского гранитоидного массива.

Рельеф в районе месторождения низкогорный, слабо расчлененный, свыше 80% территории покрыто рыхлыми четвертичными отложениями мощностью от 5 до 60 м.

Промышленные рудные тела по морфологии делятся на четыре типа: жильные, линейно минерализованные зоны, линейные штокверки и структурные залежи сульфидных руд. Залежи имеют крутое падение 65-80° мощностью 0,5-2,5 м, в местах раздува - до 5 м. Рудовмещающими породами служат кварцевослюдистые сланцы и роговики, прорванные граносиенитами и сиенитами. Коэффициент крепости руды по М.М. Протодяконову 12-18. Руды и породы достаточно устойчивы, объемная масса руды 2,65 т/м³.

Месторождение отрабатывается по проекту института «O'zGEOTEXLITI». Предусмотрено использование дизельного самоходного оборудования на всех производственных процессах, что потребовало принципиально нового подхода к проектированию, строительству, выбору способа вскрытия и подготовки месторождения, системам разработки, средствам механизации горных работ, схемам вентиляции и воздухообеспечения. В стадии проработки находятся системы автоматизации и диспетчеризации, методы технического обслуживания и ремонта машин, формы организации труда и производства.

При проектировании схемы вскрытия и подготовки месторождения предложено наиболее технологичное решение по созданию наклонного съезда (автоуклона). Эта схема вскрытия обес-

печивает движение машин с поверхности до рабочих забоев, обуславливает соблюдение планово - предупредительного ремонта и высокий уровень использования самоходной техники. Одновременно прорабатывались способы проветривания рудника, была учтена возможность по совмещению безрельсовой доставки с рельсовым транспортом.

Установлена техническая возможность эффективного применения оптимальных по габаритам и производительности комплексов самоходного оборудования в различных горно-геологических условиях, что привело, с одной стороны, к увеличению сечения выработок, соответствующих данному типу месторождений, а, с другой стороны, обеспечивает механизацию трудоемких процессов добычи руды при разработке месторождения с малой мощностью рудных тел (табл. 1).

Определение минимально необходимого сечения горных выработок прямоугольно-сводчатой формы при использовании самоходных машин различного типа проводилось по формуле:

$$S_{св} = (0,26B + H) \cdot B, \text{ м}^2 \quad (1)$$

$$B = A + 2b \quad (2)$$

где B - ширина выработки, мм;

Таблица 1

Минимальные параметры подготовительных и нарезных выработок при эксплуатации самоходного оборудования на руднике «Зармитан»

Название машин	Параметры горных выработок с зазорами по ширине					
	1,2x0,5			0,5x0,5		
	ширина, мм	высота, мм	сечение, м²	ширина, мм	высота, мм	сечение, м²
Погрузочно-транспортные машины						
TORO-006	3800	2200	12,1	3130	2200	9,4
TORO-151	3180	1840	8,4	2480	1840	6,1
MICROSCOOP 100D	2750	1939	7,2	2050	1939	5,1
Самосвал шахтный EJC-53	4596	2667	17,7	3896	2667	14,3
Буровые каретки						
Sandvik DD-210	2900	2750	10,1	2200	2750	7,3
AXERA-5-140	3350	2800	12,2	2650	2800	9,2
AXERA-6-240	3676	3000	14,5	2976	3000	11,2
Boomer 104-1238	2920	2485	9,4	2220	2485	6,7
SOLO-1L	3370	2150	10,1	2670	2150	7,5

Н - высота прямой стенки, принимается min 1800 mm по правилам безопасности;

А - ширина проезжей части (ширина машины), mm;

в - зазор между стенкой выработки и краем проезжей части, mm.

В табл. 2 приведены комплексы самоходного оборудования, применяемые в зависимости от сечения выработок.

Ускоренное внедрение новейших достижений науки и техники в условиях рудника Зармитан призвано создать противодействие негативным последствиям ухудшения условий разработки месторождения.

Важнейшим направлением решения этой задачи является совершенствование технологии очистных и проходческих работ, модернизация известных и создание новых систем разработки.

Характер залегания и морфологическое строение рудных тел предопределили в данных условиях применение систем разработки с магазинированием руды и подэтажных штреков.

Система подэтажных штреков с торцевым выпуском руды является одной из наиболее эффективных систем подземной разработки руд, широко применяемой во всем мире. Эта технология проста и позволяет вести выемку руд с высокой интенсивностью благодаря возможности широкого использования самоходного оборудования.

При отработке запасов руд системой подэтажных штреков с применением самоходного оборудования (рис.) необходимо обеспечить возможность переезда погрузочно-транспортных и самоходных буровых машин с горизонта откатки на подэтажные выработки. Для этого в лежачем боку рудного тела на всю высоту этажа проходится полевой спиральный участковый уклон и от него на уровне каждого подэтажа вкрест простирания сближенных рудных тел Центральной части Чармитанского месторождения проводятся квершлага, из которых этими же машинами по простиранию рудных жил нарезают подэтажные штреки в обе стороны от квершлага на всю длину каждого из смежных блоков (100-120 m и более).

Для выпуска породы и руды от проходческих работ в границах вертикальной плоскости уклона с откаточного горизонта проходят рудоспуски на высоту этажа.

Таким образом, одним из условий эффективного применения самоходного оборудования на всех стадиях добычи руды является переход на подготовку и

отработку не отдельных блоков, а целых участков месторождения, создания соединительных выработок между горизонтами и разрозненными рудными телами, объединяющих их единой схемой подготовки и обеспечивающей возможность многозабойной работы машин.

Большие трудности возникли при решении задачи о целесообразности отработки тонких жил из подэтажей с применением отбойки взрывными скважинами и самоходного оборудования, влекущие увеличение объемов подготовительных и нарезных

Таблица 2

Комплексы самоходного оборудования, применяемые в зависимости от сечения выработок

Класс сечений	Сечение, м ²	Погрузочно-транспортные машины, тип	Буровые каретки, тип
1	5-7	MICROSCOOP 100D TORO-151	Boomer 104-1238
2	7-10	TORO-151 TORO-006 MICROSCOOP 100D	Sandvik DD-210 Boomer 104-1238 SOLO-1L
3	10-14 и выше	TORO-006 TORO-151 EJC-53	AXERA-5-140 AXERA-6-240

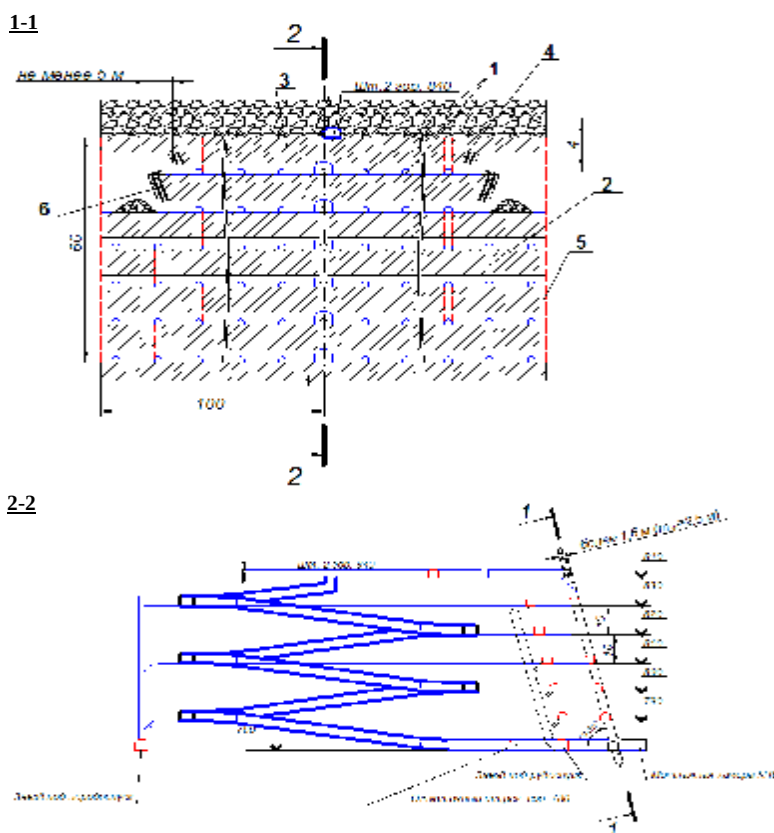


Рис. Система разработки подэтажными штреками со скважинной отбойкой руды: 1 - эксплуатационные рассечки; 2 - вентиляционные восстающие; 3 - потолочина; 4 - первый подэтаж; 5 - отрезные восстающие; 6 - линия очистного забоя под углом 70°

работ. Однако затраты окупятся благодаря высокой производительности труда в сравнении с традиционным способом (бурение с помощью ручных перфораторов и скреперная доставка руды и погрузка её в вагоны через орты-заезды).

Авторами рекомендуется в условиях широкого внедрения на руднике Зармитан высокопроизводительной самоходной техники произвести изменение организационной структуры рудника, создать специализированные по видам работ участки:

- бурения глубоких скважин;
- взрывной;
- погрузочно-транспортных машин с ремонтной службой;
- проходческий, который занимается только бурением и взрыванием шпуров.

Такая специализация позволит повысить коэффициент использования машин, увеличить их надежность, улучшить контроль и качество ремонта, концентрацию производства.

УДК 622.342.1:622.032(575.1)

© Киселенко А.С., Хамраев Ф., Мухитдинов А.Т., Казаков Б.И., Вахитов Р.Р. 2009 г.

ИЗЫСКАНИЕ «БЕЗЛЮДНЫХ» СПОСОБОВ ПРОХОДКИ ВОССТАЮЩИХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК – АКТУАЛЬНАЯ ЗАДАЧА СЕГОДНЯШНЕГО ДНЯ (НА ПРИМЕРЕ ЗАРМИТАНСКОГО РУДНИКА)

Киселенко А.С., главный специалист лаборатории ГР института «O'zGEOTEXLITI»; **Хамраев Ф.**, технический представитель «Sandvik Mining Construction Finland Corp»; **Мухитдинов А.Т.**, главный специалист лаборатории ГР института «O'zGEOTEXLITI»; **Казаков Б.И.**, инженер лаборатории ГР института «O'zGEOTEXLITI»; **Вахитов Р.Р.**, инженер лаборатории ГР института «O'zGEOTEXLITI»

Золотодобывающий рудник Зармитан Южного рудоуправления НГМК осуществляет свою деятельность на месторождениях Зармитанской золоторудной зоны, которая отличается сложными горно-геологическими условиями. Рудные тела характеризуются небольшой мощностью, не выдержаны

по падению и простиранию, руды и вмещающие породы – среднеустойчивы. С учетом высокой ценности добываемой руды предполагается наряду с системой разработки подэтажных штреков и magazинирования использовать систему горизонтальных слоев с закладкой выработанного пространства.

Горно-подготовительные работы при данных системах разработки заключаются в проведении из полевых штреков, ортов и наклонных съездов, восстающих и рудоспусков. Предполагаемый среднегодовой объем проходки вертикальных выработок по рудникам Зармитан и Гужумсай составляет около 3000 м. Часть выработок подлежит оборудованию в качестве ходовых восстающих.

До настоящего времени восстающие проходятся с применением монорельсовых проходческих комплексов КПВ с пневматическим приводом, охватывающих область проходки восстающих длиной до 120 м, сечением 2-8 м² и углами наклона к горизонту 30-90°, а также традиционным мелкошпуровым способом (рис. 1).

Процесс этот трудоемкий и, главное, сопряженный с опасностью из-за нахождения людей в забое незакрепленной горной выработки, что может привести к травматизму.

Совершенствование вышеперечисленных способов осуществляется по пути повышения эффективности буровзрывных работ, а также организации труда проходчиков при выполнении отдельных операций проходческого цикла, но это не исключает пребывания людей в забое.

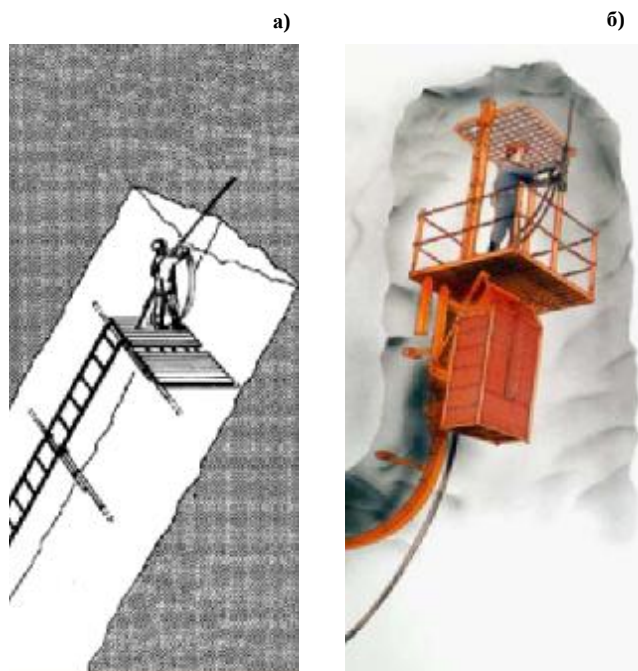


Рис. 1. Способы проходки восстающих выработок: а) ручным способом; б) с помощью полка КПВ

Внедрение «безлюдных» способов проходки восстающих является исключительно важной задачей для совершенствования горных работ вообще и проходки восстающих выработок в частности.

Способы проходки восстающих можно разделить на три класса: с нахождением людей в забое, без нахождения людей в забое и комбинированный (табл. 1).

Способы «безлюдной проходки» восстающих выработок, связанные с применением скважинных и многокамуфлетных зарядов, не получили достаточного распространения, так как механизм разрушения массива параллельными скважинами в направлении торцов изучен недостаточно. Недостаточно изучены и характер действия взрыва вглубь массива при значительном отдалении от обнаженной плоскости, механизм разрушения массива при взрывании камуфлетных зарядов, расположенных в одной скважине, зависимость величины заряда от физико-механических свойств горных пород.

Принимая во внимание, что существующие взрывные методы проходки восстающих, являющихся основными подготовительными выработками при нарезке выемочных блоков, могут оказаться слабым звеном в технологической цепочке добычи руды на руднике «Зармитан», предлагаем рассмотреть возможность применения бурения восстающих полным сечением – способ, широко применяемый во всем мире при проходке горных выработок.

Комбайновый метод проведения восстающих предназначен не только для резкого повышения скорости проходки и производительности труда при снижении себестоимости проходки, но и, что особенно важно, для реализации важнейшей социальной задачи - выведения проходчика из опасной зоны, создания нормальных санитарно-гигиенических условий труда и, в перспективе, полной автоматизации процесса проведения восстающего. Этот метод стал пока что единственным, обеспечивающим «безлюдную» технологию.

Основными изготовителями комбайнов для бурения восстающих на полное сечение являются фирмы: «Robbious», «Ингерсол Ренд», «Дресер», «Джарва», «Кенметалл» (США), «Вирт» и «Турмаг» (ФРГ), «Sandvik» и «Atlas Copco» (Швеция); «Кокен» и «Дова Майнинг» (Япония).

В Республике Узбекистан имеется представительство компании «Sandvik Mining» and Construction Finland Corp», поэтому в данной статье будет рассмотрена возможность применения буровых установок типа

«RHINO» в условиях рудника «Зармитан».

Бурение восстающей выработки имеет множество преимуществ перед обычным буровзрывным методом, самыми важными из которых являются безопасность, быстрота, физические характеристики пробуренной выработки и, по статистическим данным, более низкая стоимость работ. Восстающий может быть безопасно пройден в породе, считающейся слабо устойчивой или даже абсолютно неподходящей для бурения при применении обычных методов. Одним из важных преимуществ с точки зрения перспективы является сокращение затрат. Несмотря на то, что прямые издержки при обычном методе бурения на данный момент ниже, трудозатраты и материальные затраты обязательно будут увеличиваться. Тем не менее, новые технологии в бурении, усовершенствованные буровые установки, направляющие коронки, шарошки наверняка снизят стоимость бурения, и можно ожидать практически мгновенных улучшений в плане внедрения этих установок.

В мировой практике известны три способа бурения восстающих и соответствующие конструкции буровых машин.

Первый способ наиболее распространен и предусматривает бурение передовой скважины небольшого диаметра сверху вниз до выхода бурового долота в выработку нижележащего горизонта и последующее разбуривание этой скважины в направлении снизу вверх при обратном ходе бурового станка до проектного диаметра восстающего.

Установка при этом способе может быть смонтирована на поверхности земли при бурении до оп-

Таблица 1
Классификация способов проходки восстающих выработок по принципу нахождения людей в забое

Класс	Способ проходки и варианты
I. С нахождением людей в забое	1. Мелкошпуровой: а) с распорной крепью б) со станковым креплением с) с применением механических полков (КПВ, КПА, КРН, СТН-5-Алимак). 2. Штанговый
II. Без нахождения людей в забое	1. Глубокими скважинами: а) с секционной отбойной; б) с отбойкой на не заряжаемую скважину. 2. Расширением скважин взрывом, ВВ. 3. Многокамуфлетными зарядами. 4. Бурением: а) по разрезной скважине с последующим расширением; б) керновым; в) на полное сечение.
III. Комбинированные	1. Мелкошпуровой и глубокими скважинами.

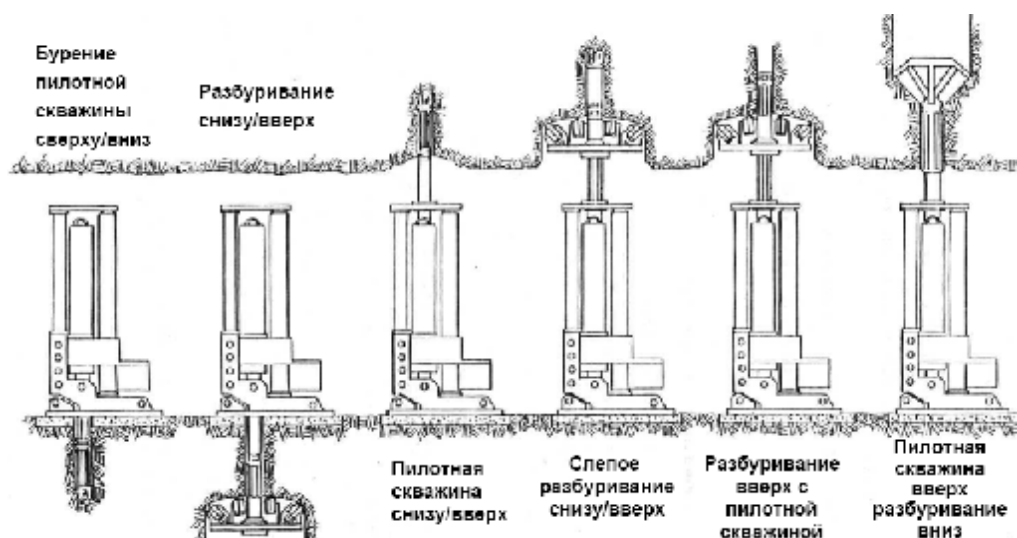


Рис. 2. Возможные способы проходки восстающих

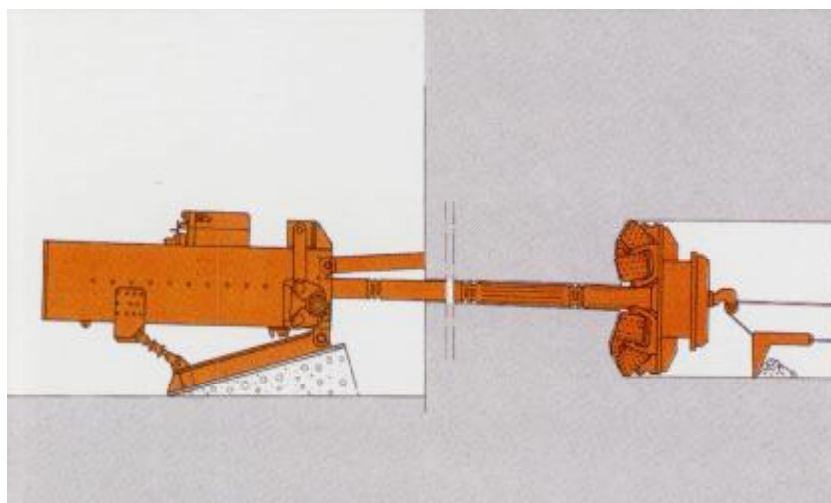


Рис. 3. RHINO 400 Г в положении горизонтального бурения

ределенного горизонта шахты или под землей при бурении восстающих горных выработок между горизонтами, этажами и т.д.

По окончании бурения передовой скважины использовавшееся для этого долото снимают и устанавливают разбуриватель для расширения скважины снизу вверх. Породная мелочь при бурении падает в вагонетку или на почву штрека и ее убирают с помощью погрузочно-транспортных машин. С применением этого способа в мировой практике бурят 90% восстающих.

Второй способ предусматривает бурение так называемой «слепой» восстающей выработки сплошным сечением в направлении снизу вверх, при этом буровая установка располагается на нижележащем горизонте и бурение восстающего осуществляется за один проход.

Принятая для комплекса RHINO схема проведе-

ния восстающих снизу вверх сплошным сечением обеспечивает возможность проходки слепых восстающих, концентрацию всех работ по проходке на нижележащем горизонте, экономию времени и затрат из-за устранения необходимости бурения передовой скважины.

В сложных горно-геологических условиях возможно бурение передовой скважины диаметром 320 мм.

Третий способ имеет очень ограниченное применение и предусматривает размещение буровой машины на нижнем горизонте, бурение передовой расширением до проектного диаметра обратным ходом в направлении сверху вниз. Бурение восстающих этим способом имеет существенные недостатки: затруднено удаление бурового шлама, необходима защита комбайна от падающей буровой мелочи, сложность доставки разбуривателя на верхний горизонт, повышенная влажность и запыленность и т.д.

Возможные способы проходки показаны на рис. 2.

Установка RHINO с манипулятором штанги была сконструирована для применения под любым удобным углом бурения, в том числе и для горизонтального бурения с достаточной точностью. Горизонтальное бурение предполагает неограниченные возможности в горных проектах.

Таким образом применение оборудования для проходки восстающих с помощью буровых установок типа RHINO позволит повысить скорость проходки до 8-10 м в сутки, а, следовательно, и производительность труда проходчиков в 2-3 раза, снизить на 30-50% себестоимость работ, обеспечить точные проектные сечения, низкое аэродинамическое сопротивление и более высокую устойчивость бортов выработки, исключить взрывные работы и крепление, создать на руднике «Зармитан» безопасные и нормальные санитарно-гигиенические условия труда проходчиков, снизить запыленность воздуха в десятки раз (до 1 mg/m^3), уровень шума (в 1,5 раза) до нормы.

ИССЛЕДОВАНИЕ НАПРЯЖЕНИЙ ПРИБОРТОВОГО МАССИВА КАРЬЕРА МУРУНТАУ С УЧЕТОМ ТЕКТОНИЧЕСКИХ СИЛ

Рахимов В.Р., профессор кафедры «Маркшейдерское дело и геодезия» ТашГТУ, академик АН РУз, докт. техн. наук; **Марков А.В.**, старший научный сотрудник кафедры «Маркшейдерское дело и геодезия» ТашГТУ; **Кодиров В.Р.**, аспирант ТашГТУ

Массив горных пород представляет собой ослабленную многочисленными нарушениями структурно-неоднородную среду, состоящую из неупорядочено вложенных друг в друга слоев или блоков различных форм и размеров, обладающих произвольными контактными условиями.

Геомеханическое состояние массива зависит от изменения структуры среды, деформирования блоков, их перемещения под влиянием гравитационных, тектонических и интенсивных сейсмических воздействий природно-техногенного происхождения. Как известно, устойчивость генеральных углов наклона бортов определяется комплексом инженерно-геологических, технологических, гидрологических факторов и является основным показателем, позволяющим значительно сократить коэффициент вскрыши и заметно улучшить технико-экономические показатели разработки месторождений на глубоких горизонтах.

Нарушение устойчивости прибортового массива приводит к обвалу горных масс в выемочное пространство, а это ведет к остановке горных работ - простоям, поломке технологического оборудования, людским жертвам и дополнительным затратам по устранению последствий обвалов. Для предотвращения таких нарушений в горной практике в обязательном порядке периодически проводятся контрольные исследования напряженно-деформированного состояния прибортового массива пород, актуальность которых возрастает с углуб-

лением карьера, ростом его размеров в плане. В современной горной науке можно выделить три основных вида моделирования напряженно-деформированного состояния массива [1]: натурные исследования на испытательном полигоне, лабораторные исследования на моделях из эквивалентных или оптически - чувствительных материалах и математическое моделирование. Первые два вида исследований пространственно ограничены и отличаются дороговизной в виду необходимости материальных затрат на соответствующие модели и испытательное оборудование. Математическое моделирование является наиболее общим, гибким и дешевым видом моделирования, что и подтверждает данная работа.

В настоящее время при решении задач геомеханики в частности при оценке устойчивости бортов и откосов карьеров широко используются численные математические методы. К ним относятся метод конечных элементов (МКЭ), метод граничных элементов (МГЭ), метод конечных разностей (МКР), метод конечных объемов (МКО) и другие математические методы. Базисом численных методов являются определяющие фундаментальные законы и аналитические зависимости, механики деформируемого твердого тела, лежащие в основе компьютерного моделирования. Основное преимущество компьютерных технологий - это их гибкость по отношению к вариациям исходной информации, позволяющая оперативно выявить воздействия различных факторов на состояние механической системы (рис. 1-13, табл. 1-3).

Из вышеперечисленных математических мето-

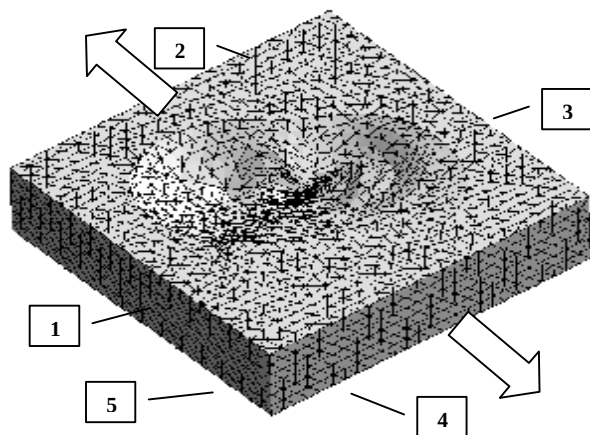


Рис. 1. Конечно-элементная схема модели. Сетка включает: 42196 вершин, 28342 элементов



Рис. 2. Условные зоны поверхности карьера

Таблица 1

Вертикальные профили поверхности карьера от горизонта 105 m через 45°, M= 1:10

N	Номер профиля на плане															
	1		2		3		4		5		6		7		8	
	g, m	h, m	g, m	h, m	g, m	h, m	g, m	h, m	g, m	h, m	g, m	h, m	g, m	h, m	g, m	h, m
1	4.5	0	4.5	0	5.0	0	9.0	0	7.5	0	4.3	0	5.7	0	10.5	0
2	21	12.1	27.5	18	15.5	2.9	23	1.8	25.5	9	14	6	19	8.5	34.5	6
3	43.7	24.9	37.5	24.9	50.5	12.1	41.5	10.5	40.5	14	32	8.5	49.5	15	55.5	12.1
4	73	39	58.5	33	92.5	7.5	62.5	15.2	64.5	23.9	66	24	66	24	92.5	24.2
5	89.5	44	76	36	105	15.2	76.5	18.4	75	30.3	78	28.5	94.5	26.1	117.5	39
6	107.6	49.5	107	40.8	135	21	101	24	96.5	36	102.5	36.5	126.5	38.0	134	44.7
7			124	44.5	154.5	33.1	126.5	31.7	123	42.5	112.5	40.0	149	41.9		
8			142.5	50	181.5	43.5	167	42.9			128	42.2				

Таблица 2

Механические свойства вмещающего массива

Модуль упругости, МПа		К-т Пуассона	Плотность	Предел прочности, МПа	
E/10 ⁴	G/10 ⁴			σ _c	σ _p
3.8574	1.4723	0.31	26500	100	6

дов наиболее широкое применения в горной практике при решении задач геомеханики нашел метод конечных элементов (МКЭ), позволяющий ввести в расчетную схему осредненные деформационные и прочностные свойства пород массива, а также топографию выработанного пространства [2]. В работе [3] показано, что в пределах карьерного поля, как и во всем чехле тектонического блока, действует итоговое растягивающее тектоническое напряжение северо-западного направления с расчетным значением 2,1 МПа. Представляет интерес изучение напряженного состояния прибортового массива карьера с учетом совместного действия трех основных факторов: пространственной геометрии карьерной выемки, силы тяжести в массиве, тектонических напряжений. Разработанная для решения этой задачи (по плану горных работ от 01.04.2005 г. с нижней отметкой 105 m) пространственная геомеханическая модель карьера Мурунтау, ее конечно-эле-

ментное разбиение показано на рис. 1. Условные части поверхности карьера показаны на рис. 2.

Направление граней вмещающего массива (рис. 1) принято для обеспечения простоты задания граничных условий для «удаленных» границ:

На грани 1 и 3 действие напряжений гравитационного отпора:

$$\sigma = -\nu Pgh.$$

На грань 5 (низ массива), закрепление:

$$W=0, U=0, V=0$$

На грани 2 и 4, действие напряжений тектонических и гравитационного отпора:

$$\sigma = 2.1 - \nu Pgh.$$

С учетом ограничений на размеры модели, имеющиеся в компьютерной программе, при разработке геометрии модели применялся линейный масштаб 1:10 (табл. 1).

Размеры модели по контуру вмещающего массива приняты 450x450 m. При этом для того, чтобы напряжения от силы веса в модели имели натуральную величину, плотность породы увеличена в 10 раз (табл. 2).

1. Исследование напряжений в объеме модели

Результаты расчетов напряжений на поверхности карьера представляются ниже. На величины напряжений существенно влияют неровности рельефа выемки.

Указанные для изолинии значения в различных точках ее контура могут отличаться до 30%. Экстремумы напряжений приводятся в таблицах рисунков для двух зон поверхности: L и R, рис. 2. Изолинии главных напряжений показаны на рис. 3, 4 и 5.

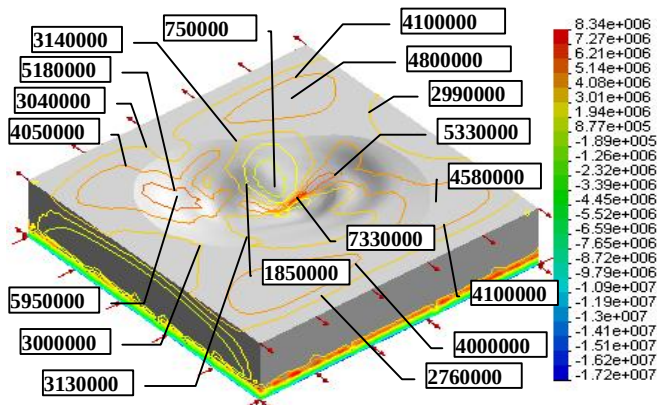


Рис. 3. Изолинии главных напряжений σ_1 , Pa

Значение	σ ₁ , МПа	
	Зона L	Зона R
Максимум	5.95	7.33
Минимум	2.36	0.75
Среднее	3.36	3.25

В соответствии с рис. 3, 4 в дневном слое выемки находятся зоны наибольших растягивающих напряжений σ_1 и σ_2 , ориентированные в широтном направлении выемки.

В соответствии с рис. 5 напряжения σ_3 , в сравнении с двумя вышеуказанными незначительны.

Принимая за малоэффективный уровень растягивающих напряжений величину ниже 1 МПа, получим по контуру изолинии на рис. 6 максимальную глубину распространения растягивающих напряжений. С учетом масштабного коэффициента эта глубина под дном карьера составляет 40 м. Под западной и восточной верхними бровками борта эта глубина составит соответственно 330 м и 250 м. Для напряжения σ_2 глубины распространения растягивающих напряжений не выше этих.

Анализируя изолинии напряжений σ_1 , σ_2 и σ_3 (рис. 7) можно увидеть, что повышенные растягивающие напряжения соответствуют зонам вогнутости рельефа поверхности карьера, расположенным в западной и восточной его части. При этом наибольшие растягивающие напряжения соответствуют дну поверхности карьера, где изменения рельефа наиболее значительны. Поскольку распространение растягивающих напряжений в глубину для дна карьера незначительно, то в этой зоне следует ожидать повышения трещиноватости в породах поверхностного слоя зоны. В названных выше западной и восточной зонах карьера также следует ожидать повышенную трещиноватость пород, однако распространение ее в глубину для этих зон может достигать 250-300 м. Прочность отдельных зон массива, скорее всего, следует определять средними напряжениями, показанными в табл. рисунков, поскольку в средних значениях напряжений уже не отражаются локальные неровности зон на поверхности карьера. Аналогично изолиниям

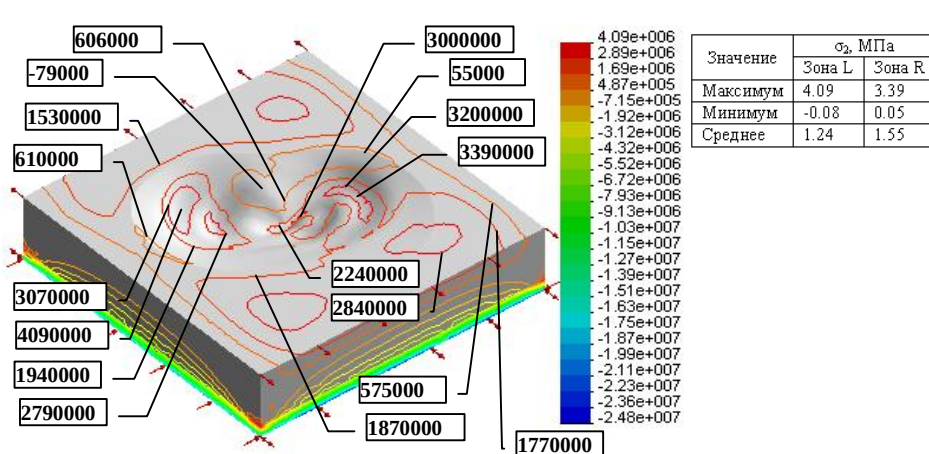


Рис. 4. Изолинии главных напряжений σ_2 , Па

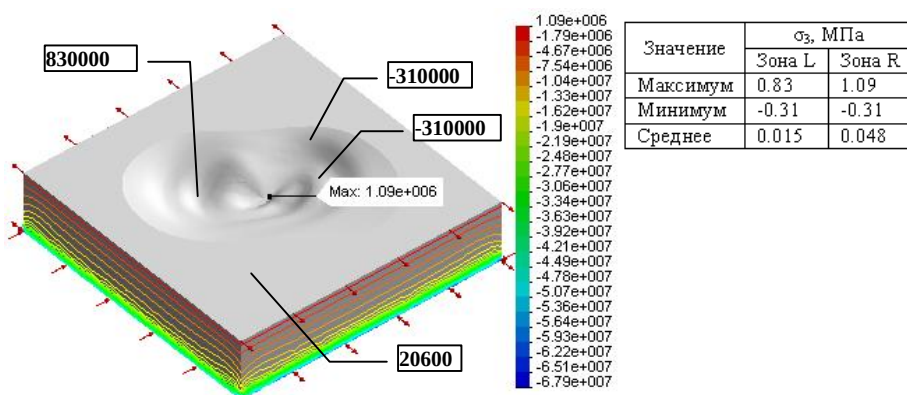


Рис. 5. Изолинии σ_3 , Па

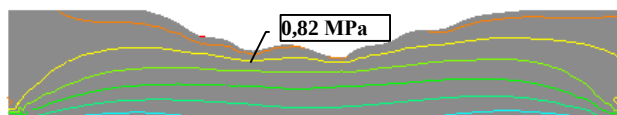


Рис. 6. Изолинии главных напряжений σ_1 , для вертикального сечения широтного направления

нормальных напряжений максимумы касательных напряжений приходятся на западную и придонную зону поверхности карьера и составляют 2.8 и 3.4 МПа соответственно. Построение изолиний коэф-

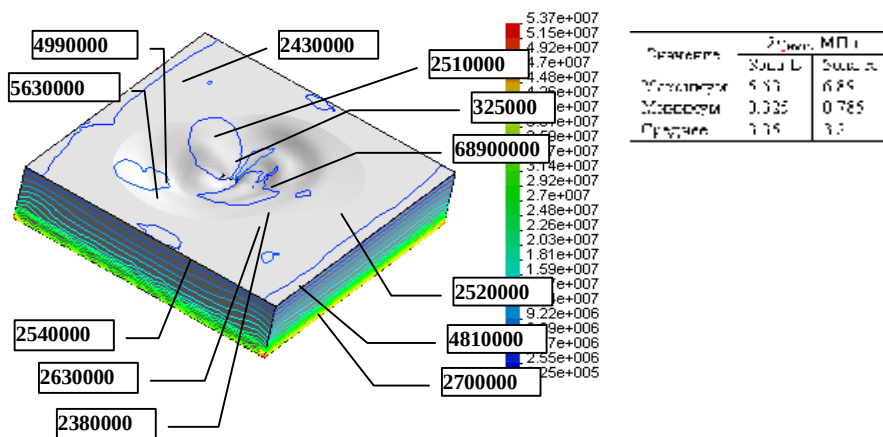


Рис. 7. Изолинии $2\sigma_1 - \sigma_3$, Па

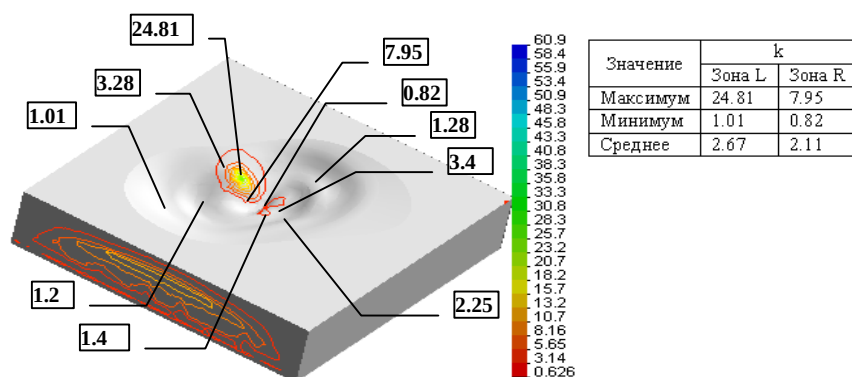


Рис. 8. Изолинии коэффициента запаса прочности k

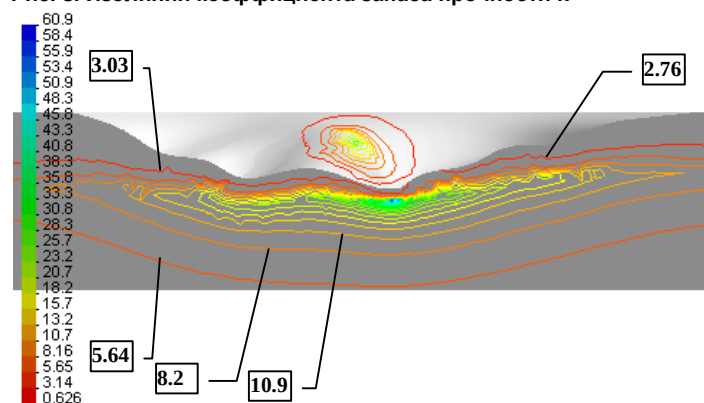


Рис. 9. Изолинии коэффициента запаса прочности k по глубине

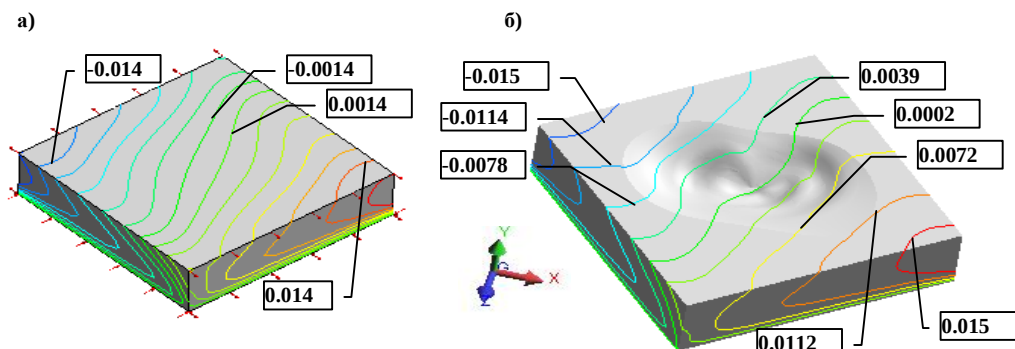


Рис. 10. Изолинии смещений вдоль оси X, м: а) нетронутый массив; б) совместное действие факторов

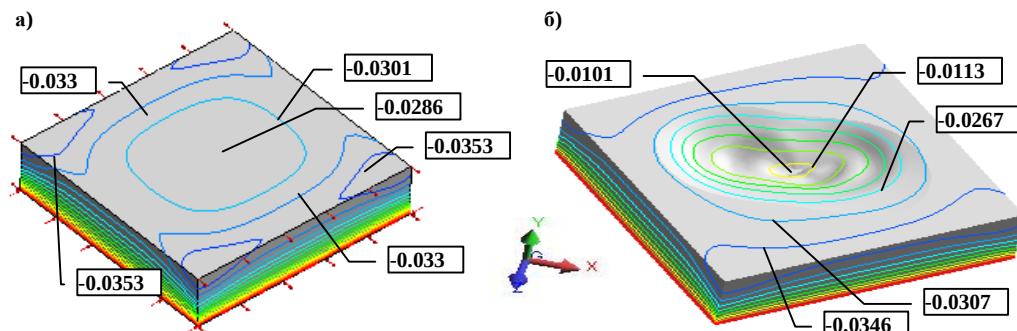


Рис. 11. Изолинии смещений вдоль оси Y, м: а) нетронутый массив; б) совместное действие факторов

коэффициента запаса прочности k (рис. 8) выполнялось по формуле, следующей из закона Кулона-Мора, в

виде, наиболее приемлемом при задании полей напряжений:

$$k = \frac{1}{\frac{s_1}{s_p} + \frac{s_2}{s_c}}$$

Изолинии коэффициента k в вертикальном сечении широтного направления показаны на рис. 9.

2. Исследование смещений в объеме модели

Изучение смещений приборного массива имеет следующую особенность. Природный нетронутый массив, нагруженный силами веса и растяжения, имел перед его разработкой начальное поле смещений. Программное обеспечение позволяет отдельно моделировать поля смещений нетронутого массива и поля смещений в условиях совместного действия природных сил и выемки карьера.

Для определения поля смещений, вызванного только влиянием выемки, следует из поля смещений от вышеназванного совместного действия факторов вычесть поле смещений нетронутого массива. Изолинии смещений по координатам для нетронутого массива и при совместном действии факторов показаны на рис. 10-12.

Для точек на центральной линии поверхности карьера, пронумерованных на рис. 13, в табл. 3 выполнен, с учетом масштаба модели (x10), расчет вертикальных смещений только под влиянием выемки (столбец «Карьер»).

Положительное значение величин вертикальных смещений для точек карьера в табл. 3 говорит о направленности смещений вверх, что объясняется упругой разгрузкой первоначально сжатого силой тяжести массива в результате образования выемки.

Выводы:

Разработана пространственная конечно-элементная модель для нетронутого горными работами вмещающего масс-

сива горных пород в условиях совместного действия сил тяжести и тектонического растяжения.

Разработана пространственная конечно-элементная модель для вмещающего массива горных пород в условиях совместного действия сил тяжести, тектонического растяжения и влияния выемки карьера.

Построены пространственные изолинии напряжений, смещений, коэффициента запаса проч-

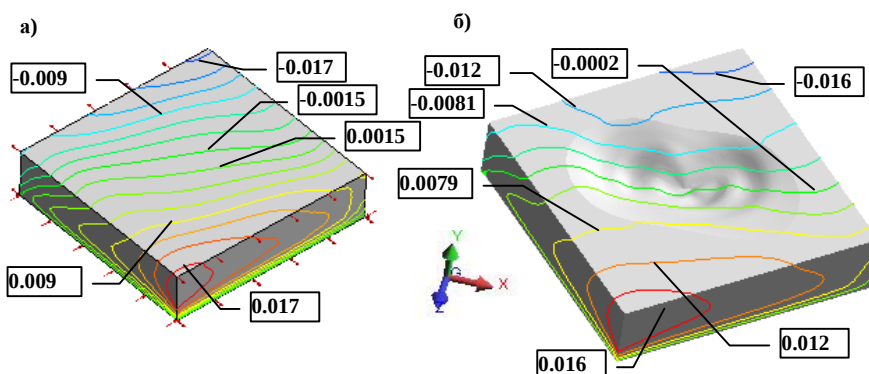


Рис. 12. Изолинии смещений вдоль оси Z, м: а) нетронутый массив; б) совместное действие факторов

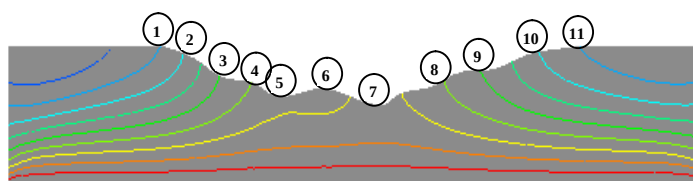


Рис. 13. Вертикальное сечение модели широтного направления

ности. Показано, что прибортовой массив в целом сохраняет устойчивое состояние.

Выявлены зоны действия повышенных растягивающих напряжений: вогнутости рельефа западного и восточного бортов карьера, а также его придонная часть.

Показано, что в этих зонах возможна повышенная трещиноватость поверхности обнажений.

Построены пространственные изолинии смещений. Показано, что вертикальные смещения при-

Таблица 3

Расчет смещений V точек на рис. 13

Высота по дну, м	Вертикальное смещение, м		
	Модель «ДО»	Модель Карьера	Карьер
433	-0.032	-0.0309	0.011
383	-0.0308	-0.0271	0.037
221	-0.0273	-0.0194	0.079
171	-0.0263	-0.0157	0.106
58.7	-0.0235	-0.0123	0.112
96.1	-0.024	-0.0127	0.113
0	-0.0218	-0.0101	0.117
171	0.0256	-0.0151	0.105
246	-0.027	-0.0191	0.079
395	-0.0297	-0.0267	0.03
433	-0.0312	-0.0305	0.007

бортового массива направлены вверх, увеличиваясь ко дну карьера.

Список литературы:

1. Певзнер М. Е. и др. Геомеханика. М. МГУ, 2005, 438 с.
2. Полищук С.З., Лашко В.Т., Кучерский Н.И. и др. Прогноз устойчивости и оптимизация параметров бортов глубоких карьеров. Днепропетровск, Полиграфист, 2001.
3. Марков А.В. К расчету тектонических напряжений в земной коре Юго-Западного Узбекистана. Вестник ТашГТУ, №4, 2008.

УДК 622.257

© Меликулов А.Д., Салямова К.Д., Гасанова Н.Ю. 2009 г.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА РАСПРОСТРАНЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО РАСТВОРА В ТРЕЩИНОВАТОМ МАССИВЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Меликулов А.Д., проректор по учебной работе НГТИ, канд. техн. наук; Салямова К.Д., зав. лабораторией «Динамика грунтов» ИМиСС АН РУз, докт. техн. наук; Гасанова Н.Ю., старший преподаватель кафедры «Горное дело» ТГТУ

Ряд важных практических задач горного производства связан с определением параметров движения различных растворов в трещиноватом либо пористом массиве горных пород: гидравлическое опробование скважин, скважинная добыча полезных ископаемых, тампонирование гидрогеологических скважин, тампо-

нирование пород в целях возведения водонепроницаемых завес либо для искусственного укрепления массива горных пород и т.д. [1-2].

Распространение раствора в массиве горных пород упрощенно можно рассматривать как плоское в сечениях перпендикулярных нагнетательной скважине.

Направление скважины обозначим осью Oz . Такие сечения по всей длине скважины будут иметь две основные разновидности: сечение приходится в плоскость пересечения трещины со скважиной под определенным углом, либо сечение приходится по толще пород с взаимно пересекающимися трещинами. При расчете распространения технологических растворов (или суспензий) необходимо учитывать характер движения раствора в массиве.

Очевидно, в этой модели наиболее важное влияние на параметры нагнетания раствора оказывает второе сечение: его влияние пропорционально отношению расстояния между горизонтальными трещинами к величине их раскрытия. В естественных условиях залегания пород часто раскрытие горизонтальных трещин, если таковые имеются, принимает весьма малые значения под воздействием веса вышележащих пород [3]. Это обстоятельство повышает значимость движения растворов в массиве по второй схеме.

Величину удельного расхода скважины q_0 , необходимую для обеспечения расхода потока q_x и q_y на расстоянии X и Y от нагнетательной скважины, получаем в виде выражений:

$$q_0 = 2b \left(\frac{1}{b} + 1 \right) \left(1 + \frac{2b}{x_{\sqrt{x_a}}} \right)^{m_x X} \cdot q_x, \quad (1)$$

$$q_0 = 2 \left(\frac{1}{b} + 1 \right) \left(1 + \frac{2}{bx_{\sqrt{x_a}}} \right)^{m_y Y} \cdot q_y. \quad (2)$$

Для определения напора, обеспечивающего требуемый расход потока в трещиноватой среде массива горных пород, используем результаты экспериментальных исследований Г.М. Ломизе [4], где приводятся зависимости между расходом, скоростью движения при распространении жидкости в трещине.

Расход в ламинарном режиме течения:

$$q = \frac{g}{12m} d^3 J, \quad (3)$$

где γ – удельный вес, N/m^3 ;

μ – динамическая вязкость жидкости, $N \cdot s/m^2$;

δ – раскрытие трещины, m ;

J – напор, Pa .

Средняя по ширине трещины скорость потока в ламинарном режиме:

$$V = \frac{g}{12m} d^2 J. \quad (4)$$

Те же характеристики потока в турбулентном режиме течения:

$$q = 4,78 \sqrt[7]{\frac{g^4}{n} d^5 J^4}, \quad (5)$$

$$V = 4,78 \sqrt[7]{\frac{g^4}{n} d^5 J^4}. \quad (6)$$

Режим движения раствора характеризуется числом Рейнольдса, определяемого для трещины раскрытием δ из соотношения:

$$Re = \frac{Vd}{2\nu}, \quad (7)$$

где V – скорость течения потока, m/s ;

ν – кинематическая вязкость жидкости, m^2/s .

Граница применимости уравнений ламинарного или турбулентного законов движения, то есть выражений (3)–(6) определяется критическим числом $Re_{cr} = 500 \div 600$, причем коэффициент гидравлических сопротивлений в этих режимах различный и определяется:

$$f_l = \frac{6}{Re} \text{ и } f_m = 0,056 Re^{-0,25} [4].$$

Это значит, что на расстоянии X и Y необходимо обеспечить скорость движения потока, определяемого из условия $Re \geq 600$, т.е.:

$$\frac{Vd}{2\nu} \geq 600$$

или $V_{xy} \geq \frac{1200\nu}{d}.$ (8)

Расход потока на расстоянии X и Y определяется выражением:

$$q_x = \delta_y V_{xy} \quad (9)$$

и

$$q_y = \delta_x V_{xy} \quad (10)$$

Тогда, совместно решая уравнения (1), (2) и (9), получаем:

$$q_0 = 2400bn \left(\frac{1}{b} + 1 \right) \left(1 + \frac{2b}{x_{\sqrt{x_a}}} \right)^{m_x X}. \quad (11)$$

Аналогично из (2), (8) и (10) получаем:

$$q_0 = 2400n \left(\frac{1}{b} + 1 \right) \left(1 + \frac{2}{bx_{\sqrt{x_a}}} \right)^{m_y Y}. \quad (12)$$

Из (5) имеем $J = 0,213 \frac{n^{0,25}}{gd^3} q$. Подставляем сюда

значение расхода из (11) с учетом гидравлических сопротивлений, получаем:

$$J_{0x} = 511,2 \frac{bn^{1,25}}{gd_y^3} \left(\frac{1}{b} + 1 \right) \left(1 + \frac{2b}{x_{\sqrt{x_a}}} \right)^{m_x X}$$

или, подставляя $g = 9,81 m/s^2$, окончательно получаем:

$$J_{0x} = 51,12 \frac{bn^{1,25}}{d_y^3} \left(\frac{1}{b} + 1 \right) \left(1 + \frac{2b}{x_{\sqrt{x_a}}} \right)^{m_x X}. \quad (13)$$

Аналогично, решая уравнения (5) и (12), получаем

$$J_{0y} = 51,12 \frac{bn^{1,25}}{d_y^3} \left(\frac{1}{b} + 1 \right) \left(1 + \frac{2}{bx_{\sqrt{x_a}}} \right)^{m_y Y}. \quad (14)$$

Приведенные пары уравнений: (11) и (13), (12) и (14) определяют удельный расход скважины q_0 и соответствующий напор J_0 , обеспечивающие движение раствора вязкостью ν в безосадочном режиме распространения вдоль соответствующих направлений осей на расстояние do X, Y . Следует заметить, что полученные значения удельного расхода скважины и соответствующие величины напора в выражениях (11)–(14) дают зависимости параметров нагнетания от радиуса

распространения раствора. Если размер зоны распространения вдоль оси Oy должен определяться как функция расхода q_{oy} при значении:

$$q_{oy} = q_{ox}, \quad (15)$$

Подставляя сюда значения q_{oy} и q_{ox} из выражений (11) и (12), получаем:

$$\beta \left(1 + \frac{2b}{x_v x_a}\right)^{m_x X} = \left(1 + \frac{2}{b x_v x_a}\right)^{m_x Y}$$

или, логарифмируя обе части, получаем:

$$\frac{m_x X}{m_y Y} = \frac{\ln \left(1 + \frac{2b}{x_v x_a}\right)}{\ln b + \ln \left(1 + \frac{2}{b x_v x_a}\right)}. \quad (16)$$

Время, необходимое для того, чтобы при заданных параметрах достигнуть требуемого радиуса распространения раствора, определяется из следующих условий.

Скорость движения потока в направлении оси Ox в начальный момент определяется выражением

$$V_{ox} = \frac{q_{ox}}{d_y}.$$

На пути распространения потока скорость уменьшается пропорционально величине расхода потока и на расстоянии X определяется из выражения (9) в виде:

$$V_x = \frac{q_x}{d_y}.$$

Средняя скорость потока по всей длине пути может быть определена:

$$V_{cp(x)} = \frac{V_{ox} + V_x}{2} \frac{q_{ox} + q_x}{2d_y}. \quad (17)$$

Аналогично средняя скорость потока в направлении оси Oy определяется выражением:

$$V_{cp(y)} = \frac{V_{oy} + V_y}{2} \frac{q_{oy} + q_y}{2d_y}. \quad (18)$$

Время распространения потока на расстояние X равно $t_x = X/V_{cp(x)}$ или с учетом (17) получаем:

$$t_x = \frac{2d_y}{q_{ox} + q_x} X. \quad (19)$$

Аналогично время распространения потока на расстояние Y можем определить из выражения:

$$t_y = \frac{2d_x}{q_{ox} + q_x} Y. \quad (20)$$

Таким образом, из выражений (19) и (20) определяем время до момента достижения фронтом распространяющегося потока раствора соответствующих расстояний X и Y от скважины.

Причем, начало и ход процесса нагнетания с параметрами (расходом и напором), определяемыми по выражениям (11) – (14), означает учет гидравлического сопротивления вытесняемой из массива воды, так как при этом с самого начала процесса нагнетания создается поле напоров и скоростей во всей зоне радиусом X или Y . Следует иметь в виду, что за пределами расстояний X и Y от скважины в ламинарном режиме течения раствора может происходить процесс седиментации твердой фазы из суспензии, который влечет за собой коагуляцию трещиноватой среды и снижение её проницаемости.

Список литературы:

1. Алимов И. Математическое моделирование гидродинамических процессов подземного выщелачивания. – Т.: Фан, 1991. – 84 с.
2. Арнс В. Ж., Гаудин А.М. Геолого-гидравлические основы геотехнологических методов добычи полезных ископаемых. – М.: Недра, 1978. – 215 с.
3. Гасанова Н.Ю., Саямова К.Д. Особенности постановки и решения задач распространения технологических растворов в трещиноватом массиве горных пород. Материалы Международной научно-технической конференции «Современная техника и технология горно-металлургической отрасли и пути их развития». – Навои, НГГИ, 2008. Стр.85–87.
4. Ломизе Г.М. Фильтрация в трещиноватых средах. – М.: Недра, 1981. – 144 с.

УДК 622

© Морозов В.В., Бибик И.П., Таджиев Ш.Д. 2009 г.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СТРУКТУРНЫХ ОСОБЕННОСТЕЙ ГОРНОГО МАССИВА МЕТОДОМ ВИЗУАЛЬНЫХ НАБЛЮДЕНИЙ

Морозов В.В., начальник группы НИЛ ГР института «O'zGEOTEXLITI», канд. техн. наук; Бибик И.П., зам. главного инженера Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук; Таджиев Ш.Д., инженер НИЛ ГР института «O'zGEOTEXLITI»

Возможность определения месторасположения твердых включений и их мощности, а также строения и текстуры разнопрочных пород, слагающих

массив разрабатываемого уступа, позволяет рационально использовать технологию ведения буровзрывных работ. В настоящее время существует

несколько способов определения твердых включений в массиве. Все эти способы можно классифицировать как по технике проведения замеров: с использованием буровой техники, геофизических приборов и оптических приборов, так и по сроку прогнозирования: экспресс методы (способ визуальных наблюдений при помощи оптических приборов и использование буровой техники) и длительное прогнозирование (геофизические методы).

К способам с применением буровой техники относятся способы, основанные на определении наличия твердых включений с использованием рабочего механизма бурового станка: визуальные наблюдения по буровому шламу, отбор керна при бурении, измерение энергоемкости бурения и определение изменения твердости пород по увеличению или уменьшению скорости бурения. Способ визуальных наблюдений по буровому шламу наиболее прост, так как не требует дополнительных затрат, но и наименее точен, так как зависит от опыта и наблюдательности человека. По удельной энергоемкости разрушения пород можно определить мощность, глубину залегания пород и их относительную крепость [1-5]. Способ определения изменения твердости пород по увеличению или уменьшению скорости бурения не нашел применения, так как скорость бурения зависит от многих факторов и по ней очень трудно определить границы перехода от мягких к твердым включениям. Способ отбора керна при бурении геологических скважин основан на изучении полученного при бурении керна. Наиболее перспективным экспресс методом можно считать способ определения твердых включений при помощи энергоемкости бурения.

Геофизические способы - одно из прогрессивных направлений в области долгосрочного прогнозирования наличия твердых включений. Эти способы основаны на: излучении с последующим улавливанием отраженных волн от контактов пород с различными физическими свойствами, электропроводности или электросопротивления пород (метод вертикального электросондирования), радиационном излучении (радиометрический гамма картаж), магнитных свойствах пород (электромагнитметрический и магнитометрический методы).

Существуют и другие способы: инклинометрический, звукометрический, низкочастотный, интроскопический и их разновидности. Однако все эти методы хороши для определения включений на большой площади, так как имеют достаточно большие погрешности в измерениях, особенно при определении мощности пластов. Например, инклинометрический метод дает ошибку в 8-12 м, звукометрический - 5-7 м, электросондирования или каротажа - 4-6 м и т.д. [1].

Наиболее практичным является метод визуальных наблюдений, который основан на визуальных наблюдениях с помощью оптических приборов за

стенками скважин и позволяет определять структурные особенности горного массива, в т.ч. трещиноватость, цветность и контактность пород [6-7]. Замеры производятся по сухим и хорошо продутым скважинам, предназначенным для ведения взрывных работ. Скважины для замера выбираются по краям блока и одна или две в середине, типа «конверта». При наличии обнажений количество замеров по скважинам может быть снижено. По полученным данным, методом интерполяции, дающим достаточно точные результаты, строится положение забоя. Полученные результаты позволят с достаточной точностью внести коррективы в проект ведения взрывных работ.

Метод с применением скважинных оптических приборов может быть использован как экспресс метод определения мощности твердых включений пропластков по буровым скважинам или в сочетании с геофизическими методами для длительного прогнозирования и районирования карьерных полей по расположению твердых включений. В этом случае геофизическими методами определяется площадь залегания твердых включений, а методом скважинных оптических приборов мощность пропластков.

Конструкция описываемого оптического прибора - информатоскопа основана на принципе перископа, который нашел большое применение в военном деле, народном хозяйстве и научных экспериментах. Главной частью этого прибора является отражающие зеркала, трансформирующие изображение с одного уровня на другой. В связи с этим для получения большого числа данных об изучаемой скважине, а также с целью иметь за одну фиксацию объекта максимальную информацию количество зеркал в приборе увеличено. Но использование одновременно нескольких зеркал, предопределяет необходимость смещения центра изображения, с середины плоскости зеркала на верхней его торце, что ведет к увеличению угла отражения. Это потребовало проверить точность передачи изображения стенки скважины на плоскость принятия изображения видео камеры. Исследования эти были проведены сначала с использованием одного зеркала и плоского экрана, затем эксперименты были повторены с вогнутым экраном, имитирующим стенку скважины (рис. 1, 2).

Задача этих экспериментов состояла в определении угла установки зеркала (α_0), при котором будут сведены до минимума погрешности в передаче изображения. Угол установки изменялся через 5° в интервале от 30° до 55° . Полученные данные в виде графических зависимостей приведены на рис. 3. В эксперименте, по определению искажений в вертикальной и горизонтальной плоскости, фотографии мерной сетки, были сделаны при одинаковом расстоянии (S) между экраном и зеркалом. По полученным фотографиям определяли искажения при

измерении расстояния между горизонтальными и вертикальными линиями сетки. Причем фотографии были сделаны в одном масштабе с мерной сеткой. Поэтому разностью размеров между линиями на фотографии и на мерной сетке определяла искажение видимости в зеркале. Процент искажения подсчитывали по формуле:

$$\Delta = \frac{I_1 - I_2}{I_1} 100\%,$$

где I_1 - действительное расстояние между линиями;

I_2 - расстояние между линиями на фотографии.

На основании полученных результатов был сделан вывод, что нулевые искажения соответствуют установке зеркала под углом 40-45° (рис. 3). Кривая 1 соответствует зеркалам на полную высоту экспериментального зеркала ($L = 2 \cdot 10^{-3} i$), кривая 2 - искажению на высоте $10^{-3} i$, кривая 3 - на высоте $5 \cdot 10^{-3} i$ от основания мерной ленты.

Так как основные диаметры скважин, применяемых на карьерах, изменяются от 150 до 350 мм, то соответственно и диаметры прибора должны иметь вариацию 140-345 мм. Зеркала при этих параметрах устанавливаются на рабочую высоту в

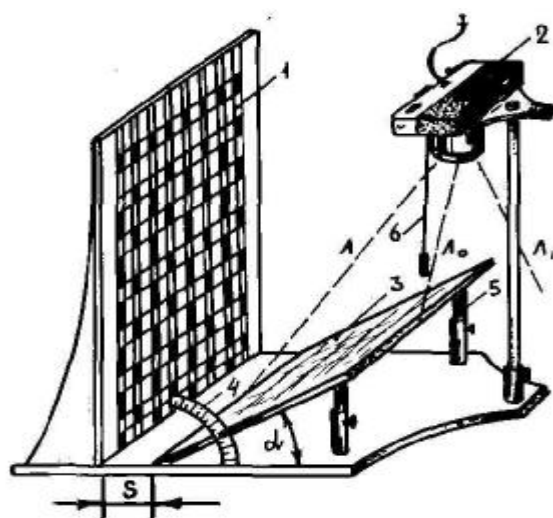


Рис. 1. Схема эксперимента по оценке погрешностей при измерении угла наклона зеркала. Вариант плоского зеркала: 1 - плоский экран, 2 - фотоаппарат, 3 - плоскость зеркала, 4 - угломер, 5 - подъемный кронштейн, 6 - отвес для центровки объектива фотоаппарата, L , L_0 , L_1 - лучи съемки S - расстояние между зеркалом и экраном; α - угол установки зеркала

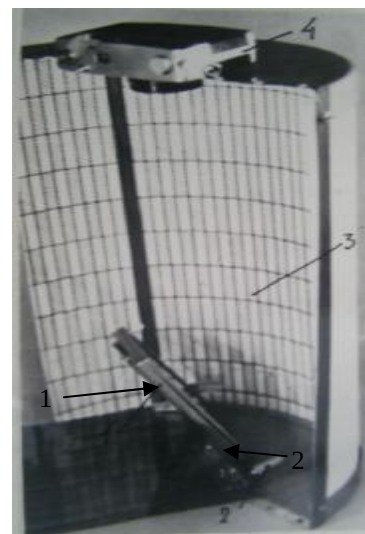


Рис. 2. Вариант имитации стенки скважины: 1 - наклонное зеркало, 2 - рычаг измерения угла наклона зеркала, 3 - вогнутый экран, покрытый мерной сеткой, 4 - фотоаппарат

интервале от $(50-100) \cdot 10^{-3} i$. Поэтому расчетными для оценки процента искажения являются кривые 2 и 3, которые показывают, что при установке зеркал в интервале значений углов 37, 45-48° искажения практически отсутствуют. Помимо кривых 1, 2 и 3 на рис. 3 приведена кривая I , показывающая какую площадь стенки скважины можно видеть в зеркале при углах его установки от 30 до 55°. Эта кривая отношения I/L имеет безразмерную величину, где I - площадь изображения, видимая в зеркале, L - площадь предметного зеркала. Выбирая оптимальный угол наклона зеркала и анализируя кривые 1, 2

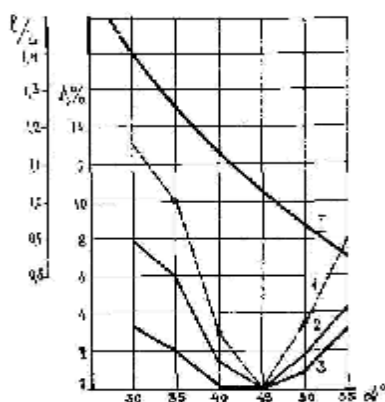


Рис. 3. Изменение процента искажения на уровне 200, 100 и 50 мм (кривые 1, 2 и 3) и I/L отношение площади видимости и площади зеркала I/L под углом α_0 для плоского экрана (при постоянной высоте экрана)

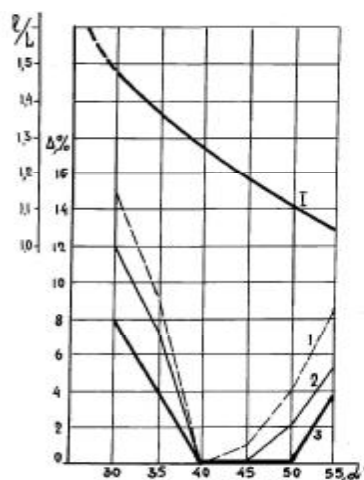
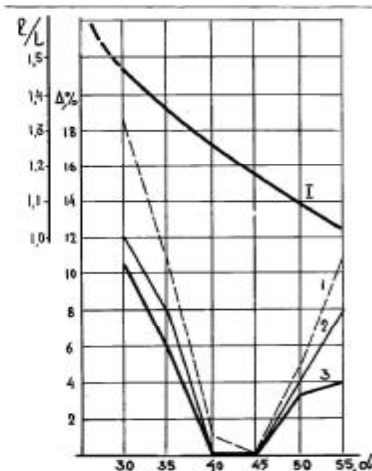


Рис. 4. Изменение процента искажения на уровне 200, 100 и 50 мм (кривые 1, 2 и 3) и I/L отношение I/L при установке зеркала под углом α_0 для вогнутого экрана (а - по середине зеркала, б - по краю зеркала)



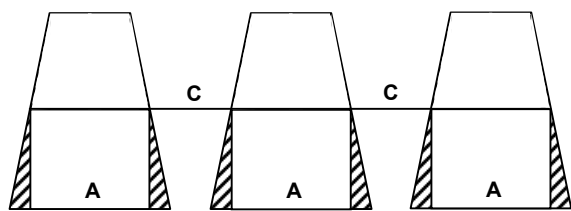


Рис. 5. Преобразование трапецевидного зеркала в прямоугольное

и I определено, что наиболее рациональным является угол в пределах от $37-42^\circ$, так как при $\alpha_0 = 37^\circ$ искажения равны 2%, при этом коэффициент видимости равен 1,29, а при $\alpha_0 = 42^\circ$ искажения равны нулю, но коэффициент видимости 1,22.

Далее были проведены аналогичные исследования для получения расчетных параметров рабочего органа прибора, но с использованием полукруглого экрана с такой же мерной сеткой и формой зеркала, которая была идентична для зеркал 4, 6 и 8 гранной пирамиды (рис. 4). При этом было выполнено две группы измерений: по середине зеркала и его краю, так как при вогнутой поверхности экрана естественно, должны быть отличия в результатах измерений (из-за различного расстояния между центром и краем от объекта до зеркала).

В сравнении с плоским экраном, искажения при вогнутом несколько выше. Однако интервал оптимального угла установки зеркала примерно остается тем же - $38-43^\circ$.

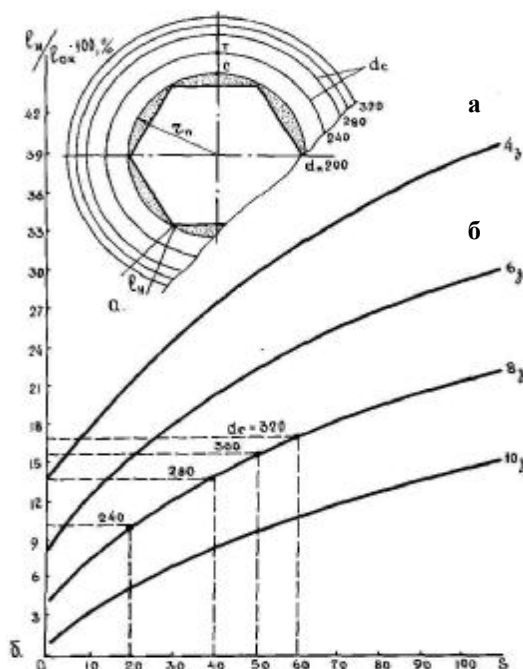


Рис. 6. Схема к расчету состояния $I_H / I_{ок}$ для диаметров скважин d_c при радиусе прибора $r_n = 100$ мм (а); зависимости суммы невидимой зоны I_H к длине окружности скважины $I_{ок}$ от увеличения диаметра скважины (б)

Следующие эксперименты были проведены по определению качества изображения при удалении зеркала от экрана. Эти исследования необходимы для обоснования возможности использования прибора диаметром, например, 200 мм в скважинах большого диаметра. Вначале простыми замерами определили, что по мере удаления зеркала от экрана угол изменения видимости остается постоянным и равен 10° . Затем необходимо было определить какой процент площади стенки скважины остается в так называемой «мертвой» зоне, невидимой при единичном измерении. Оказалось, что «мертвая» зона увеличивается еще и за счет непрямоугольной формы зеркала. Отсюда можно сделать вывод, что рабочими являются $2/3$ высоты зеркала, за счет перекрытия кадров при съемке. Преобразуем, как показано на рис. 5 трапецевидное зеркало в прямоугольное и находим отношение процента невидимой части стенки скважины:

$$\Delta' = \frac{c \cdot E \cdot n_3}{E(c + A)n_3} 100 = \frac{c}{c + A} 100,$$

где E - $2/3$ высоты зеркала;

c - длина «мертвой» зоны;

A - длина видимой зоны;

n_3 - количество зеркал.

Следовательно, процент невидимой зоны равен отношению длины «мертвой» зоны всех (n_3) зеркал к длине окружности скважины. Величина (c) определена графическим путем и равна для: 10 зеркал-0,9; 8 зеркал-1,1; 6 зеркал-1,6; 4 зеркал-2,4. Далее, приняв за базу кромку (диаметр) прибора и начер-

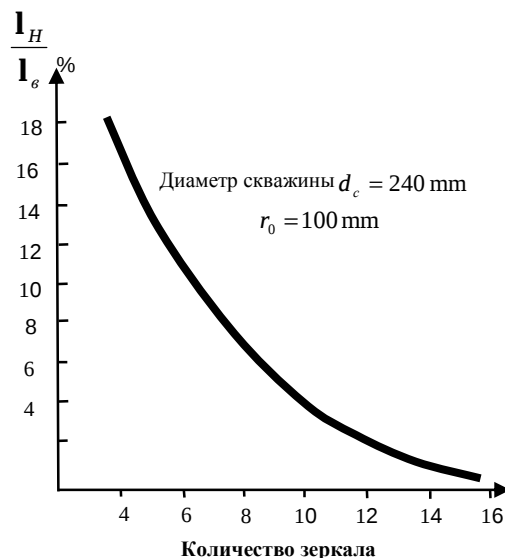


Рис. 7. Зависимость $I_H / I_{ок}$ от количества зеркал при диаметре скважины $d_c = 240$ мм (с учетом некоторого его увеличения после бурения) для прибора $r_0 = 100$ мм

тив диаметры скважин 240, 280, 300 и 320 mm, соответствующие диаметрам технологических скважин (где l_{ie} - длина окружности и l_i - невидимая зона), определили коэффициент, показывающий сколько процентов поверхности скважины не удастся увидеть при использовании в приборе количества зеркал от 4 до 10 при увеличении диаметра скважины (рис. 6), l_i / l_{ie} например, если использовать в приборе восьмигранную зеркальную пирамиду, то при диаметрах скважин от $(220 \text{ до } 360) \cdot 10^{-3}$ м процент будет колебаться от 9 до 18%. Здесь имеется в виду использование прибора диаметром 200 mm. Эти исследования показали, что увеличение количество граней зеркальной пирамиды приводит к резкому снижению величины отношения l_H / l_e (рис. 7). Тем самым увеличивается количество данных, доставляемых за один спуск прибора в скважину.

Полученные результаты позволяют сделать вывод, что использование прибора диаметром 200 mm с восьмигранной зеркальной пирамидой целесообразно в скважинах диаметром до 280 mm, если принять допустимым процент невидимой зоны порядка 14%. При этом можно принять, что при оценке трещиноватости массива или расположения твердых включений по скважинам процент невидимой зоны порядка 14% не оказывает большого влияния на полученные результаты. Проведенные эксперименты показали, что восьмигранная пирамида имеет значительные преимущества по сравнению с четырех и шестигранными пирамидами (рис. 8). При изготовлении зеркальной пирамиды, прежде всего, необходимо изготовить прочное основание (тело пирамиды) с точными гранями, на которые приклеиваются качественные из тонкого зеркального стекла. Грани стекол должны иметь строгие контакты. Пирамида помещается в стеклянную призму, которая соединяет ее с основанием прибора и его корпусом.

Вторым важным элементом прибора является осветительный блок. К нему предъявляется много требований, т.к. от надежности его работы зависит качество полученных результатов. Экспериментально установлено, что для данной пирамиды необходимо 16 электроламп мощностью в 2,5 W, которые должны размещаться по периметру стеклянного цилиндра и иметь экран, который не позволяет лучам света отражаться в объективе регистрирующего прибора. Такое размещение источников света способствует наиболее эффектив-

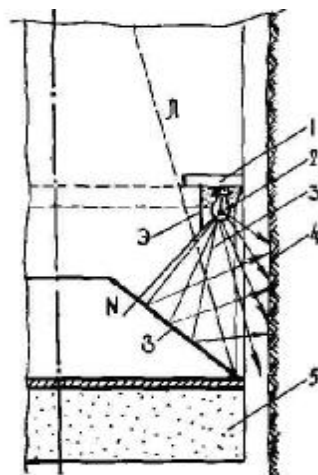


Рис. 9. Схема размещения источников света в приборе и освещения стенки скважины

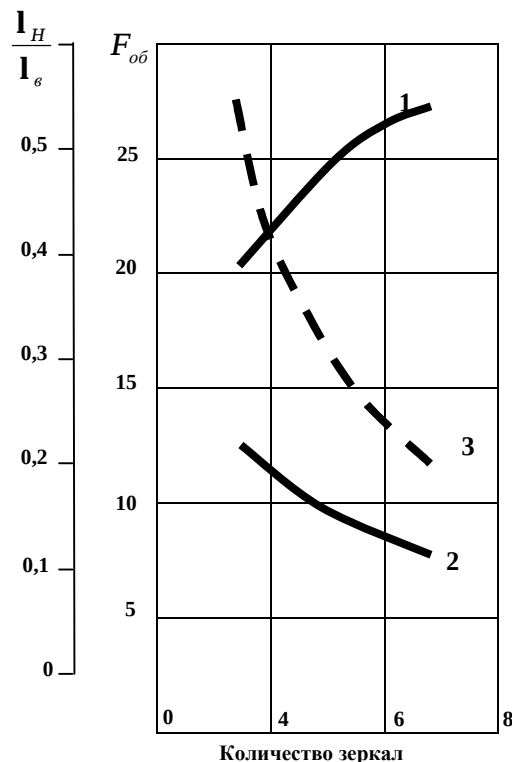


Рис. 8. Кривые зависимостей общей площади видимости части стенки скважины 1 и невидимой 2 от количества граней пирамиды

ному освещению стенок скважин за счет отражения от зеркальной пирамиды и прямого освещения (рис. 9). Для этого над зеркальной пирамидой 3 разместили кольцо 1 с экраном Э, по контуру которого расположены электролампы. Параметры экрана Э должны быть такими, чтобы не перекрыть луч Л объектива регистрирующего прибора и не допустить прохождения света за нормаль, в противном случае отражение света пойдет в объектив. Месторасположения видеокамеры над вертикальной пира-

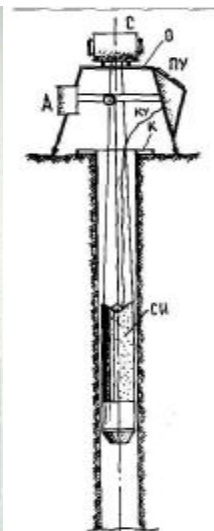


Рис. 10. Спуск прибора в скважину

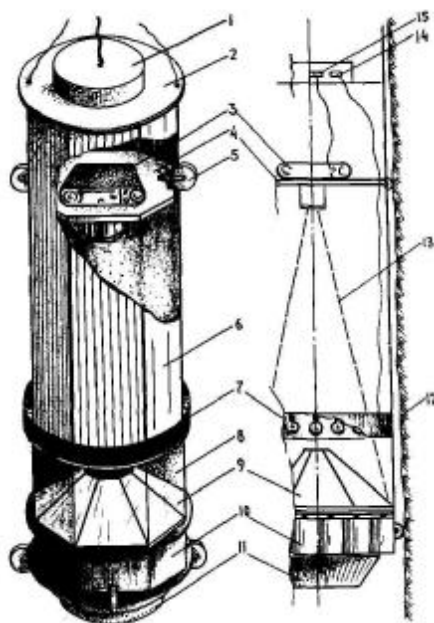


Рис. 11. Конструкция скважинного информатоскопа: 1-крышка пульта управления; 2-верхняя крышка; 3-видеокамера; 4-полка для видеокамеры; 5-центрирующий ролик; 6-корпус прибора; 7-блок освещения; 8-стеклянный граненый цилиндр с мерной лентой; 9-зеркальная пирамида; 10-блокпитания; 11-направляющее устройство; 12-стенка скважины; 13-ход лучей объектива; 14-кнопки управления освещением; 15-кнопка управления съемкой

мидой определяется фокусным расстоянием объектива. Для блока регистрации предусмотрен самостоятельный контейнер, который расположен в верхней части прибора и в случае аварии сравнительно легко отделяется от основного корпуса и извлекается из скважины ввиду его малого размера. Контейнер извлекается из скважины с помощью самостоятельного троса, который крепится к его верхней части.

Управление прибором в скважине (скорость его движения, яркость освещения стенок скважин) производится с поверхности, где должны быть расположены специальные поверхностные сооружения и пульт управления прибором (рис. 10). Пульт управления представляет собой компьютер для принятия и обработки данных от прибора и систему управления лебедкой, с которой он получает информацию о глубине опускания прибора. Пульт управления может быть установлен на машине, что позволит оперативно производить замеры.

Поверхностные сооружения состоят из переносной опорной конструкции О, на которой монтируется лебедка спуска прибора С. Лебедка аварийного подъема аппаратуры А и пульт управления ПУ, соединенные с прибором кабелем КУ. Устье скважины необходимо армировать специальным фланцевым патрубком К с целью предотвращения падения

кусков породы сверху на прибор. Центровка прибора в скважине, необходимая для обеспечения одинакового расстояния от зеркал до поверхности скважины, создается направляющими и центрующими роликами, имеющими свободу движения перпендикулярно оси прибора. Перемещение прибора по скважине и его положение относительно устья скважины фиксируется мерной лентой, конец которой движется вместе с прибором.

Принципиальная схема выполненной конструкции прибора приведена на рис. 11. По мере опуска-

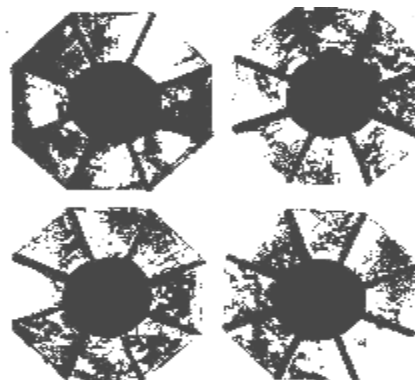


Рис. 12. Фотографии стенок скважины на различной глубине, сделанные информатоскопом

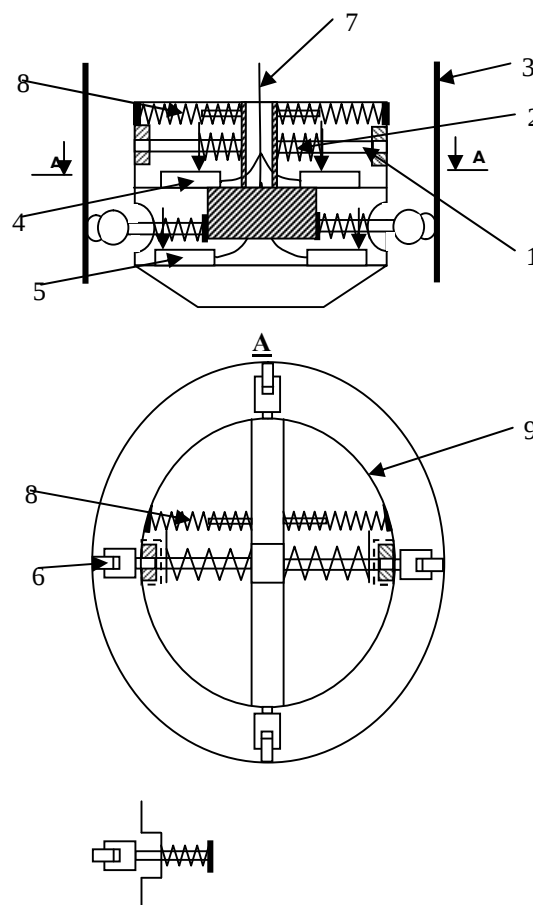


Рис. 13. Схема конструкции информатоскопа

Таблица

Пример заполнения результатов измерений параметров трещиноватости массива и параметров пластов твердых включений по поверхности и по скважинам

Номер блока, краткая характеристика состояния массива	Основные типы пород	Удельная трещиноватость по поверхности	Номер скважины и пикета	Расстояние между скважинами, м	Глубина замеров K_T , м	Количество трещин (K_T) по сечениям и их описание			Описание пласта твердых включений по сечениям			Описание пласта твердых включений по поверхности	Высота уступа Н, м	Угол откоса уступа
						2 м	6 м	8 м	2 м	6 м	8 м			
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
№10, Участок пересекает 4 разлома	Гравелиты, мергелевые глины, глина плотная загипсованная	K_T - система трещин 1) A - 230°-69° 2) A - 20°-33° 3) A - 320°-65° 4) A - 90°-70° 5) A - 189°-52°	П-1 С-1 С-2 С-3 С-4	2 2 2 4	8	6 5 51 46 1) A - 240°-76° 2) A - 332°-70° 3) A - 80°-60°	4,2 2,3 1,8 1,2 1) A - 230°-69° 2) A - 325°-60°	3,6 2 1,5 1 1) A - 230°-72° 2) A - 330°-65°	Гравелиты Мощ- ность 2 м A-230°-2°	Мергеле- вые глины, Мощ- ность 1 м A-230°-4°, глина плотная	глина плотная	Гравелиты Мощ- ность 2 м A-230°-2° мергелевые глины, Мощ- ность 1 м A-230°-4°	8	65°

ния прибора проводится съемка стенок скважин на заданных глубинах при помощи видеокамеры. В качестве иллюстрации работоспособности информатоскопа на рис. 12 приведены данные экспериментального спуска его в скважину, на котором четко различимы структуры пород и их отличия. По полученным изображениям на компьютере делается оценка структурным особенностям горного массива.

Конструкция прибора предусматривает применение его в «чистых» или обводненных скважинах. Здесь имеется ввиду то, что бурение должно вестись без использования различных полимеров, облегчающих вынос шлака. Поэтому, для производства замеров, хотя бы несколько скважин, по ширине и длине блоков, должны быть пробурены в «сухую» и тщательно продуты, для получения чистых стенок. Герметичность прибора обеспечивает его работу в сырых скважинах.

В приборе верхняя часть усеченной пирамиды превращена в смотровой блок, который позволяет оператору своевременно переключить прибор на нужный диапазон работы, например, при проявлении воды, а также избежать аварии с прибором.

Для определения крепости пород в нижней части прибора (рис. 13) устанавливается от двух до четырех, в зависимости от диаметра прибора, ударных механизмов, которые позволяют с достаточной для определения твердых включений точностью определить крепость породы.

Конструкция представляет собой ударник (1), который после спуска «боевой» пружины (2), наносит удар по стенке скважины (3) и по глубине проникновения или величине отскока можно определить крепость породы. Глубину проникновения или величину отскока ударника фиксирует датчик (4).

Конструкция датчика разнообразна от простого реостата, до электронного. Подобные датчики (5) устанавливаются и на нижних центрирующих роликах (6) для определения расстояния от прибора до стенки скважины. Информация от датчиков поступает на поверхность по кабелю (7), где происходит обработка данных. Для возврата ударника в корпус прибора применяются две пружины возврата (8), которые срабатывают по команде с поверхность поочередно. Сначала одна пружина. Если ударник не вернулся в исходное положение, срабатывает вторая пружина.

По количеству ударных механизмов определяется количество замеров, которые может производить прибор. В случае если ударник застревает в породе, и возвратные пружины не могут его вернуть в корпус прибора, в направляющем устройстве в корпусе прибора (9) предусматривается прорезь, которая позволяет поднять прибор без застрявшего ударника.

Данная конструкция позволяет с достаточным приближением определить крепость пород в массиве недоступных для непосредственных наблюдений. Кроме того, прибор позволяет определить и характер обводненности массива, о чем можно судить по цвету пород (мокрая порода имеет более темную окраску) в массиве по уровню воды внутри скважины. В этом случае к прибору присоединяется контейнер для взятия проб воды внутри скважины.

Полученные данные служат основой проектирования БВР и технологии разработки и последующего управления устойчивости выработок, они заносятся в табл. и по ним строят графики изменения коэффициента структурного ослабления по наменным сечениям и профиль пласта твердых включений в массиве.

Список литературы:

1. Сытенков В.Н., Мальгин О.Н, Рубцов С.К. Взрывное рыхление разнопрочных пород для поточных технологий разработки пластовых месторождений. «Фан», Ташкент-2006.
2. Тангаев И.А., Дорис Я.М. Энергоемкость шарошечного бурения – показатель горно-технологических свойств массива. – Новосибирск: ФТПРПТ. 1975. №1.
3. Валаханович Е.М. Способ определения крепости горных пород в массиве. Авт. св. № 581279 (СССР) БИ. 1977. № 43.
4. Мосинец В.Н., Рубцов С.К., Валаханович Е.М. Оценка крепости разнопрочных горных пород энергетическим методом // Добыча угля открытым способом. М.: ЦНИИуголь. 1977. № 9 (141). С. 8-9.
5. Энергетическая концепция оптимального управления открытыми горными работами // Труды Международного симпозиума «Мирный-91». Проблемы открытой разработки глубоких карьеров НИЦ «Мастер», 1991. С. 26-31.
6. Ильницкая Е.И., Тедер Р.И., Ватолин Е.С., Кунтыш М.Ф. Свойства горных пород и методы их определения. - М.: Недра, 1969.
7. Рахимов В.Р., Морозов В.В. Изучение нарушенности пород внутри массива при помощи прибора СИ. ТашПИ. Сборник научных трудов. Вопросы геомеханики и маркшейдерского дела, Ташкент 1983.

ДИНАМИЧЕСКАЯ БАЛАНСИРОВКА ВРАЩАЮЩИХСЯ РОТОРОВ

Глущенко А.Д., заведующий лабораторией Ташкентского института инженеров транспорта, академик АН РУз, док. техн. наук;
Ризаев А.А., директор ИМИСС АН РУз, док. техн. наук; **Йулдашев А.Т.**, старший научный сотрудник ИМИСС АН РУз, канд. техн. наук

Повышение надежности и долговечности работы машин и оборудования во многом зависит от динамической балансировки вращающихся узлов и рабочих валов перед эксплуатацией.

Если детали уравновешены относительно собственной оси вращения, то возникающие при вращении центробежные силы взаимно уравновешиваются и создают только внутреннее напряжение материала детали, внешне не проявляясь. Машина с такими узлами работает плавно уравновешенно и при прочих равных условиях более производительна и экономично.

При больших скоростях вращения даже незначительная неуравновешенная масса может явиться причиной появления весьма значительной инерционной-центробежной силы, вызывающей динамическую как правило, вредную нагрузку на подшипники, что понижает коэффициент полезного действия машины, а также приводит к частым ее ремонтам и преждевременному износу.

Кроме того, неуравновешенные центробежные силы являются одной из главных причин вибрации машин. А во многих случаях вибрация машин представляет собой весьма вредное явление.

Вибрация отрицательно сказывается на производительности и на состоянии здоровья обслуживающего персонала, нередко, вызывая профессиональные заболевания. Она является причиной брака при выполнении точных работ и понижает качество продукции.

Нередко вибрация является причиной порчи приборов, разрывов маслопроводов, отказа дейст-

вия автоматических регуляторов, что влечет за собой аварии машины с тяжелыми последствиями и крупными материальными убытками.

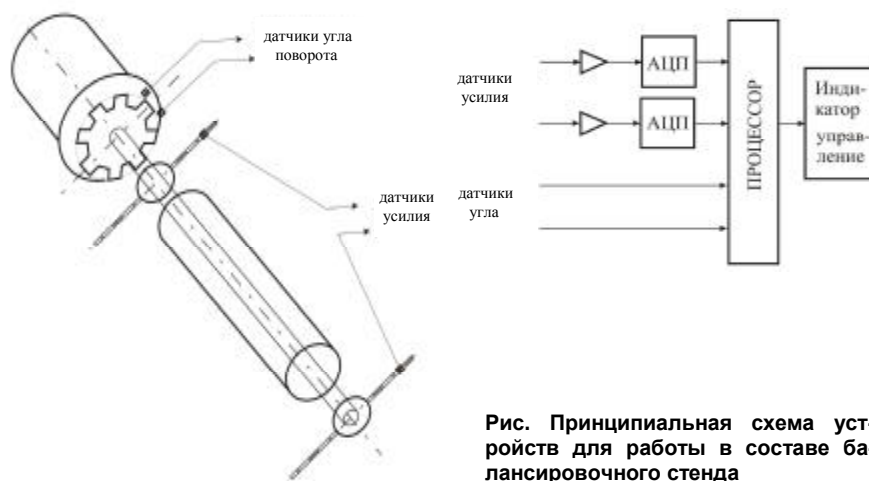
В связи с этим балансировка вращающихся масс является одним из основных средств уменьшения вибраций и увеличения надежности и долговечности машин и приборов.

На основе накопленного опыта и по заказу ОАО АГМК с 2004 г. начаты работы по разработке стенда для динамической балансировки шахтного вентилятора ВОД 21М (рис.).

Для этого выполнен анализ условий эксплуатации шахтных вентиляторов ВОД 21М [1] и установлено:

- вибрационные режимы нагружения роторов и их подшипниковых узлов обусловлены импульсными закономерностями пульсаций давления воздуха и расходуемой мощности на привод роторов;
- возможны разрушения деталей роторов в режиме импульсных вибрационных нагрузок и создания неуравновешенных масс лопаток, которые усиливают такие нагрузки;
- возможны импульсные колебания тел и дорожек качения в подшипниковых узлах, обусловленные наличием зазоров и импульсных динамических нагрузок при работе, а длительный и непрерывный срок эксплуатации шахтных вентиляторов в условиях импульсного нагружения обуславливает усталостные разрушения их деталей, появления которых усиливает режимы динамического нагружения и ускоряет их разрушение;
- отсутствуют периодические технологические операции динамической балансировки роторов в процессе эксплуатации и устройств для прямого контроля параметров динамической неуравновешенности этих роторов.

На основе анализа условия работы ВОД 21М составлена заявка на изобретение стенда для динамической балансировки вращающегося вала [2], разработаны рабочие чертежи стенда и в настоящее время рассматриваются возможности его изготовления в условиях ОАО АГМК. Кроме того, одним из целей создания стенда является снижение



расходов на эксплуатацию вентиляторов, повышения их долговечности и снижения себестоимости создаваемой продукции.

В последние годы благодаря успехам в области электроники появилась возможность создания чувствительных балансировочных станков с подвижными опорами без использования явления резонанса механической системы.

В связи с этим с нами намечено развивать технологии динамической балансировки вращающихся роторов с применением электронной вычислительной технологии, которое схематически показано на рис.

Устройство предназначенное для работы в составе балансировочного станда, на котором установлены датчики угла поворота балансируемой детали, тензометрический датчик и реле (контактор) включения электропривода станда, позволяет автоматизировать процесс балансировки рабочего вала. Основой устройства является микроконтроллер, управляющий стандом и производящий все необходимые для балансировки

измерения, преобразования и вычисления. Микроконтроллер осуществляет также индикацию текущих режимов работы и результатов измерений на трехразрядном семисегментном полупроводниковом дисплее. Оператор станда может управлять работой устройства с помощью пятикнопочной клавиатуры, расположенной на лицевой панели устройства рядом с дисплеем. На лицевой панели имеется также три светодиодных индикатора, отражающих различные дополнительные параметры в зависимости от выбранного режима. Функционирование устройства всецело определяется программой, хранящейся во внутренней флэш-памяти микроконтроллера.

Список литературы:

1. Вентилятор ВОД 21М. руководства по эксплуатации ВОД 21М.00.000 РЭ.- Свердловск. 1988. – с.9
2. Глушенко А.Д., Ризаев А.А., Оруджов У.С. и др. Заявка IAP 20060384 «Стенд для балансировки вращающегося вала»

УДК 622

© Якубов М.М., Худояров С.Р. 2009 г.

РАЦИОНАЛЬНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ СОКРАЩЕНИЯ ПОТЕРЬ СМОЛЫ ПРИ СОРБЦИОННОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ

Якубов М.М., декан факультета «Геология и горное дело» ТашГТУ, док. техн. наук; **Худояров С.Р.**, зав. кафедры «Металлургия» ТашГТУ

В основе сорбционной технологии лежит совмещение процессов выщелачивания золота и серебра и их сорбции на загруженном в пульпу сорбенте с последующим отделением от пульпы сорбента, насыщенного золотом и серебром, десорбцией благородных металлов и регенерацией сорбента. К важным преимуществам процесса относится исключение из технологической схемы дорогостоящих операций фильтрования или противоточной декантации с последующей переработкой растворов и золотосодержащих осадков, что особенно ценно при цианировании труднофильтруемых и сгущаемых глинистых и шламистых пульп [1, 2].

Значительным преимуществом процесса является также понижение активности природных сорбентов, содержащихся в некоторых рудах, при введении в пульпу достаточного количества более сильных сорбентов, вследствие чего повышается извлечение золота и серебра [3, 4].

Несмотря на все преимущества сорбционной технологии одной из проблем

золотоизвлекающих заводов работающих по схеме сорбционного выщелачивания является потеря насыщенной смолы с продуктами процесса.

Анализ технологической схемы сорбционного выщелачивания золота, позволил выявить основные источники потерь ионообменной смолы. Значительный расход смолы обнаружен в песках и в щепе отделения подготовки насыщенной золотом смолы к регенерации (рис.) [5, 6].

По действующей технологии сорбционного выщелачивания с использованием синтезированных ионитов насыщенная смола с первого пачука непрерывно подается на барабанный грохот на отмывку от пульпы, которая возвращается в сорбционные пачуки. Черновая смола отделяется от крупных песков в отсадочных машинах. Пески отсадки (отсадочный концентрат) направляется на доизмельчение. Смола поступает на щеповой грохот, где щеп (надрешетный продукт) под действием вращательно-поступательного движения спирали грохота движется к разгрузочной воронке, попадает в контейнер, затем направляется на сушку и сжигание.

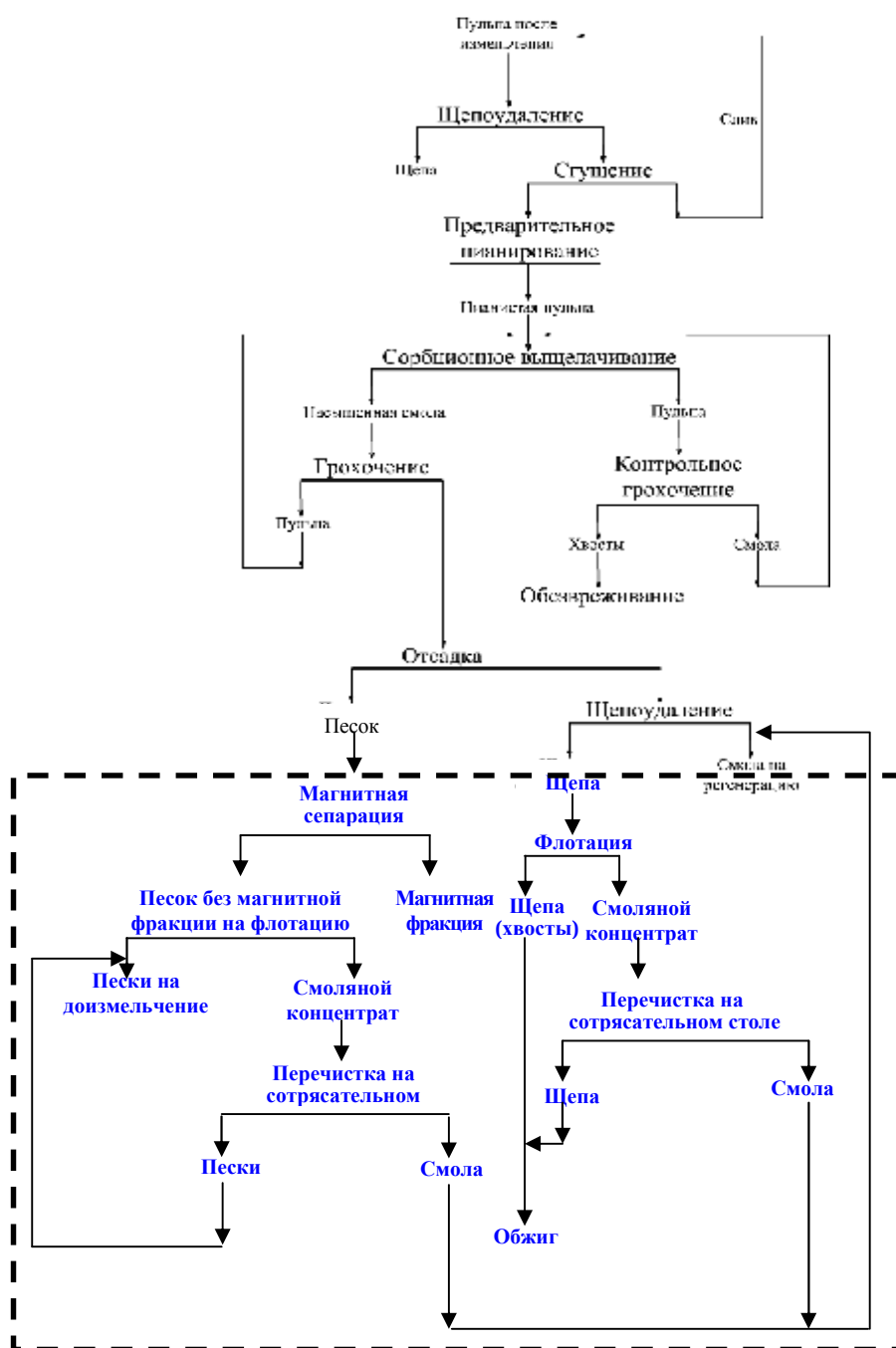


Рис. Технологическая схема сорбционного выщелачивания золота, включающая операции извлечения смолы из щепы и песков

Подрешетный продукт (насыщенная смола) поступает на десорбцию (регенерацию) [7].

Однако применение отсадки для разделения песков от смолы и операции щеповыделения не позволяет полностью разделить данные продукты друг от друга.

Щепа оказывает отрицательное влияние на технологические показатели процесса извлечения золота, поскольку впитывает золотосодержащие растворы.

Она вызывает повышение расходов реагентов на операции регенерации смолы, забивает дренажи и т.д.

Смола запутывается в ворсинках щепы и не успевает отделиться на грохоте. Содержание смолы в щепе сорбционного выщелачивания золота 10-12%.

В песках отсадки нагруженной смолы содержащих железный скрап от износа мельничных шаров содержание ионообменной смолы составляет 0,5-2,0%.

При доизмельчении песков совместно с текущей рудой происходит интенсивное истирание смолы. При истирании смолы до крупности 0,03 мм, она теряет сорбционные свойства и не может быть возвращена в процесс. Всё это приводит к безвозвратным потерям смолы.

Выбор способа сокращения потерь смолы насыщенной цианистым комплексом золота, определяется её физико-химическими свойствами. В первую очередь гидрофобностью: для анионообменной смолы марки АМ-2Б гидрофильны только 10-15% поверхности зёрен смолы при плотности набухшей смолы 1,1 г/см³.

Также при сокращении потерь смолы со щепой и песками влияет геометрические формы смолы, щепы и песков.

Смола имеет форму идеальной сферы, легко перекачиваемой на

наклонной поверхности, щепа имеет форму волокон, способных объединяться в клубки, подобно минеральной вате.

Пески имеют различную форму — преимущественно пластинчатую и многогранника с острыми вершинами.

Для сокращения потерь ионообменной смолы со щепой и песками были проведены исследования по флотационному выделению смолы АМ-2Б из щепы и песков с последующей перечисткой полученного

концентрата на сотрясательных столах. Анионообменная смола АМ-2Б, будучи изготовлена из полимеризованного стирола и дивинилбензола, апполарна и трудно смачиваема водой. Однако естественной гидрофобности смолы не хватает для флотации с одним вспенивателем. Для осуществления флотации необходима добавка собирателя, но и необходимые добавки собирателя незначительны по сравнению с минеральной флотацией. Расход собирателей при флотации ионообменной смолы определяется в г/т смолы, что объясняется покрытием собирателями только гидрофильных частей смолы.

Проведёнными исследованиями подобран оптимальный собиратель для придания гидрофобности смоле - анионообменный собиратель - алкилсульфат натрия (моющее средство «NUR») с длиной углеводородной цепочки 17 групп СН. Флотация смолы производится во флотационной камере с пневматическим перемешиванием.

Извлечение смолы из щепы в «смоляной» концентрат составляет 95% при расходе собирателя 100 г/т смолы, а из песка 96,5% при расходе собирателя 70 г/т смолы. При флотации смолы, как из щепы, так и из песков в концентрат вместе со смолой извлекается мелкая щепка и мелкий песок, что приводит к получению загрязнённого «смоляного» концентрата. Содержание смолы в концентрате, полученном при флотации щепы 46,5-50%, а в концен-

трате флотации песков 14-16%. Концентрат подвергается перемешке на сотрясательном столе. Разделение гранул смолы от щепы, песков, частиц резины и фрагментов смолы происходит за счет разности в скоростях их выкатывания из общей массы. Преимущественно, выкатываются продукты шарообразной формы - гранулы смолы, щепка, которая находится в форме волокон, при встряхивании свертывается в клубки и цепляется на поверхности деки, пески, также, из-за неправильной формы имеют меньшую скорость, чем смола. В результате перемешки получается «смоляной» концентрат с содержанием смолы 93-96,0%.

По результатам проведённых исследований предлагается в действующую технологию сорбционного выщелачивания ввести дополнительные операции:

- флотация щепы перед её сжиганием;
- флотация песков перед их доизмельчением;
- перемешка флотационных (смоляных) концентратов на сотрясательном столе.

Эти операции позволят сократить безвозвратные потери насыщенной золотом смолы, как со щепой при её сжигании, так и с пеками при доизмельчении. Технологическая схема разработанной технологии приведена на рис., пунктирными линиями обведены дополнительные операции.

Список литературы:

1. Плаксин И.Н., Тэтару С.А. Гидрометаллургия с применением ионитов. М.: Металлургиздат 1964. с. 282.
2. Барченков В.В. Основы сорбционной технологии извлечения золота и серебра из руд. М.: Металлургия, 1982 г. - 128 с.
3. Стрижко Л.С. Металлургия золота и серебра. М.: МИСИС, 2001 г. - 336 с.
4. Плаксин И.Н., Тэтару С.А. Гидрометаллургия с применением ионитов. М.: Металлургия, 1964. 278с.
5. Степанов Б.А., Худояров С.Р., Стулов А.В. Утилизация фрагментов (сечки) в хвостах сорбционного выщелачивания Ташкент, Вестник ТашГТУ № 4 2002 г.
6. Степанов Б.А. Инновации в сорбционном выщелачивании золота в пульпе. Т.: Фан АН РУз., 2007 г. 115 с.
7. Котляр Ю.А., Меретуков М.А., Стрижко Л.С. Металлургия благородных металлов Ч.1 и 2. М.: МИСИС 2005 г. Ч.1.- 423 с., Ч.2.- 431 с.

УДК 669.712.2-669.76

© Асадов И.С., Гуро В.П., Хасполадов В.Ш., Ибрагимова М.А. 2009 г.

О ВОЗМОЖНОСТИ ДОИЗВЛЕЧЕНИЯ МОЛИБДЕНА ИЗ КЕКОВ ПЕРЕРАБОТКИ МОЛИБДЕНОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

Асадов И.С., внешний управляющий ОАО «УзКТЖМ»; **Гуро В.П.**, заведующий лабораторией «Цветные металлы» ИОНХ АН РУз, канд. хим. наук; **Хасполадов В.Ш.**, начальник службы технического контроля ОАО «Алмалыкский ГМК», канд. техн. наук; **Ибрагимова М.А.**, старший научный сотрудник лаборатории «Цветные металлы» ИОНХ АН РУз, канд. хим. наук

При производстве молибдена одним из видов промышленных отходов являются складированные на шламовых полях молибденовые кеки со значительным содержанием цветных и редких металлов (Мо до 3-7%). Представляло интерес опробовать пути их извлечения из этого ценного техногенного

сырья.

Целью работы был подбор оптимальных вариантов выщелачивания Мо-кеков, очистки раствора от Fe, Cu, Ni, разделения Мо и Re.

Предварительная отмывка кека в воде (2 h, при 90°C) позволила снизить его содержание с 5,0 до

4,4%. Попытка обогащения отмытого кека путем вымывания из него основного минерального компонента – талька, смесью HF и HNO₃ не увенчалась успехом (табл.). Высокая степень извлечения Mo, Re достигнута при выщелачивании HNO₃ (10-30%), содово-гипохлоритным (3% активного хлора), содовым (20%) растворами, причем, введение в фторид-, гипохлоритионов повышало перевод в раствор драгоценных металлов. Предварительный отжиг кека при 600°C, в течение 2 h, повышал выход металлов. Cu и Ni выщелачивались в большей степени азотной кислотой, чем содой.

В итоге, в качестве выщелачивающих агентов рекомендованы азотная кислота и содово-гипохлоритный раствор (генерируемый электрохимически).

Следующей задачей исследования был подбор методов очистки азотнокислых растворов выщелачивания Mo-концентратов и кеков от Fe, Cu и Ni.

Известны способы удаления примесей из Mo(VI)-растворов азотнокислого вскрытия методами: а) гидролиза Mo(VI) до MoO₃·nH₂O при pH 2-3; б) гидролиза Fe(III); в) осаждения сульфидов; г) осаждения Ni(II) диметилглиоксимом; д) сорбцией [1-2]. Они не всегда эффективны и создают побочные эффекты.

Для очистки кислых растворов Mo(VI) от Fe(III) применен метод его выделения в виде гидроксида (Fe(OH)₃=3,8·10⁻³⁸) [3]. Как известно, диапазон pH, при котором происходит осаждение гидроксида Fe, pH 4-10, а начало растворения осадка - pH 14. Поэтому использован раствор состава, г/л: Mo 15; Fe 8; HNO₃ 100. Изучалось влияние pH и порядка сливания растворов на степень очистки Mo-содержащих растворов от Fe (рис. 1).

Из рис. 1 видно, что с увеличением pH раствора содержание Mo в осадке Fe(OH)₃ постепенно уменьшалось.

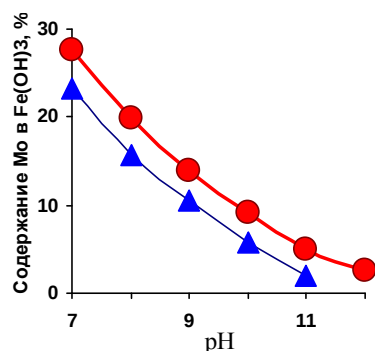
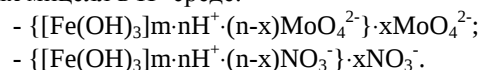


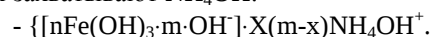
Рис. 1. Влияние pH и порядка сливания растворов на содержание Mo в сухом гидроксида железа: о – приливание аммиачного раствора в кислый Mo-раствор; Δ – наоборот. Продолжительность – 10 min

Прибавление аммиака к Mo-раствору (кривая о), до pH 7 приводило к образованию осадка, содержащего Mo 26,7%, а при pH 10,3 - к 7,4%. В случае же прибавления Mo - раствора в аммиак (кривая Δ) Mo соосаждался с Fe(OH)₃ до уровня 22,9% и 2,7% соответственно.

Дано объяснение влиянию pH среды, последовательности сливания растворов на захват осадком Mo(VI)-ионов, образование положительно заряженных мицелл в H⁺ среде:



В OH⁻ среде - отрицательно заряженные мицеллы захватывают NH₄OH:



Кроме того, при pH 5-8 Mo(VI) частично находится в составе мало растворимых гидроферримolibдатных комплексов: Fe₂(MoO₄)₃; Fe(OH)₂·HMoO₄; и др., совместно с Fe(OH)₃ [4], что также способствует соосаждению Mo(VI).

При исследовании влияния времени нейтрализации и отстоя на захват осадком Mo установлено, что независимо от порядка сливания растворов, время смешивания растворов существенного значения не имело. А увеличение времени отстоя снижало содержание в осадке Mo, что объяснено переходом Fe(III), находившегося в системе в форме менее устойчивых соединений, постепенно в более устой-

Таблица

Результаты выщелачивания кека

№ п/п	Cu	Ni	Au	Ag	Mo (в 3-х лабораториях)			Re
Растворы выщелачивания, mg/l								
1	196	4	1	5.40	1,25	0.77	1,20	0,50
2	88	9	<0.5	1.80	1,22	0.16	1,34	2,00
3	98	1,7	0.70	0.90	1,10	0.92	1,18	1,05
4	107	3,6	0.70	2.40	1,08	0.42	1,16	1,00
5	10	-	<0.5	-	0,68	-	0,72	0,70
6	64	11	1.7	6,00	1,15	1.07	-	1,12
7	20	н/о	<0.5	<0.50	0,85	0.51	0,80	0,75
8	6	<1	0.70	0.50	11,9	1.04	12,2	1,15
9	58	10	1.5	5,00	1,09	1.05	-	1,07
10	180	3.5	<0.5	2,00	1,55	1.11	1,66	
11	134	1.7	<0.5	1.30	15,0	0.95	15,5	0,75
13	44	<1	0.70	<0,50	16,05	1.15	16,66	1,37
Кеки, % масс.								
Анализ в ИОНХ и АГМК, %				ИОНХ	АГМК	УзКТЖМ	АГМК	
2	0,0	0,00	0,01	0.001	1,88	0,95	-	0,0001
4	0,1	0,01	0,01	0.008	2,24	1,28	3,51	0,0044
5	0,3	0,02	0,01	0.017	2,55	1,77	2,9	0,0044
6	0,2	0,02	0,02	0.003	1,00	0,80	-	0,0055
7	0,3	0,01	0,00	0.012	2,68	1,68	2,73	0,0044
8	0,0	0,41	0,01	0.013	1,95	1.0	2,03	0.0038
10	0,0	0,01	0,02	0.001	1,25	0,34	1,45	0,0003
11	0,1	0,01	0,01	0.001	1.75	0.69	1.9	0.0004

Примечание: (т:ж 1:5, τ 2 ч, 100 °C) - не т/о: 1) HNO₃ 10%; 2) HNO₃ 30%; 3) HNO₃ 30%+H₂O₂ (1/6 от к-ты); 4) HNO₃ 30%+H₂O₂ (1/3 от к-ты); 5) NH₄OH 5%; 6) электролиз (NaCl 5%+20% сода); 7) NH₄OH 10%; 8) 20% Na₂CO₃; 9) Cl₂+сода 15%; т/о: 10) HNO₃30%, 11) NH₄OH 10%

чивое $\text{Fe}(\text{OH})_3$.

Рентгенофазовый анализ полученных при различных значениях pH осадков показал, что осадки, высушенные при 110-120°C, рентгеноаморфны, что подтверждается отсутствием пиков на дифрактограммах. Поэтому изучение структуры полученных осадков проведено также после их предварительного обжига при температуре 550 °C. На рентгенограммах отожженных образцов обнаружены линии: 1,84; 2,68; 2,50 Å, отвечающие гематиту, а линии 3,82; 3,27 Å, триоксида молибдена обнаруживаются в осадках, полученных при pH 8,5. При pH 10,5-11 эти линии отсутствуют, так как содержание молибдена в сухом осадке гидроксида железа составляет лишь 2-5%.

Очистка раствора состава, g/l: Mo 12,7; Fe 4,1; NO_3^- 160; Cu 2,64; Ni 0,02 от железа при pH 10-10,5, t° 50 °C, τ 10 min, сопровождалась незначительным захватом Mo осадком $\text{Fe}(\text{OH})_3$ - до 2,5%. Между тем, незначительное содержание Cu, Ni в осадке: соответственно 1,2; 0,01 g/l потребовало разработки способа очистки от них раствора. Опробованы способы: 1) связывание Cu(II), Ni(II) жирными кислотами; 2) сорбция Mo(VI) на ионите A-100 Mo Purolite.

Известно, что Cu, Ni - содержащие соли жирных кислот, мыла, практически не растворимы (ПР 10^{-6} - 10^{-50}) [5]. Исходя из этого, для очистки Мо-растворов использован реагент СП «Узхимвект», г. Ургенч: олеин марки «А» жирных кислот хлопкового соапстока, ТУ TSH 86-36:2000. Полученные с его помощью при pH 6,0-6,5 натриевые соли эффективно осаждали ионы Cu(II) и Ni(II).

Выявлено, что кислотность среды оказывала влияние на их осаждение. При pH 5,5-6,5 происходила полная очистка от меди на 95-98%, а от никеля на 50-55%. При pH 7,5-8,0 достигалась полная очистка и от никеля (70-80%) (рис. 2).

Рекомендована 2-х этапная схема очистки, при которой извлечение Cu 96-99%, Ni 75-80% происходит при стехиометрическом расходе реагента (рис. 3). Предложен режим: при t° 70-80°C сначала pH 5,5-6,5; через 10 min – pH 7,5-8,0; доза алифатической жирной кислоты стехиометрическая. Регенерация ее обработкой олеатов Cu и Ni кислотой при 70-80°C. Другой вариант очистки Mo(VI)-содержащего раствора от Cu(II), Ni(II)-ионов - сорбция на катионите.

Таким образом, показана возможность очистки Mo(VI)-содержащего раствора выщелачивания Мо-концентрата и кеков от Cu и Ni осадительным ме-

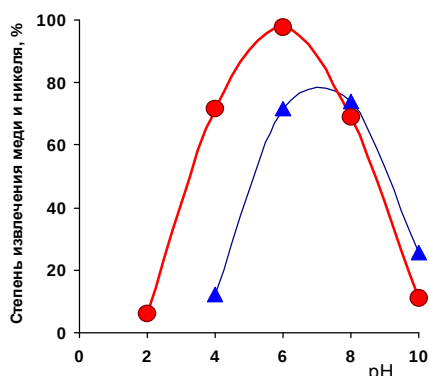


Рис. 2. Влияние pH среды на очистку аммиачных Мо-содержащих растворов от меди (o) и никеля (D)

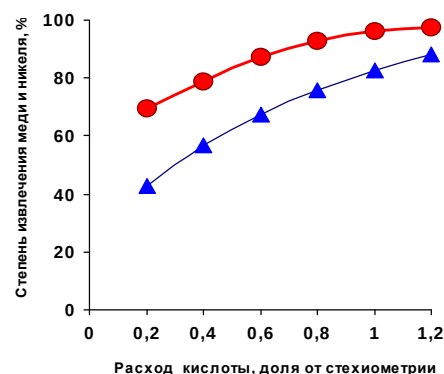


Рис. 3. Зависимость степени извлечения меди (o) и никеля (D) из аммиачных Мо-содержащих растворов от дозы кислоты. Продолжительность процесса: 20 min; pH извл. меди – 6,0; никеля – 8,0

тодом. Однако он не решает проблему концентрирования Mo(VI).

В этой связи задачей этапа стала разработка способа концентрирования (по Mo) Mo(VI)-содержащего раствора выщелачивания кеков на основе «меламиновой» (4,6-триамино-1,3,5-триазин) [6] технологии, отделяющей Mo от Re. К достоинству метода относится то, что меламин производится на ОАО «Навоизот».

Изучено влияние pH на степень осаждения Mo. Показано, что с увеличением pH от 0,7 до 2,5 она росла до 99%. Дальнейшее повышение pH, выше 2,5 приводило к ее спаду (рис. 4). Характер зависимости

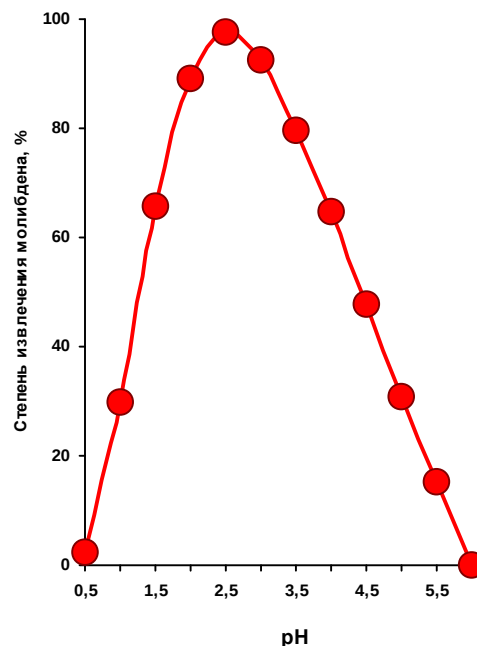


Рис. 4. Зависимость степени извлечения Mo из молибденсодержащих растворов от pH среды. Температура 20°C. Продолжительность процесса 10 min. Массовое отношение меламина к молибдену – (1,6-2,0):1

объяснен тем, что молекулы меламина протонированы, в результате, одна аминная группа в молекуле 2,4,6-триамино-1,3,5-триазина становится аммонийной, т.е. положительно заряженной. Отрицательно заряженные MoO_4^{2-} -ионы, доминирующие в растворе при pH 0,5-3, взаимодействуют с аммонийной группой, образуя комплекс.

Изучено влияние дозы меламина на степень осаждения Mo(VI), найдено, что при массовом отношении

осадителя к Mo(VI) (1,6-2,0):1 она достигала 99%.

Таким образом, разработан реагентный и электрохимический способы выщелачивания Mo-кеков шламового поля и очистки раствора азотнокислого выщелачивания от Fe, Cu, Ni. Подобран эффективный метод селективного осаждения Mo из Mo-, Ре-содержащего раствора в форме комплекса с 2,4,6-триамино-1,3,5-триазином. Все реагенты - местного производства.

Список литературы:

1. Зеликман А.Н. *Металлургия тугоплавких редких металлов*. - М.: *Металлургия*, 1986. - 439 с.
2. Поляков Б.И. В сб.: *Гидрометаллургия цветных и редких металлов*. - Ташкент: *Фан*. - 1971. - 177с.
3. *Краткий справочник по химии*. - Киев: 1962. - 659 с.
4. Артикаев Т. В сб.: *Химия и технология молибдена и вольфрама. Тез. докл. III Всес. совещ. - г. Орджоникидзе: 1977. - 277с*
5. Тютюнников Б.Н. *Химия жиров. Пищевая промышленность*. - 1974. - 447 с.
6. Кушакбаев А., Тохташев Г., Ахмедов К. и др. *Осаждение молибдена с меламинам из рений - содержащих кислых растворов / Рукопись деп. в ОНИИТЭХИМ. - г. Черкассы. 06.04.1988. - N.344-хп.*

УДК 622.33

© Гуро В.П., Ибрагимова М.А., Хасполадов В.Ш. 2009 г.

ИОНООБМЕННОЕ И ЭКСТРАКЦИОННОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ МЕТАЛЛОВ ИЗ РАСТВОРОВ ПЕРЕРАБОТКИ ГОРЮЧИХ СЛАНЦЕВ

Гуро В.П., заведующий лабораторией «Цветные металлы» ИОНХ АН РУз., канд. хим. наук; Ибрагимова М.А., старший научный сотрудник лаборатории «Цветные металлы» ИОНХ АН РУз., канд. хим. наук; Хасполадов В.Ш., начальник службы технического контроля ОАО «Алмалыкский ГМК», канд. хим. наук

При достижении высокого уровня цен на нефть разработка резервного углеводородного сырья – горючих металлоносных сланцев, с попутным извлечением ряда промышленно ценных редких, рассеянных элементов (урана, молибдена, ванадия и др.), существенно может повлиять на себестоимость их добычи и переработки. В Узбекистане их залежи сосредоточены в Кызылкумском бассейне, составляя 47 млрд. т [1]. Наместились тенденции в выборе пути их переработки.

Первая (ИМР Госкомгеологии РУз) основана на традиционном шахтном вскрытии пласта, переработке сланцев: полуккоксованием, микробиологической обработкой (для увеличения выхода углеводо-

родов) с получением топлива и химического сырья [2]. Вторая (Институт GEOTEXLITI) - на подземной газификации пласта с последующим выщелачиванием [3]. В обоих подходах технология извлечения металлов из сланцев не разработана.

Цель работы: разработка подходов к ионообменной и экстракционной технологиям извлечения редких и цветных металлов из гидрометаллургических растворов от переработки горючих металлоносных сланцев Узбекистана. Объект исследования: образец сланцев месторождения Байсун (С); продукт их пиролиза (К), 1,0 kg; раствор сернокислотного выщелачивания после биообогащения (за-кисления, бактериально-химического разложения) (Р), 1,5 л. Использовались методы элементного анализа, ионного обмена и электрохимии (табл.1-6).

Анализ образцов С, К, Р (спектрометр Перкин-Элмер PE 23030) показал содержание в сернокислых пробах Au, Ag, Pt, Pd (табл. 1), объясненное образованием биохимических комплексных соединений. В образце Р содержались также (ICP масс-спектрометр Elan DRCII), g/l:

- редкоземельные металлы группы актинидов уран ($\approx 0,02$),
- редкоземельные металлы группы лантоноидов

Таблица 1

Содержание благородных металлов в сланцах и продуктах их переработки

Проба	Au, %	Ag, %	Pd, %
с	$\sim 0,0006$	0,00015	0,0042
к	-0,0001	0,0012	0,0052
р	0,022 mg/l	0,038 mg/l	н/о

церий ($\approx 0,001$); неодим ($\approx 0,0009$); лантан ($\approx 0,0007$); диспрозий ($\approx 0,0004$); гадолиний ($\approx 0,0004$), иттербий ($\approx 0,0002$), празеодим ($\approx 0,0002$), самарий ($\approx 0,0002$) и др.;

- редкие металлы: ванадий ($\approx 0,27$), молибден ($\approx 0,28$); титан ($\approx 0,05$), таллий ($\approx 0,003$); цезий ($\approx 0,0003$); вольфрам ($\approx 0,0001$), рений ($\approx 0,0001$);

- другие цветные металлы: марганец ($\approx 0,08$), никель+кобальт ($\approx 0,07$), медь ($\approx 0,05$), цинк ($\approx 0,04$), хром ($\approx 0,02$), кадмий ($\approx 0,006$).

Исходя из данных о существенном содержании V, Mo... в сернокислом технологическом растворе выщелачивания, задачами исследования стали: предварительная очистка продуктивных растворов от меди, изучение изотерм насыщения и сорбции ионов Mo(VI), V(V), Cu(II), Ni(II) на промышленных ионитах, разработка экстракционной технологии извлечения из него ванадия и молибдена.

Сорбция проводилась из модельных сернокислых растворов при 20 °C на амфолите Purolite S930, сильноосновных анионитах АВ-17, Purolite A100, в зависимости от pH. Объем смол в сухом состоянии 10 ml. В результате для ионов Mo(VI), V(V), Cu(II), Ni(II) получены изотермы сорбции (рис.).

Из них следует, что смола S930 насыщается ионами Cu(II) и Ni(II) при pH 2 быстрее и менее полно, чем при pH 5. Смола A 100 также насыщается ионами Mo(VI), V(V) при pH 2-3 быстрее и менее полно, чем при pH 5-9. Определены константы обмена молибдат-иона на анионитах АВ-17, Purolite A-100, Purolite A-109, Levatite MP-64: они закономерно снижались при уменьшении основности анионитов. Предпочтительное поглощение Mo слабоосновными анионитами из кислых растворов объяснено склонностью его комплексообразования с аминами.

Изучена сорбция ванадия из 500 ml продукционного раствора переработки сланцев (pH-1, контроль V(V) при пропускании последовательно - сначала через катионит С 100, потом - анионит АВ-17, показало, что 5% от имевшегося V сорбировалось на катионите. Следовательно, V представлен соединениями не только в степени окисления +5, но и в форме ванадил-ионов. Остальная, несорбированная доля ванадия, вовлечена в образование гетерополиоксо-соединений (в кислой области pH) с ионами Mo(VI), P(V), U(VI, IV) – именно этим объяснено отсутствие сорбции ионов V(V) на анионите АВ-17 при pH-1. В диапазоне pH 3-5, когда скорость сорбции V(V) на среднеосновном анионите Purolite A-100 максимальна, сорбция из продукционного раствора не происходила из-за выделения в осадок при $\text{pH} \geq 1,8$ гидроксида Fe(III) или гетерополиконденсации V(V, IV, III) с другими элементами в ионной форме. Следовательно, для извлечения ионов ванадия из продукционного раствора необходимо предварительно маскировать мешающие ионы, подобрать ионит и оптимальный режим сорб-

Таблица 2

ВТ и время извлечения Cu
(исх концентрация Cu^{2+} ионов 50 mg/l)

ВТ, % масс при $[\text{Cu}^{2+}]$, mg/l	80-65/50	70-45/10	60-40/5
Время, min	0	30	120
Электролиз, $[\text{Cu}^{2+}]$, mg/l	0	24	4-5
Плотность тока, A/dm ²	0,07	0,01	0,006
Цементация, $[\text{Cu}^{2+}]$, mg/l	0	20	2-4

ции.

Задачей этапа работы стала проверка осуществимости способов электролизного и цементационного извлечения меди из технологического низкоконцентрированного (50 mg/l Cu^{2+} -ионов) раствора. Извлечение меди из таких растворов в кинетическом режиме (при очень низкой плотности тока i_a на вращающемся дисковом электроде ВДЭ, электродах с развитой поверхностью, при цементации на железе) обеспечивает получение компактной меди. При скорости вращения ВДЭ $\omega = 1500$ г/мин электроэкстракция меди обеспечила степень извлечения Cu 95% масс. за 120 min. Содержащиеся ионы цветных металлов не соосаждались с медью. Эти данные сопоставимы с цементацией (табл. 2).

Из продукционного раствора переработки сланцев сорбция ванадия не эффективна, возможно, из-

Таблица 3

Экстракция соединений Fe(III) и Al(III)
жирными кислотами

Металлы	Исх. концентрация	pH начала гидратообразования	pH начала экстракции
Железо	0,020	3,35	1,6
	1,510	2,8	1,6
	3,150	2,62	1,6
	4,800	2,55	1,6
Алюминий	0,500	4,33	3,4
	0,850	4,25	3,4
	5,250	4,0	3,4

Таблица 4

Экстракция Fe(III), Al(III), V(V) (0,38 g/l)
из модельной системы состава: 7,5 ml капроновая к-та; 7,5 ml газоконденсат; 15 ml водная фаза

pH водного раствора	Элемент	Ванадий, g/l		a
		Водн	Органич	
1,6	V(V)	0,38	0,00	0,00
2,8		0,38	0,00	0,00
5,4		0,38	0,00	0,00
7,5		0,38	0,00	0,00
12,5		0,37	0,01	0,03
1,6-2,5	Fe(III)	0,01	0,37	37,00
2,8	Al(III)	0,01	0,37	37,00

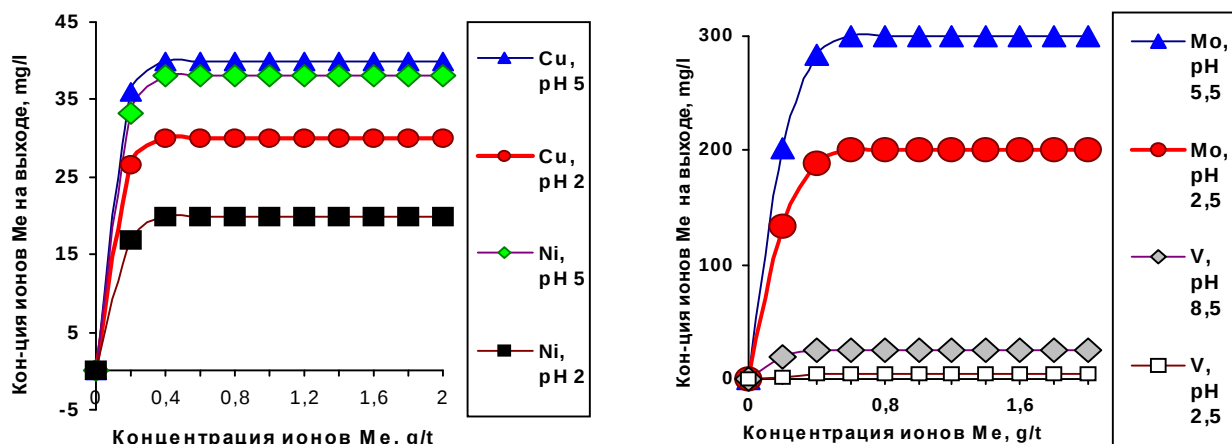


Рис. Изотермы сорбции ионов Cu(II), Ni(II) (А); Mo(VI), V(V) (Б) на смолах Purolite S930 (А), А100 (Б)

за гетерополиконденсации. Однако, гетерополиокислоты V(V) растворимы в кислородсодержащих органических растворителях (эфирах, кетонах...), что используют для экстракционного отделения V от Co, Mn, Ni, Cr, Zr и других элементов. Для экстракции V предварительно продувкой SO₂ восстанавливают V(5+) до V(4+), экстрагируют при pH 2 0,4 М ди-2-этилгексилфосфорной кислотой. Далее ванадий окисляют в органическом слое воздухом и реэкстрагируют растворами карбонатов, щелочей, кислот [4].

Высокой селективностью отличаются современные органо-жидкостные экстрагенты [5]. Однако, исходя из экономической ситуации, целесообразно было опробовать альтернативные реагенты на основе местного сырья Узбекистана.

Рассмотрена возможность экстракции V предельными алифатическими карбоновыми кислотами в петролейном эфире и газоконденсате (1:1). Смесь взбалтывали 10 min, отстаивали до разделения фаз. В водной - контролировали pH, определяли концентрацию металла. Органическую фазу подвергали реэкстракции HCl (1:4), рекстракт доводили до определенного объема, определяли концентрацию металла. Рассчитывали коэффициент распределения (α), как отношение концентраций металла в органической и водной фазах. Ввиду наличия Fe(III), Al(III) в производственных растворах переработки

сланцев, выявили порог гидратообразования и начала экстракции Fe(III), Al(III) на фоне Mg(II) и Ca(II) (табл. 3). Затем экстрагировали V(V) (табл. 4).

Из табл. 4 следует, что экстракция V(V) в исследованной системе не происходила. Ей не способствовала замена капроновой кислоты на энантовую и пеларгоновую, т.е. удлинение углеводородной цепи в молекуле жирной кислоты, а также введение в систему трибутилфосфата (ТБФ). Вместе с тем, экстракция соединений Fe(III) и Al(III) в таких системах проходила количественно.

Опробованы в качестве экстрагента V(V) алкиламины: моно- (МЭА), триэтанолламин (ТЭА), с молярным отношением МЭА:V=3:1; ТЭА:V=1:1; разбавитель - керосин или газоконденсат, смесь газоконденсата, технического растительного масла и олеина (3:1:0,1). Органическая фаза: 15% раствор МЭА или ТЭА в разбавителе. Раствор V(V) - 0,38 г/л (в пересчете на металл), pH 2-13. Соотношение объемов водной и органической фаз - 1:1. Реэкстракцию ванадия из органической фазы проводили растворами азотной кислоты и хлорида аммония. Коэффициент распределения V(V) в системе оказался близким к нулю.

Опробована экстракция V(V) из модельного раствора смесью алкиламинов с жирными кислотами и спиртами в газоконденсате (ГК), состава, №1:12 ml ГК; 7 ml олеиновая кислота; 3 ml аммиак 25%; 3 ml амиловый спирт; 3 ml капроновая кислота; 15 ml водная фаза, №2: 12 ml ГК; 2 ml ТЭА; 3-5 ml амиловый спирт; 5 ml капроновая кислота; 15 ml водная фаза; V(V)=0,38 г/л (табл. 5).

В экстракционных системах: моноэтанолламин-газоконденсат, триэтанолламин-газоконденсат, в соотношении масс. 1:1, экстракция V(V) не происходит. В системе аммиак-газоконденсат-олеиновая кислота-амиловый спирт экстракция V(V) (pH 12) проходит с $\alpha=0,46$ в одной стадии. В системе триэтанолламин-газоконденсат-олеиновая кислота-амиловый спирт экстракция V(V) зависит от pH водной фазы. Для этой системы найдено оптималь-

Таблица 5

Экстракция V(V) из модельного раствора смесью экстрагентов

pH водного раствора	Элемент	Ванадий, г/л		α
		Водн.	Органич.	
12	V(V)	0,26	0,12	0,46
2	V(V)	0,13	0,25	1,9
5	V(V)	<0,01	>0,37	>37
14	V(V)	0,26	0,12	0,46
-1	V(V)	0,13	0,25	1,9
-1	V(V)	0,26	0,12	0,46

Таблица 6

Экстракция металлов из продукционного раствора смесью ТБФ + ГК (рН -1)

Элемент	До экстракции в водной фазе, мг/л	После экстракции в водной фазе (разбавление HCl 1:1), мг/л
Ti	50970.4	39182.5
V	271981.6	157618.9
Cr	21816.5	11717.2
Mn	80505.0	46676.6
Co	3512.4	2709.5
Ni	64810.7	44637.5
Cu	46195.8	4086.7
Zn	43270.2	17902.7
As	15560.2	5160.3
Mo	283070.3	581.7
Pd	398.0	82.1
Cd	6162.1	83.6
Ag	49.5	287.3
Sn	566.3	21.4
Sb	141.4	5.4
Cs	290.0	164.2
La	725.1	384.3
Ce	1421.2	731.7
Pr	213.4	116.0
Nd	966.5	568.3
Sm	215.9	130.2
Eu	60.0	34.6
Gd	390.6	219.2
Tb	59.6	34.5
Dy	389.9	236.7
Ho	96.8	60.0
Er	289.7	186.6
Tm	40.5	25.4
Yb	254.3	146.7
Lu	39.9	23.9
W	139.3	53.9
Re	157.5	2.2
Pt	<1	<1
Au	<1	<30
TI	2940.0	4.1
U	21363.6	1453.7

ное значение рН равное 5, при которой $\alpha > 37$, что

Список литературы:

1. Прохоренко А., Лузановский А.Г., Артемова Н.М. Металлоносные горючие сланцы Республики Узбекистан. - Ташкент, изд-во «ФАН» АН РУз, 1999. - 153 с.
2. Отчет по договору ИМР Госкомгеологии РУз № 766 от 29.07.2006 с НХК «Узбекнефтегаз» - г. Ташкент, 2006.
3. Бызеев В.К., Тен В.Н. // Горный вестник Узбекистана. - 2006, №1 (24) С. 31-34
4. Трейбал Р. Жидкостная экстракция. М.: Химия. - 1966, - 724 с.
5. Mining Chemicals. By Patricia Thiers and Eugene A. Their. - SRI INTERNATIONAL. - May 2001 - 127 p.

УДК 622.7

© Ахмаджанов У.М., Абдурахмонов С.А., Эрназаров М., Бабаев Ш.Р. 2009 г.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ СЕРЕБРОСОДЕРЖАЩИХ РУД МЕТОДОМ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Ахмаджанов У.М., начальник цеха СП Амантайтау Голдфилз, соискатель НГГИ; **Абдурахмонов С.А.**, зав. каф. «Металлургия» НГГИ, докт. техн. наук, профессор; **Эрназаров М.**, начальник лаборатории Узгеотехлиты, канд. тех. наук; **Бабаев Ш.Р.**, ассистент НГГИ

Перед вовлечением в производство вновь разведанных месторождений полезных ископаемых тре-

означает количественное, 100%-ое извлечение ванадия.

Известно применение алкилфосфорных кислот в качестве экстрагента для селективного извлечения, помимо ванадия, ряда ценных элементов. Для их реэкстракции из органического слоя применяют смесь: HF (15%); 2М H₂SO₄ или концентрированные HCl, NH₄OH [4-5]. Опробована экстракция V(V) ТБФ из растворов состава: №3 - 12,5 ml HCl; 10 ml ТБФ; 12,5 ml H₂O; №4 – то же, но с H₂SO₄ (табл. 5).

В качестве разбавителя ТБФ взяты н-парафины: керосин или гептан, отношение О:В=3:2. Этим же методом проведена экстракция металлов из продукционного раствора переработки сланцев (табл. 6).

В экстракционной системе трибутилфосфат-газоконденсат (рН -1) проэкстрагировало, с переходом в органическую фазу из водной, количественно следующие элементы: медь, молибден, кадмий, олово, сурьма, рений, таллий, уран. Ванадий и лантаноиды остаются в воде, что означает их разделение с U и Mo. Этот метод может быть положен в разработку технологии извлечения ванадия, урана, молибдена и редкоземельных элементов органической экстракцией.

В итоге, выполнен анализ образцов горючих металлоносных сланцев из месторождения Байсун и продуктов их сернокислого биовыщелачивания. Показано значительное содержание в них редких и рассеянных элементов, возможность извлечения ряда из них сорбцией на ионитах.

Обоснована возможность промышленного селективного извлечения из этого сырья ванадия, урана, молибдена, РЗЭ методом экстракции органическими экстрагентами.

буетс сначала проведение исследований по определению химического, минералогического, грану-

лометрического состава руды, формы нахождения полезного компонента в руде. В зависимости от физико-химического свойства руды выбирают технологические схемы их переработки и проводят исследования на предмет определения оптимальных параметров процесса извлечения ценных компонентов из них.

Целью данной работы явились исследования физико-химических свойств руды одного из серебро-содержащего месторождения западного Узбекистана (для пробы У-11) и определение технологических параметров извлечения золота и серебра методом кучного выщелачивания со щелочными цианистыми растворами (табл. 1, 2, рис. 1, 2).

Исследованием установлено, что средний объемный вес руды 2,50-2,55 т/м³, пористость руды 0,3-12%, влажность 0,07-1,0%, коэффициент крепости 5,33-5,4 (по М.М. Протодяконову).

Минералогическими анализами установлено, что руда окисленная и имеет следующий минералогический состав, в %: кварц - 64-70; опал-3; гидрослюда и каолинит-19-23; гипс-4,2-7,0; барий-0,03-0,05; гетит и гидрогирит 0,01-0,12; углеродистое вещество 0,2; стибиконим, самородное золото и

серебро (по зн.).

Золото и серебро в основном ассоциированы в гидроокислы железа. Ярозит образуя желтые псевдоморфозы, комковатые форму содержит, в %: магний, мышьяк, сурьму до 0,06; медь, свинец, цинк, барий, никель, молибден - 0,01; золото до 64 г/т, серебро 64-1048 г/т. Скородит содержит медь, свинец, цинк, сурьму до 0,3%, никель, хром, барий до 0,03%.

Из минералогического состава руды видно, что руда окисленная, следовательно, для растворения золота и серебра наиболее приемлемым раствором являются щелочные растворы цианистого натрия. Цианистый натрий по сравнению с другими альтернативными растворителями благородных металлов (тиосульфаты, тиомочевины, хлор-хлоридные и др.) обладает рядом достоинств, как селективность, низкий расход, при котором используется оборудование изготовленное из относительно дешевых и недефицитных конструкционных материалов.

Для извлечения золота и серебра из руды был исследован метод кучного выщелачивания (КВ). КВ характеризуется низкими капитальными вложениями и эксплуатационными затратами, меньшим энерго и водопотреблением, высокой производительностью труда [1].

Гранулометрическая характеристика изучалась на материале руды дробленной до крупности -12+0 мм, -8+0 мм, -5+0 мм. Ситовой анализ проводился на стандартных ситах мокрым способом. В каждом классе крупности определялось содержание золота и серебра. Результаты гранулометрического анализа исходной руды приведены в табл. 1.

Из табл. 1, видно, что основное количество золота и серебра (до 70% от исходного) распределяется в более крупных классах (+1,0 мм), а в мелкий класс (-1,0 мм) переходят около 30%. Однако в мелком классе (особенно - 0,074 мм) содержание золота больше (1,8-2,6 г/т), чем содержание золота в исходной руде (1,24-1,37 г/т), а содержание серебра меньше (56-80 г/т), чем в исходной руде (150-180 г/т). Отсюда следует, что есть возможность переработки мелких классов отдельно, по сорбционной технологии (выход классов - 1,0 мм составляет около 30%).

Рудоподготовка включала дробление до крупности -12+0 мм, -8+0 мм и -5+0 мм и окомкование с добавками цемента. Были исследованы руды трех гранулометрических составов вышеуказанных крупностей (табл. 1). Из каждой фракции отобраны две средних пробы по 50 кг, из которых проведен анализ на золото и серебро пробирным методом. Вручную провели агломерацию руды каждой фракции из расчета 2,5-4 кг/т цемента. Шихту увлажняли водой до 10-12% влажности. Оставили затвердевать в течение двух суток, после чего пробы загружались в колонны выщелачивания.

Выщелачивание провели в колоннах размером (d=0,3 м и h=3 м), смонтированных в специальном

Таблица 1

**Гранулометрическая характеристика
исходной руды**

Класс крупности, mm	Выход, %	Содержание, g/t		Распределение, %	
		золото	серебро	золото	серебро
Крупность - 12+0 mm					
-12+8	22,52	1,0	169,5	17,55	25,39
-8+5	15,86	1,2	142,0	14,83	14,98
-5+2,5	20,61	1,4	116,6	22,49	15,98
-2,5+1,0	7,68	0,5	153,0	2,99	7,82
-1,0+0,63	7,27	0,9	177,1	5,10	8,56
-0,63+0,315	4,24	1,0	227,0	3,30	6,40
-0,315+0,14	4,65	1,1	251,0	3,99	7,76
-0,14+0,074	4,04	1,0	257,0	3,15	6,91
-0,074+0	13,13	2,6	71,0	26,60	6,20
Руда-12+0	100,0	1,28	150,0	100,0	100,0
Крупность - 8+0 mm					
-8+5	26,06	1,1	227,0	23,10	32,82
-5+2,5	26,06	1,3	164,7	27,30	23,82
-2,5+1,0	8,32	1,3	134,2	8,72	6,20
-1,0+0,63	10,13	1,0	227,0	8,16	12,76
-0,63+0,315	5,51	0,8	245,0	3,55	7,49
-0,315+0,14	5,21	1,2	226,0	5,04	6,53
-0,14+0,074	4,67	1,0	231,0	3,76	5,99
-0,074+0	14,04	1,8	56,4	20,37	4,39
Руда-8+0	100,0	1,24	180,22	100,0	100,0
Крупность - 5+0 mm					
-5+2,5	34,34	1,5	136,0	37,57	29,91
-2,5+1,0	15,93	1,1	154,0	12,78	15,71
-1,0+0,63	14,19	1,3	170,8	13,45	15,52
-0,63+0,315	7,05	1,2	242,0	6,17	10,93
-0,315+0,14	6,14	0,8	164,2	3,58	10,39
-0,14+0,074	4,95	1,0	272,0	3,61	8,62
-0,074+0	17,40	1,8	80,0	22,84	8,92
Руда-25+0	100,0	1,37	156,14	100,0	100,0

Таблица 2

Результаты выщелачивания золота и серебра из пробы руды У-11

Продол- житель- ность, сутки	Выход продуктивного раствора, l		Концентрация в продуктивном		pH	Концентрация в обеззоло- ченном растворе			Извлечение в продуктивный раствор %			
	суточное	суммарное	Au, mg/l	Ag, mg/l		NaCN, %	Au, mg/l	Ag, mg/l	суточное		суммарное	
									Au	Ag	Au	Ag
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
1	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
2	6,20	6,20	1,55	140,0	11,7	0,006	0,016	0,18	15,27	12,22	15,27	12,22
3	4,58	10,78	1,50	157,0	11,0	0,024	0,020	0,70	10,89	10,09	16,16	22,31
4	5,00	15,78	1,20	123,3	11,3	0,040	0,020	3,50	9,47	8,44	35,63	30,75
5	4,70	20,48	1,00	120,0	11,5	0,040	0,020	2,00	7,40	7,82	43,03	38,57
6	4,70	25,18	0,60	92,5	11,0	0,050	0,020	1,42	4,38	6,03	47,41	44,60
7	5,00	30,18	0,50	75,0	11,0	0,056	0,020	8,13	3,85	4,71	51,26	49,31
8	4,60	34,78	0,50	80,0	11,0	0,050	0,020	17,0	3,54	4,08	54,80	53,39
9	5,00	39,78	0,50	75,0	11,5	0,046	0,020	14,0	3,85	4,30	58,65	57,69
10	4,80	44,58	0,40	50,0	11,5	0,044	0,020	1,12	2,93	3,31	61,58	61,00
11	5,10	49,68	0,20	45,0	11,3	0,048	0,020	1,70	1,47	3,11	63,05	64,11
12	5,50	55,18	0,30	27,0	11,0	0,042	0,020	1,50	2,47	1,98	65,52	66,09
13	4,70	59,88	0,30	30,0	11,5	0,048	0,020	1,60	2,11	1,88	67,63	67,97
14	5,20	65,08	0,30	30,0	11,4	0,050	0,020	1,60	2,34	2,08	69,97	70,05
15	5,10	70,18	0,20	43,0	11,3	0,050	0,020	17,0	1,47	1,87	71,44	71,92
16	4,60	74,78	0,20	45,0	11,5	0,048	0,020	24,0	1,33	1,36	72,77	73,28
17	5,30	80,08	0,20	45,0	12,0	0,050	0,020	20,0	1,53	1,87	74,30	75,15
18	5,30	85,38	0,20	33,0	12,0	0,044	0,020	17,0	1,53	1,19	75,83	76,34
19	5,54	90,92	0,20	31,3	10,0	0,040	0,020	17,0	1,60	1,12	77,43	77,46
20	5,26	96,18	0,15	47,0	12,0	0,058	0,020	40,0	1,01	0,52	78,44	77,98
21	5,20	101,38	0,10	47,0	11,0	0,068	0,030	40,0	0,58	0,51	79,02	78,49
22	5,32	106,70	0,10	47,5	12,0	0,060	0,030	43,5	0,60	0,30	79,62	78,79
23	5,28	111,98	0,08	46,5	12,0	0,054	0,030	40,4	0,51	0,45	80,13	79,24
24	5,00	116,98	0,09	45,2	11,5	0,062	0,020	38,5	0,56	0,47	80,69	79,71
25	5,18	122,16	0,10	40,0	11,5	0,050	0,020	35,5	0,67	0,33	81,36	80,04
26	5,52	127,68	0,07	53,3	11,5	0,040	0,020	46,6	0,44	0,52	81,80	80,56
27	5,30	132,98	0,06	37,0	11,5	0,065	0,020	33,0	0,34	0,30	82,14	80,86
28	5,40	138,38	0,06	40,0	11,3	0,062	0,020	33,2	0,35	0,52	82,49	81,39
29	5,30	143,68	0,065	40,0	12,0	0,052	0,020	33,2	0,38	0,51	82,87	81,89
30	5,40	149,08	0,075	37,0	12,0	0,064	0,025	33,0	0,43	0,30	83,30	82,19
31	5,40	154,48	0,05	40,0	12,0	0,050	0,025	36,0	0,22	0,30	83,52	82,49
32	5,30	159,78	0,05	40,0	12,0	0,052	0,025	36,3	0,21	0,28	83,73	82,77
33	5,24	165,02	0,047	40,0	11,5	0,046	0,025	36,5	0,23	0,26	83,96	83,03
34	5,50	170,52	0,045	40,0	11,5	0,054	0,025	36,5	0,18	0,27	84,14	83,30
35	5,30	175,82	0,04	42,0	11,5	0,060	0,020	40,0	0,17	0,15	84,31	83,45
36	5,40	181,22	0,036	49,0	11,5	0,070	0,020	47,0	0,14	0,15	84,45	83,60
37	5,24	186,46	0,034	47,0	11,5	0,064	0,020	45,0	0,12	0,15	84,57	83,75
38	5,74	192,20	0,03	47,0	11,5	0,070	0,020	46,0	0,09	0,08	84,66	83,83
39	5,40	197,60	0,03	47,0	11,5	0,068	0,020	45,5	0,09	0,08	84,75	83,91
40	5,40	203,00	0,03	47,0	11,5	0,076	0,020	46,0	0,09	0,08	84,84	83,99

Примечание - крупность руды -5+0 mm; содержание золота в пробе 1,37 g/t; содержание серебра в пробе 156,14 g/t; вес пробы 45,45 kg

месте. Концентрация цианидов щелочных металлов - 0,06%. Орошение колонн велось каждые полчаса. Расход растворов при орошении составлял 10-12 л/м² h.

Продуктивный раствор собирался в приёмную ёмкость, где замерялся его объём. Из неё после перемешивания ежедневно отбирались пробы на определение содержания золота и серебра. Затем продуктивные растворы объединялись и направлялись в сорбционные колонки, в которых в качестве сорбента использовался активированный уголь. Процессы сорбции золотосодержащих растворов каждой пробы

велись отдельно. Образованные после сорбции обеззолоченные растворы собирались в ёмкости, из которых ежедневно отбирались пробы на определение содержания золота и серебра, концентрации цианистого натрия и pH.

После подкрепления растворов до необходимой концентрации цианида и защитной щёлочи растворы направлялись на орошение руды, при необходимости в них добавлялась свежая вода, также подкреплённая цианидом и щёлочью. Анализы растворов на золото и серебро из растворов проводились атомно-абсорбционным методом.

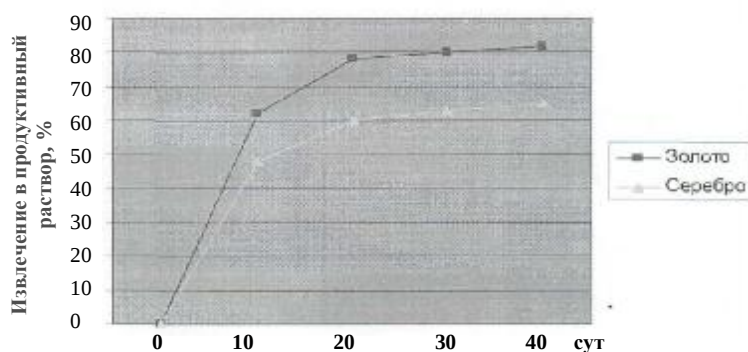


Рис. 1. Кинетика выщелачивания золота и серебра способом кучного выщелачивания руды класса крупностью -12+0 мм

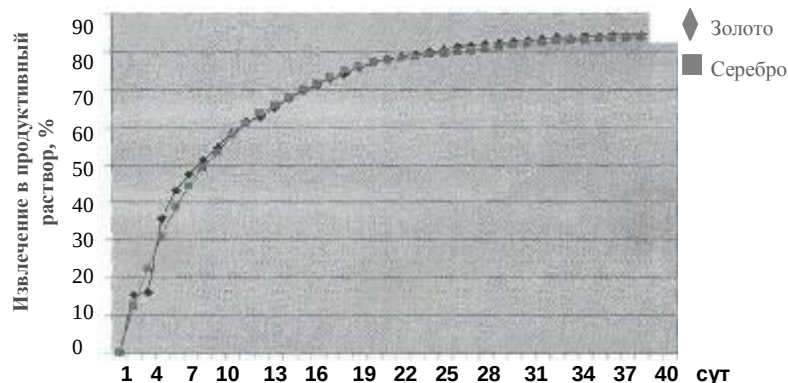


Рис. 2. Кинетика выщелачивания золота и серебра способом кучного выщелачивания руды класса крупностью -5+0 мм

Проведенные эксперименты в лабораторных условиях показали, что извлечение золота и серебра методом КВ в течение 40 суток составляет:

- из руды крупностью -12+0 мм 82,8 и 65,1%;
- из руды крупностью -8+0 мм 81,1 и 73,4%;
- из руды крупностью -5+0 мм 84,8 и 83,9% соответственно.

Расход реагентов составил - NaCN 0,88 kg/t и NaOH 0,7 kg/t.

Основные технологические показатели переработки руды кучным цианированием пробы У-11 класса -5+0 приведены в табл. 2. Кинетика выщелачивания руды пробы У-11 класса -12+0 мм и -5+0 мм показана на рис. 1, 2.

Из данных рис. 1, 2 видно, что извлечение золота мало зависит, а извлечение серебра сильно зависит от степени дробления. При дроблении до -12,0 мм извлечение серебра составляет 65% а при дроблении до -5,0 мм 83,9%.

Результаты опытов показали (табл. 2), что скорость перехода золота и серебра в раствор в первые 14 дней довольно высокая, извлечение их составляет около 70%, затем постепенно падает.

Это связано, видимо, с тем, что свободные золото и серебро в этот момент переходили в раствор, а в твердом остались более упорные (не раскрытые), с другой стороны в оборотном растворе концентрация серебра стала высокая (более 17 mg/l), из-за насыщения сорбента (активированного угля), что привело к уменьшению скорости выщелачивания.

Исследованием состояния кека после выщелачивания дробленной до -5 мм руды установлено, что гранулометрический состав, остается без изменения, среднее остаточное содержание золота в кеке 0,20-0,28 g/t, серебра 24,29-24,54 g/t. Следует отметить, что с увеличением размера классов, повышается содержание серебра (в классе -0,074 мм -4,8 g/t, а в классе +2,5 мм - 41,8 g/t серебра).

Выводы:

1. Изучены физико-химические свойства серебросодержащей руды Кызылкумов, установлено, что золото и серебро ассоциированы в окисленных минералах железа.
2. Результаты исследований показали, что серебросодержащие руды можно перерабатывать методом кучного выщелачивания, с извлечением благородных металлов на уровне 80-84%.

Список литературы:

1. Дементьев В.Е., Дружина Г.Я., Гудков С.С., Кучное выщелачивания золота и серебра: ОАО т», 2004. -352 с.

УДК 622.7(622.346.3.:622.349.9)

© Попов Е.Л., Ахмедов Х., Хабибуллаева Г.Р., Соатов С.А., Нурмухамедов И.С., Якубжанова М.Е., Хушбоков Э.М. 2009 г.

СРАВНИТЕЛЬНЫЕ ИСПЫТАНИЯ НОВЫХ МЕСТНЫХ РЕАГЕНТОВ В ПОЛУПРОМЫШЛЕННЫХ УСЛОВИЯХ

Попов Е.Л., зав. отделом технологии переработки минерального сырья ГП ИМР, канд. техн. наук; Ахмедов Х., зав. лабораторией обогащения руд благородных металлов ГП ИМР, канд. техн. наук; Хабибуллаева Г.Р., ведущий инженер ГП ИМР; Соатов С.А., инженер ГП ИМР; Нурмухамедов И.С., инженер ГП ИМР; Якубжанова М.Е., инженер ГП ИМР; Хушбоков Э.М., гл. технолог ОАО «Ингичкинская ОМТЭ»

Флотация в настоящее время занимает ведущее место среди методов обогащения твердых полезных ископаемых. Ежегодно в Узбекистане и за ру-

бежом этим методом перерабатывают миллионы тонн руд цветных и благородных металлов. Поскольку флотация для большинства видов сырья

остается основным методом обогащения, поиск более дешевых и эффективных флотационных реагентов является генеральной линией развития технологии переработки руд.

Согласно литературным данным [1-5] за последние 10-12 лет было предложено для применения при флотации в общей сложности около 7500 реагентов. Среди них реагенты из самых различных классов химических соединений, рекомендованные в качестве пенообразователей, регуляторов с различными функциями и, в особенности, собирателей. В области изыскания новых флотационных реагентов во всех странах, имеющих развитую химическую и обогащающую промышленность, ведутся весьма интенсивные исследования. Это свидетельствует о том, что проблема изыскания эффективных флотационных реагентов (особенно собирателей) продолжает оставаться весьма актуальной.

В качестве собирателей золота и золотосодержащих сульфидов наибольшее применение находят ксантогенаты-бутиловый и изоамиловый. Ксантогенаты являются весьма эффективными собирателями золота, однако, наряду с золотом они флотируют все сульфидные минералы. В связи с этим изыскание новых реагентов-собирателей, селективных по отношению к золоту, является важным направлением совершенствования технологии золотосодержащих руд.

Целью настоящей работы являлась проверка в полупромышленных условиях новых местных реагентов-собирателей СД-1, ПС, нефтешлам, ПБ-1 при флотации руды месторождения Каракудук и сравнение их с традиционным реагентом-собирателем БКК (бутиловым ксантогенатом калия) (табл.1, 2 рис.).

Полузаводская проба представлена частично окисленной сульфидно-золото-серебряной рудой; содержание золота и серебра в ней соответственно равно 3,0 и 40,8 g/t.

Химическим анализом средней пробы руды установлены содержания (в %): SiO₂-65,2; Fe₂O₃-8,05; FeO-0,86; TiO₂-0,44; MnO-0,02; Al₂O₃-10,4; CaO-0,84; K₂O-2,6; MgO-0,44; Na₂O-1,5; S_{общ.}-3,5; 8_{сульфидн.}-2,44; SO₃-2,66; CO₂-0,66; P₂O₅-0,1; -H₂O-1,2; п.п.п.-7,5; Pb-0,015; Zn-0,015; As-0,78; Cu-0,07; Au-3,0 g/t; Ag-40,8 g/t.

Кроме того, спектральным анализом определены содержания (%): Mn-0,015; Ni-0,004; Co-0,001; Ti-0,4; V-

0,007; Cr-0,008; W-0,006; Mo-0,0007; Zr-0,005; Cu-0,05; Pb-0,015; Sb-0,015; As-0,3; Zn-0,015; Sn-0,0006; Yb<0,0002; Be-0,00015; Na~1; K->1; Y-0,001; Sr-0,015; Ba-0,08; P-0,1; Ga-0,001; Sc-<0,001.

По данным рационального анализа золото в пробе на 57,86% представлено в самородной легко цианируемой форме. С сульфидами связано 30,72% золота, с силикатами - 10,71%. Что касается серебра, то в самородной форме оно присутствует на 25,4%, 70% серебра связано с оксидами железа и марганца.

Материал пробы включает штуфы кварцевого состава с серицитом, полевыми шпатами. Отмечались единичные штуфы интенсивно измененных сланцев и рассланцованных песчаников и алевролитов. Главными рудными минералами в описываемой пробе являются золото самородное, сульфосо-

Таблица 1

Примерные количественные соотношения слагающих руду минералов и размеры их выделений

Минералы	Количество, %	Размеры, mm			
		Присутствуют		Преобладают	
		от	до	от	до
Золото самородное	ед. зн.	<0,001	0,01	тонкодисперсные	
Сульфосоли серебра	ед. зн.		0,02		
Пирит	4,3	0,001	4,0	0,2-0,5	1,0
Арсенопирит	1,7	0,001	0,2	0,03	0,05
Блеклая руда	0,2	0,001	0,35	тонкокristаллические	
Халькопирит	зн.	0,001	0,2	0,01	0,02
Борнит	ед. зн.	0,02			
Антимонит	ед. зн.	микрокristаллические			
Клаустолит	ед. зн.	микрокristаллические			
Сульфосоли свинца	р. зн.	тонкокristаллические			
Сульфoантимониды Fe	р. зн.	тонкокristаллические			
Ковеллин	ч. зн.	микрокristаллические выделения образующие нитевидные микропрожилки и каймы			
Скородит	ч. зн.				
Арсенаты и антимонаты (стибарсенаты) Fe и Pb	ч. зн.				
Англезит	р. зн.	микрокristаллические			
Ярозит	8,3	0,001	0,01	0,001	0,007
Гетит, гидрогетит	1,5	0,001	1,0	тонкозернистые	
Силикаты Pb	ед. зн.	тонкокristаллические			
Шеелит	ед. зн.	тонкозернистый			
Кварц, халцедон	51,6	0,01	2,0	0,02	0,5
Плаггиоклаз	11,8				
Серицит, мусковит	15,5	тонкочешуйчатые			
Хлорит	1,7	тонкочешуйчатые			
Карбонаты	1,5	0,01	0,5	0,2	0,3
Глинистое вещество	1	коллоидные частицы			
Углистое вещество	0,2				
Акцессорные минералы: рутил, циркон, монацит, эпидот	ед. зн. и зн.	0,01	0,06	0,2	
Апатит	0,2	0,001	0,03		

Таблица 2

**Сводные средневзвешенные результаты флотации руды с БКК
и новыми местными реагентами**

Наименование про- дуктов	Выход, %	Содержание, g/t		Извлечение, %		Превышение извлечения, %	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Б К К - 150+75 g/t							
Флотоконцентрат	14,47	13,44	172,0	69,54	65,8	0	0
Хвосты	85,53	1,0	15,12	30,46	34,2		
Слив классификатора	100	2,6	37,82	100	100		
СД-1 - 10+5 g/t							
Флотоконцентрат	18,17	13,26	167,14	73,58	68,37	4,04	2,57
Хвосты	81,83	1,06	17,17	26,42	31,63		
Слив классификатора	100	3,27	44,42	100	100		
СД-1 - 10+5 g/t; БКК-75+35 g/t							
Флотоконцентрат	12,95	16,86	210,6	71,75	66,8	2,21	1,0
Хвосты	87,05	0,99	15,57	28,25	33,2		
Слив классификатора	100	3,04	40,83	100	100		
ПС – 200 g/t, БКК - 75+35 g/t							
Флотоконцентрат	15,39	15,58	195,7	75,25	68,93	5,71	3,13
Хвосты	84,61	0,53	16,05	24,75	31,07		
Слив классификатора	100	3,19	43,7	100	100		
ПБ-1 - 75+35 g/t; БКК - 75+35 g/t							
Флотоконцентрат	16,79	14,62	168,81	69,33	64,57	-0,21	-1,23
Хвосты	83,21	1,3	18,69	30,67	35,43		
Слив классификатора	100	3,54	43,89	100	100		
Веретенное масло – 50 g/t; БКК - 75+35 g/t							
Флотоконцентрат	23,22	10,88	140,12	77,46	73,01	7,92	7,21
Хвосты	76,78	0,96	15,66	22,54	26,99		
Слив классификатора	100	3,26	44,56	100	100		
Нефтьшлам – 50 g/t; БКК - 75+35 g/t							
Флотоконцентрат	16,32	14,41	202,28	75,6	74,96	6,06	9,16
Хвосты	83,68	0,91	13,18	24,4	25,04		
Слив классификатора	100	3,11	44,05	100	100		
Б К К - 150+75 g/t; ПАВ партии 2 - 80+40 g/t (вместо Т-80)							
Флотоконцентрат	14,64	15,38	187,07	68,79	61,31	-0,75	-4,49
Хвосты	85,36	1,2	20,24	31,21	38,69		
Слив классификатора	100	3,27	44,66	100	100		
БКК-50+25 g/t; СД-1 - 10+5 g/t; ПС – 200 g/t; нефтьшлам – 50 g/t							
Флотоконцентрат	17,35	13,49	174,96	72,56	67,18	3,02	1,38
Хвосты	82,65	1,07	18,06	27,44	32,82		
Слив классификатора	100	3,23	45,28	100	100		

ли серебра и свинца, блеклая руда, сульфoантимониты железа.

Золото находится в трех парагенетических ассоциациях: золото-арсенопирит-пиритовая (незначительная часть), золото-блеклорудно-пиритовая (основная часть), золото-сульфoантимонидная совместно с антимонитом, джемсонитом, гудмундитом (незначительная часть). Золото присутствует в самородном виде преимущественно высокопробное, а также электрум и редко кюстелит. Формы выделений золота разнообразны от овальных до микропрожилковых, размеры выделений в основном тонкодисперсные.

Самородное серебро в пробе выявлено в единичных знаках золотой разности - кюстелита; элемент в основном находится в блеклой руде - тетраэдрите, фрейбергите и сульфосолях свинца. Пирит и арсенопирит, а также блеклая руда являются

главными концентраторами золота и серебра. Нерудные минералы - кварц, серицит, плагиоклаз. Перечень слагающих руды минералов, их количественные соотношения, размеры зерен и мономинеральных агрегатов приводятся в табл. 1.

Испытания проводились на установке ОАО «Ингичкинская ОМТЭ» при производительности установки 50-60 kg/h.

При флотации использовались реагенты-собиратели, синтезированные из отходов предприятий Узбекистана. Флотация осуществлялась по схеме, включающей измельчение руды до крупности 85% кл. -0,074 mm, основную, контрольную операции и две перечистки черного концентрата (рис.).

Для сравнения показателей при полупромышленных испытаниях использовался бутиловый ксантогенат калия (БКК) при расходе его 150 g/t в основную и 75 g/t в контрольную операции флотации. В качестве вспенивателя использовался реагент Т-80 (100+50 g/t). Кроме того, в измельчение подавалась сода 3 kg/t и $C_{11}SO_4$ -100 g/t. В этих условиях получен флотоконцентрат, содержащий в среднем 13,44 g/t Au и 172,0 g/t Ag, при извлечении металлов 69,54 и 65,8% соответственно. Переработано 11,42 t руды в течение 33 смен.

При испытаниях реагента ПС - 200 g/t («кек-отход» завода «Капролактамы») также в сочетании с БКК (75+35 g/t) получен концентрат, содержащий в среднем 15,97 g/t Au и 195,7 g/t Ag, при извлечении металлов 75,25 и 68,93%, что на 5,71 и 3,13% выше, чем с одним БКК. Переработано 10,61 t руды в течение 25 смен.

При испытаниях реагента СД-1 (синтезирован из отходов предприятия «Навои-Азот») при его расходе 10+5 g/t в сочетании с БКК, расход которого сокращен на 50% (до 75 g/t в основную и 35 g/t в контрольную операции флотации), получен концентрат с более высоким содержанием золота 16,86 g/t и серебра- 210,6 g/t при извлечении металлов 71,75 и 66,80%, что на 2,21 и 1,0% выше, чем с одним БКК. Переработано 9,89 t руды в течение 28 смен. В табл. 2 приведены сводные результаты проведенных полупромышленных испытаний с использованием бутилового ксантогената и новых местных реагентов.

Испытания СД-1 без загрузки БКК при тех же расходах 10+5 g/t позволили получить концентрат

с содержанием 13,26 g/t золота и 167,14 g/t серебра при извлечении 73,58% Au и 68,37% Ag, что на 4,04 и 2,57% выше, чем с БКК.

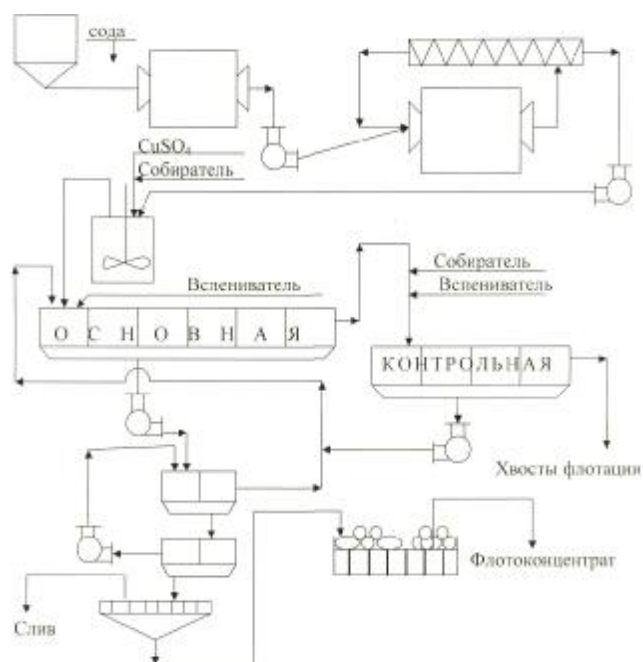
При испытаниях реагента ПБ-1 (приготовлен из отходов завода «Капролактама» и «Ташвинзавода») с загрузкой БКК 75+35 g/t получен концентрат с выходом 16,79%, содержащий в среднем 14,62 g/t Au и 168,8 g/t Ag, при извлечении металлов 69,33 и 64,57% соответственно. Переработано 13,6 t руды в течение 21 смены.

Загрузка нефтешлама (отход Бухарского нефтеперерабатывающего завода) 50 g/t в измельчение и добавка БКК (расход 75+35 g/t) также привела к повышению извлечения золота - 75,6% и серебра - 74,96%, что на 6,06 и 9,16% выше, чем с одним БКК. К тому же получен концентрат более высокого качества - 14,41 g/t Au и 202,28 g/t Ag.

Самый большой эффект по извлечению золота - 7,92% достигнут с веретенным маслом (50 g/t), также загружаемом в измельчение, и БКК (расход 75+35 g/t). Однако качество концентрата при этом снизилось до 10,88 g/t Au и 140,12 g/t Ag.

Одновременная загрузка БКК (50+25 g/t), ПС (200 g/t), нефтешлама (50 g/t) и СД-1 (8+4 g/t) позволила получить концентрат, содержащий 13,49 g/t Au и 174,96 g/t Ag, при извлечении золота 72,56%, серебра 67,18%, т.е. на 3,02 и 1,38% выше, чем с БКК. Качество концентратов в обоих случаях примерно одинаково.

Таким образом, наибольший эффект дает замена части ксантогената (50%) на реагенты-собиратели аполярного типа - веретенное масло и нефтешлам, а также ПС. Повышение извлечения золота в этом случае 5,71-7,92%, серебра 3,13-9,16%. Значительный эффект дает полная замена БКК на СД-1 - извлечение золота повышается на 4,04%, серебра на 2,57%. Интересно, что частичная замена 50% расхода БКК дает прирост извлечения золота только 2,21%, серебра - 1%. Замена воспе-



10	Печь сушильная	Нестандарт.	S=1,5 m ²	1
9	Нутч-фильтр m	Нестандарт.	S=1,2 m ²	1
8	Флотомашинка 2-х камерная	ФМЛ-12	V _к =12 l	1
7	Флотомашинка 4-х камерная	ФМЛ-25	V _к =25 l	1
6	Флотомашинка 6-ти камерная	ФМЛ-25	V _к =25 l	1
5	Агитационный чан	Нестандарт.	V=30 dm ³	1
4	Песковый насос	ПР 125х125	Q=12,5 m ³	3
3	Спиральный классификатор	103А-УС,	d=150 mm	1
2	Шаровая мельница	103А-УС	480х450 mm	2
1	Бункер	103А-УС	V=75 gm ³	1
№ п/п	Наименование оборудования	Тип, марка	Техническая характерист.	Кол-во

Рис. Схема цепи аппаратов

нивателя Т-80 на ПАВ партии 2 приводит к снижению извлечения золота на 0,75%, серебра - на 4,49%. Реагент ПБ-1 не дал прироста извлечения.

Список литературы:

1. Дуденков С.В., Шубов Л.Я. и др. Основы теории и практика применения флотационных реагентов. М., Недра, 1969, 390 с.
2. Зеленов В.И. Методика исследования золотосодержащих руд. Изд. 2. перераб. и доп. М., Недра, 1978, 302 с.
3. Клебанов О.Б. Реагентное хозяйство обогатительных фабрик. Изд.2. перераб. и доп. М., Недра, 1989, 222 с.
4. Лодейщиков В.В., Игнатъева К.Д. Рациональное использование серебросодержащих руд. М., Недра, 1973, 224 с.
5. Ревнивцев В.И., Конев В.А., Рябой В.И. Основные направления синтеза, изыскания и применения флотационных реагентов. В сб. «Флотационные реагенты». М., Наука, 1986.

УДК 622.772

© Умарова И.К., Аминжанова С.И. 2009 г.

ИЗУЧЕНИЕ ПРОЦЕССА КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗАБАЛАНСОВЫХ МЕДНЫХ РУД

Умарова И.К., доцент кафедры «Горное дело» Таш ГТУ, канд. хим. наук; Аминжанова С.И., старший преподаватель кафедры «Горное дело» ТашГТУ

Для получения меди из забалансовых медных руд требуемого качества необходима соответ-

ствующая технология. Несмотря на всю остроту и актуальность проблемы, до сих пор отсутствует

эффективная, экономически целесообразная технология извлечения меди из забалансовых руд [1-3].

Цель исследования заключается в разработке эффективной и экологически чистой технологической схемы извлечения меди из забалансовых медных руд с использованием кучного выщелачивания.

Объектом исследований послужила забалансовая медная руда месторождения Кальмакыр ОАО «Алмалыкский ГМК».

Для процесса кучного выщелачивания исследования проводили в лабораторных условиях в чугунной емкости с равными размерами по ширине, длине и высоте - 400 mm.

Предварительно крупная руда была складирована в нижнюю часть емкости, затем средняя и мелкая. Кучу постепенно орошали серной кислотой. При проведении опыта каждый день проводили химический анализ на содержание меди. После однодневной паузы орошение продолжили. Раствор подавали сверху каплям, что не даёт возможность скапливаться раствору сверху руды.

При выборе растворителя для кучного выщелачивания руды учтены следующие факторы: химическая и физическая природа руды, стоимость растворителя, коррозионное действие растворителя на аппаратуру, селективность действия растворителя по отношению к выщелачиваемому продукту, возможность регенерации растворителя.

Установленная ранее экспериментально хорошая растворимость оксидов меди в серноокислотных растворах послужила основой для изучения процесса выщелачивания руды в зависимости от продолжительности температуры, плотности пульпы и концентрации растворителя. Кроме того, с учетом комплексного характера исходного сырья важно было исследовать особенности поведения сопутствующих меди ценных компонентов в серноокислотных растворах с целью обеспечения полного разделения меди в отдельный продукт и селективности извлечения меди.

Степень извлечения меди при выщелачивании в естественных условиях находится в определенной зависимости от концентрации серной кислоты и продолжительности опытов. Оптимальной является концентрация серной кислоты 50-75 g/l.

Изучение влияния продолжительности процесса на выщелачивание меди из продукта серноокислым раствором концентраций 100 g/l при различных температурах показывает, что в начальный период (до 5 дней) переход меди в раствор протекает очень интенсивно, а через 10-15 дней устанавливается

динамическое развитие процесса выщелачивания. Увеличение продолжительности контакта серноокислотного раствора и руды может привести к повышению содержания примесей в растворе. При выщелачивании руды с серной кислотой в первую очередь реагируют окисленные минералы меди.

Минералы железа и сульфиды меди взаимодействуют с серной кислотой медленно. Поэтому для того, чтобы достичь максимального извлечения меди при минимальном переходе в раствор примесей, продолжительность выщелачивания выбрали 15 дней.

Чем выше концентрация серной кислоты, тем быстрее она расходуется на реакции растворения, так как полно растворяются не только соединения меди, но и другие минералы, что увеличивает бесполезный расход кислоты.

Существенное влияние на процесс выщелачивания оказывает плотность орошения. При ее увеличении концентрация меди в продуктивном растворе снижается. На основе проведенных испытаний установлено, что для достижения оптимального соотношения между содержанием меди в продуктивном растворе и существующими мощностями по его переработке необходимо дифференцировать плотность орошения во времени.

Таким образом, были установлены следующие оптимальные условия выщелачивания руды: концентрация серной кислоты 50-75 g/l, продолжительность 15 дней. В этих условиях степень извлечения оксидов меди в раствор составляет 98,5-99%, сульфидов меди – 5-6%.

Кек серноокислотного выщелачивания содержит 0,14% меди в форме сульфида, т.е. очевидно, что оксиды меди полностью перешли в серноокислый раствор, а сульфиды в незначительном количестве остались в твердой фазе.

Проведенные исследования позволяют сделать следующие выводы.

1. Кучное выщелачивание хорошо зарекомендовало себя при переработке забалансовых медных руд, обеспечивает селективность и комплексность переработки. Наряду с медью в раствор переходят цинк и свинец.

2. Оптимальной является продолжительность выщелачивания 15 дней с концентрацией серной кислоты 50-75 g/l. Степень извлечения меди в раствор 98,0%, кек содержит 0,14% меди. Содержание полученного серноокислого раствора g/l: медь - 10-10,5, железо 5-5,5, цинк - 0,5-1,5. Медь и железо находятся в растворе в серноокислой форме.

Список литературы:

1. Абрамов А.А. Обогащение руд цветных металлов. М. МГГУ. 2003.
2. Исследование и совершенствование технологии обогащения медно-молибденовых руд. АГМК. Горный вестник Узбекистана, 2003.
3. Санакулов К.С., Рахманов К.А. Извлечение меди из хвостов медного производства способом кучного выщелачивания. Труды республиканского научно-технического семинара «Проблемы переработки минерального сырья Узбекистана» Ташкент, 2005.

ИЗМЕНЕНИЕ СХЕМЫ ПОДАЧИ ПОЛИАКРИЛАМИДА В СГУСТИТЕЛИ НА ГМЗ-2

Агеев Д.С., начальник ПТО ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК; Палвонов С., студент Томского ПИ

Процесс сгущения на ГМЗ-2 основан на осаждении частиц минеральных зерен под действием силы тяжести, заключается в повышении концентрации твердой фазы в сгущенном продукте по сравнению с исходной пульпой, осуществляется в радиальных сгустителях цилиндрического типа и предназначен для доведения плотности пульпы до необходимого значения перед сорбционным выщелачиванием, а также отделения воды и возврата её в процесс рудоподготовки и обогащения. При работе сгустителя формируются различные зоны, характеризующие соответствующие стадии процесса: зона осветленной жидкости, зона свободного осаждения частиц, зона уплотнения или сжатия, придонная зона, в которой пульпа гребками дополнительно уплотняется и транспортируется к центру сгустителя для разгрузки сгущенного продукта.

На скорость процесса сгущения влияют следующие факторы: гранулометрический состав твёрдого в пульпе (тонкие частицы осаждаются медленнее), минералогический состав (трудно сгущаются глинистые породы типа каолина), температура (с повышением температуры снижается вязкость жидкой фазы пульпы и усиливается действие применяемых реагентов, что в итоге увеличивает скорость сгущения).

Минералогический состав руды и даже некоторые компоненты, содержащиеся в ней в малых количествах, сильно влияют на эффект флокуляции (слипание в более крупные агрегаты), происходящей в результате действия различных веществ. Например, по исследованию И.К. Скобеева некоторые сульфидные минералы (пирит, пирротин и др.) и гидрофильные глинистые вещества в процессе коагуляции образуют сплошные сетчатые структуры, удерживающие большие количества растворов, что значительно снижает скорость сгущения частиц.

В последние 10-15 лет для ускорения сгущения пульпы широко используется в качестве флокулянтов высокомолекулярные соединения. Испытание различных флокулянтов при сгущении известково-цианистых пульп выявило наибольшую флокулирующую способность у катионно-анионных соединений, в частности у полиакриламида (ПАА), что и используется на ГМЗ-2. ПАА значительно ускоряет осаждение всех пульп в начальный период сгущения, в так называемой зоне свободного падения частиц. Введение в пульпу всего 10 - 15 г ПАА на 1 т руды, повышает скорость осаждения твердых частиц в 2-4 раза.

Основным способом интенсификации процесса сгущения является создание агрегатов частиц. Для этой цели создается соответствующая щелочность (рН) среды и применяются реагенты, способствующие агрегатированию твёрдого в пульпе. Для сгущения

золотосодержащей пульпы создается среда со значением $pH=11,0-12,0$ и вводится раствор ПАА.

До недавнего времени схема подачи полиакриламида на ГМЗ-2 была стандартной на всех установленных сгустителях: раствор ПАА подавался либо в центральную головку сгустителя, либо в трубу подачи исходной пульпы. При такой подаче полиакриламида смешивание флокулянта с пульпой происходило под поверхностью зеркала сгустителя. При поступлении в переработку глинистых руд с повышенным содержанием окиси алюминия и железа, время сгущения увеличивается. Происходит это из-за того, что частицы с содержанием окислов алюминия и железа не взаимодействуют с молекулами ПАА и образуют устойчивую коллоидную взвесь. При повышении расходов коагулянта (известии) и флокулянта (полиакриламида) флотиремость частиц повышается, и время сгущения снижается. Результаты лабораторных исследований по сгущаемости глинистых руд показали, что скорость сгущения поступающей в переработку руды, содержание гидрофильных веществ в которой по сравнению с рядовой рудой выше на 10 – 15%, снижает скорость сгущения пульпы на 20%. При проведении лабораторного сгущения происходило расслаивание сгущенной пульпы уже после осаждения, которое происходило из-за повышенного содержания в руде окиси алюминия в сочетании с окислами железа.

С целью улучшения технологических показателей отделения сгущения был проведен промышленный эксперимент по изменению подачи полиакриламида в процесс. На центральной головке сгустителя установили кольцевой желоб, с которого осуществлялась подача полиакриламида на зеркало сгустителя по всей окружности желоба, при этом подача исходной пульпы в сгуститель осталась без изменений. При подаче пульпы под зеркало сгустителя происходит разделение твердых частиц – более тяжелые частицы остаются на том же уровне, либо постепенно осаждаются под воздействием собственного веса; шламы и твердые частицы, содержащие окись алюминия и железа, поднимаются вверх, вместе с оборотной водой. При измененной системе подачи полиакриламида в процесс сгущения, вначале именно более легкие частицы начинают флотироваться, сорбируя на себя необходимое количество полиакриламида. В этом случае взаимодействие ПАА с частицами по всему объему более высокое, что показывает высокий коэффициент осаждения частиц, высокий показатель производительности и меньшие затраты времени.

Таким образом, изменение схемы подачи ПАА в процесс позволило повысить производительность отделения сгущения на 12–15% и обеспечить регламентное ведение технологического процесса сгущения без дополнительных затрат на новое оборудование.

ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ В СИСТЕМЕ ВНУТРИЗАВОДСКОГО ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ

Садуллаев Н.Н., зав. кафедрой «Электроэнергетика» БухТИПИЛП; Шойматов Б.Х., зав. кафедрой «Электроснабжения» НГГИ; Мавлонов Ж.А., ассистент кафедры «Электроснабжения» НГГИ; Холмурадов М.Б., магистрант БухТИПИЛП

Определение рациональной схемы электроснабжения (ЭС) промышленных предприятий, обеспечивающей наилучшие технико-экономические показатели, достигается оптимальным сочетанием параметров схемы электроснабжения. Проектирование и оптимизацию параметров схемы ЭС обычно производят по ступеням системы электроснабжения (СЭС). При этом обычно не рассматривается единая схема, по которой осуществляется питание от источника к потребителю (рис. 1-3).

Предлагаемая оптимизация параметров схемы ЭС производится по радиальной схеме, т.е. от источника к потребителю, где: 1 - точка коммерческого учета предприятия, точка 2 - высокая сторона цеховой трансформаторной подстанции (ТП), точка 3 - низкая сторона ТП (рис. 1).

Одним из основных критериев оптимизации является определение наиболее экономичного варианта схемы ЭС, который достигается способами регулирования следующих параметров СЭС:

- изменение сечения проводника;
- регулирование напряжения сети;
- компенсация реактивной мощности.

Уменьшение потерь от увеличения сечения определяется по следующей формуле:

$$P_{эк.с} = \frac{P_L^2 + Q_L^2}{U^2} \cdot \frac{r_0 \cdot l}{s_1} - \frac{P_L^2 + Q_L^2}{U^2} \cdot \frac{r_0 \cdot l}{s_2} = \frac{P_L^2 + Q_L^2}{U^2} \cdot \frac{(s_2 - s_1)}{s_1 \cdot s_2} \cdot r_0 \cdot l, \quad (1)$$

где P_L и Q_L - активная и реактивная мощности линии, kW;

s_1 и s_2 - сечения существующего и заменяемого проводника, mm^2 ;

l - длина ЛЭП, km;

ρ_0 - удельное сопротивление ЛЭП, $ом \cdot м / mm^2$;

U - напряжение сети, V.

Экономия электроэнергии от увеличения напряжения определяется по следующей формуле:

$$P_{эк.н} = \frac{S_n^2}{U_1^2} \cdot R_0 \cdot l - \frac{S_n^2}{U_2^2} \cdot R_0 \cdot l = \frac{S_n^2 \cdot U_2^2 - S_n^2 \cdot U_1^2}{U_1^2 \cdot U_2^2} \cdot R_0 \cdot l =$$

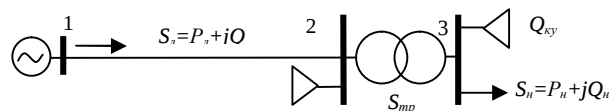


Рис. 1. Схема для оптимизации СЭС

$$\begin{aligned} &= \frac{S_n^2 \cdot (U_1 + \Delta U)^2 - S_n^2 \cdot U_1^2}{U_1^2 \cdot U_2^2} \cdot R_0 \cdot l = \\ &= \frac{S_n^2 \cdot (2 \cdot \Delta U \cdot U_1 + \Delta U^2)}{U_1^2 \cdot U_2^2} \cdot R_0 \cdot l = \\ &= 3 \cdot I_n^2 \cdot \left(\frac{2 \cdot \Delta U}{U} + \frac{\Delta U^2}{U^2} \right) \cdot \frac{r_0 \cdot l}{s}, \end{aligned} \quad (2)$$

где U_1 и U_2 - напряжения сети до и после регулирования напряжения, V;

S_n - полная мощность нагрузки, kW.

Уменьшение потерь в ЛЭП после компенсации можно определить по следующей формуле:

$$\begin{aligned} \Delta P_L &= \Delta P'_L - \Delta P_{Л.к} = \frac{P_L^2 + Q_L^2}{U^2} \cdot R_0 \cdot l - \\ &- \frac{P_L^2 + (Q_L - Q_{ку})^2}{U^2} \cdot R_0 \cdot l = \\ &= \frac{2 \cdot Q_L \cdot Q_{ку} - Q_{ку}^2}{U^2} \cdot R_0 \cdot l, \end{aligned} \quad (3)$$

где $\Delta P'_L$ и $\Delta P_{Л.к}$ - потери активной мощности до и после компенсации, kW;

l - длина ЛЭП, km;

R_0 - удельное сопротивление ЛЭП, $ом / km$;

U - напряжение ЛЭП, kV.

При этом уменьшение потерь мощности в трансформаторах:

$$\begin{aligned} \Delta P_{ТР} &= n \cdot (\Delta P_k \cdot b^2 + \Delta P_0) - n \cdot (\Delta P_k \cdot b_{ку}^2 + \Delta P_0) = \\ &= n \cdot \Delta P_k \cdot (b^2 - b_{ку}^2) \end{aligned} \quad (4)$$

здесь,

$$\begin{aligned} b^2 - b_{ку}^2 &= \frac{P_n^2 + Q_n^2}{n^2 \cdot S_{нм}^2} - \frac{P_n^2 + Q_n^2}{n^2 \cdot S_{нм}^2} + \\ &+ \frac{2 \cdot Q_n \cdot Q_{ку} - Q_{ку}^2}{n^2 \cdot S_{нм}^2} = \frac{2 \cdot Q_n \cdot Q_{ку} - Q_{ку}^2}{n^2 \cdot S_{нм}^2} \end{aligned} \quad (5)$$

Таким образом, уменьшение потерь в трансформаторах составляет:

$$\begin{aligned} \Delta P_{mp} &= n \cdot \Delta P_k \cdot (b^2 - b_{ку}^2) = \\ &= n \cdot \Delta P_k \cdot \frac{2 \cdot Q_n \cdot Q_{ку} - Q_{ку}^2}{n^2 \cdot S_{нм}^2} \end{aligned}$$

Общая экономия мощности от компенсации реактивной мощности определяется суммированием экономии мощностей в ЛЭП и трансформаторах:

$$P_{\Sigma} = \frac{2 \cdot Q_{\Sigma} \cdot Q_k - Q_{\Sigma}^2}{U^2} \cdot R_0 \cdot l_{\Sigma} + \Delta P_{\Sigma} \cdot \frac{2 \cdot Q_{\Sigma} \cdot Q_{\Sigma} - Q_{\Sigma}^2}{n \cdot S_{\Sigma}^2} \quad (6)$$

По схеме, показанной на рис. 1, видно, что $Q_{\Sigma} = Q_{\Sigma} + \Delta Q_{mp}$. Если не учитывать потери реактивной мощности в трансформаторах, т.е. $Q_{\Sigma} \approx Q_{\Sigma}$, тогда выражение (6) можно записать в следующем виде:

$$P_{\Sigma} = \left(\frac{R_0 \cdot l}{U^2} + \frac{\Delta P_{\Sigma}}{n \cdot S_{\Sigma}^2} \right) \cdot (2 \cdot Q_{\Sigma} \cdot Q_{\Sigma} - Q_{\Sigma}^2), \quad (7)$$

где $\Delta P'_{\Sigma}$ и ΔP_{Σ} - потери активной мощности до и после компенсации, kW;

Q_{Σ} - мощность компенсирующего устройства, kVar;

Для получения результирующего значения экономии мощности уравнение (1), (2) и (3) описываем совместно:

$$P_{\Sigma} = \frac{P_{\Sigma}^2 + Q_{\Sigma}^2}{U^2} \cdot \frac{(s_2 - s_1) \cdot r_0 \cdot l}{s_2 \cdot s_1} + \left(\frac{R_0 \cdot l}{U^2} + \frac{\Delta P_{\Sigma}}{n \cdot S_{\Sigma}^2} \right) \cdot (2 \cdot Q_{\Sigma} \cdot Q_{\Sigma} - Q_{\Sigma}^2) + 3 \cdot I_{\Sigma}^2 \cdot \left(\frac{2 \cdot \Delta U}{U} + \frac{\Delta U^2}{U^2} \right) \cdot \frac{r_0 \cdot l}{s} = \quad (8)$$

$$= 3 \cdot I_{\Sigma}^2 \cdot \frac{(s_2 - s_1) \cdot r_0 \cdot l}{s_1 \cdot s_2} + \left(\frac{R_{\Sigma} + R_{mp}}{U^2} \right) \cdot (2 \cdot Q_{\Sigma} \cdot Q_{\Sigma} - Q_{\Sigma}^2) + 3 \cdot I_{\Sigma}^2 \cdot \left(\frac{2 \cdot \Delta U}{U} + \frac{\Delta U^2}{U^2} \right) \cdot \frac{r_0 \cdot l}{s_2},$$

Анализ уравнений (1), (2) и (3) показывает, что все параметры (напряжение, сечение проводника и мощность ККУ) схемы ЭС взаимосвязаны. Поэтому решение этой задачи требует оптимизации параметров схемы ЭС с учетом этих зависимостей.

Оптимизация параметров осуществляется по двум характеристическим критериям: по минимальным потерям и по минимальным затратам СЭС. Целевая функция оптимизации будет равна сумме экономии потерь мощности и прибыли от оптимизации параметров СЭС. После преобразований уравнения (4), получаем следующее уравнение:

$$P_{\Sigma} = -Q_{\Sigma}^2 \cdot \left(\frac{R_{\Sigma} + R_{mp}}{U^2} \right) + Q_{\Sigma} \cdot 2 \cdot Q_{\Sigma} \cdot \left(\frac{R_{\Sigma} + R_{mp}}{U^2} \right) + 3 \cdot I_{\Sigma}^2 \cdot \frac{(s_2 - s_1) \cdot r_0 \cdot l}{s_1 \cdot s_2} + 3 \cdot I_{\Sigma}^2 \cdot \left(\frac{2 \cdot \Delta U}{U} + \frac{\Delta U^2}{U^2} \right) \cdot \frac{r_0 \cdot l}{s_2}; \quad (9)$$

Прибыль от оптимизации определяется вычитанием от стоимости экономии электроэнергии затраты на реконструкцию СЭС по следующей формуле:

$$\Pi_{\Sigma} = -Q_{\Sigma}^2 \cdot \frac{(R_{\Sigma} + R_{mp}) \cdot m}{U^2} + Q_{\Sigma} \cdot \left(\frac{2 \cdot Q_{\Sigma} \cdot (R_{\Sigma} + R_{mp}) \cdot m}{U^2} + k_j - p_0 \cdot m - K_0 \cdot e_{\Sigma} \right) + 3 \cdot I_{\Sigma}^2 \cdot \left(\frac{(s_2 - s_1)}{s_1} + \frac{2 \cdot \Delta U}{U} + \frac{\Delta U^2}{U^2} \right) \cdot \frac{r_0 \cdot l}{s_2} - K_{\Sigma} \cdot e_{\Sigma}, \quad (10)$$

где K_{Σ} и K_{Σ} - капитальные затраты на ККУ и ЛЭП, тыс. сум;

e_{Σ} - общий коэффициент отчислений от капиталовложений;

p_0 - удельные потери мощностей конденсаторов, kW/kVar;

c_0 - удельная стоимость конденсаторов, тыс. сум/kVar;

m - ставка оплаты электроэнергии, сум/kW;

k_{Σ} - коэффициент, характеризующий уменьшение оплаты за реактивную энергию и штрафы за сверхнормативный коэффициент мощности.

Решения уравнений (9) и (10) относительно Q_{Σ} дает квадратное уравнение, графиком которого будет перевернутая парабола (рис. 2). Корни уравнения (9) определяют граничные значения мощности компенсирующего устройства, в котором экономический эффект от КРМ будет нулевым [2].

Для оптимизации параметров используем метод нелинейного программирования с применением ЭВМ [3]. Уравнения (9) и (10) являются нелиней-

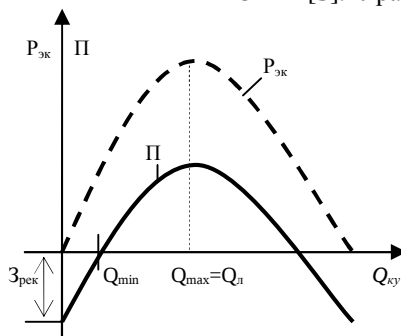


Рис. 2. Кривые экономии мощности и прибыли от реконструкции СЭС

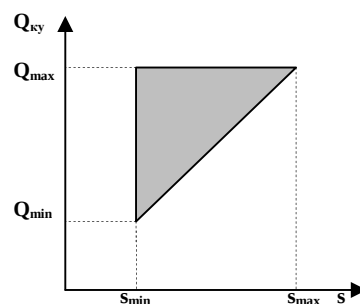


Рис. 3. Граничные значения регулируемых параметров

ными квадратичными функциями. Поэтому, эти задачи относятся к задачам нелинейного программирования с линейными ограничениями.

Определяем граничные значения параметров, в которых экономический эффект будет положительным. По уравнению (3) определяем значение мощности ККУ, в котором экономический эффект будет положительным. Годовой экономический эффект от компенсации реактивной мощности в ЛЭП определяется разностью стоимости сэкономленной энергии и приведенных затрат ККУ, по следующей формуле [1]:

$$P_{\text{кк}} = \frac{2 \cdot Q_{\text{л}} \cdot Q_{\text{кк}} - Q_{\text{кк}}^2}{U^2} \cdot (R_{\text{л}} + R_{\text{мп}}) \cdot m - (e_{\text{н}} \cdot c_0 + p_0 \cdot m) \cdot Q_{\text{кк}}. \quad (11)$$

При этом, экономический эффект будет нулевым при следующем равенстве:

$$\frac{2 \cdot Q_{\text{л}} - Q_{\text{кк}}}{U^2} \cdot (R_{\text{л}} + R_{\text{мп}}) \cdot m = (e_{\text{н}} \cdot c_0 + p_0 \cdot m). \quad (12)$$

Определяем минимальную мощность ККУ, в которой экономический эффект будет положительным:

$$Q_{\text{кк. min}} = 2 \cdot Q_{\text{л}} - \frac{(e_{\text{н}} \cdot c_0 + p_0 \cdot m) \cdot U^2}{(R_{\text{л}} + R_{\text{мп}}) \cdot m}. \quad (13)$$

Из (9) видно, что экономический эффект компенсации зависит от параметра (сопротивления) ЛЭП. Поэтому, определяем минимальное сопротивление ЛЭП, при котором экономический эффект будет положительным:

$$R_{\text{min}} = \frac{(e_{\text{н}} \cdot c_0 + p_0 \cdot m) \cdot U^2}{(2 \cdot Q_{\text{л}} - Q_{\text{кк}}) \cdot m} - R_{\text{тр}}. \quad (14)$$

Максимальное сечение ЛЭП, соответствующее минимальному сопротивлению:

$$S_{\text{max}} = \frac{r_0 \cdot l}{R_{\text{min}}}. \quad (15)$$

Минимальное значение сечения проводника - S_{min} принимаем сечение проводника по условиям нагрева.

Для определения точки экстремума экономии

электроэнергии и прибыли определяем производную уравнений (5) и (6):

$$P'_{\text{эк}} = -2 \cdot Q_{\text{кк}} \cdot \frac{(R_{\text{л}} + R_{\text{мп}})}{U^2} + \frac{2 \cdot Q_{\text{л}} \cdot (R_{\text{л}} + R_{\text{мп}})}{U^2}, \quad (16)$$

$$P' = -2 \cdot Q_{\text{кк}} \cdot \frac{(R_{\text{л}} + R_{\text{мп}}) \cdot m}{U^2} + \frac{2 \cdot (R_{\text{л}} + R_{\text{мп}}) \cdot m}{U^2}. \quad (17)$$

Отрицательный знак производной указывает на то, что $P_{\text{эк}}$ имеет максимум. Определяем точки максимума, в которых экономия мощности будет максимальной:

$$2 \cdot Q_{\text{кк}} \cdot \frac{(R_{\text{л}} + R_{\text{мп}})}{U^2} = \frac{2 \cdot Q_{\text{л}} \cdot (R_{\text{л}} + R_{\text{мп}})}{U^2}, \quad (18)$$

$$Q_{\text{кк. max}} = \frac{2 \cdot Q_{\text{л}} \cdot (R_{\text{л}} + R_{\text{мп}}) \cdot U^2}{2 \cdot U^2 \cdot (R_{\text{л}} + R_{\text{мп}})} = Q_{\text{л}}. \quad (19)$$

Таким образом, получаем целевую функцию с двумя переменными, со следующими линейными ограничениями (рис. 3):

$$\left. \begin{aligned} Q_{\text{min. кк}} < Q_{\text{кк}} < Q_{\text{л}} \\ S_{\text{min}} < S < S_{\text{max}} \end{aligned} \right\} \quad (20)$$

Составляется алгоритм расчета на ЭВМ, состоящий из двух циклов. Определяются возможные номинальные значения сечения проводника и мощности ККУ, в пределах граничных значений этих параметров.

Так как эти номинальные значения параметров не превышают 2-3, то возможные варианты расчета будут не больше 8-10. Варьируя эти значения, выводятся результаты расчета экономического эффекта и определяется вариант с максимальным значением прибыли, а также соответствующие параметры схемы ЭС.

Основные выводы:

1. Получены уравнения экономии мощности и экономического эффекта регулирования параметров СЭС, с учетом нелинейности между этими параметрами.
2. Определены граничные значения регулируемых параметров и составлен алгоритм расчета нахождения оптимальных параметров схемы электрооборудования предприятия.

Список литературы:

1. С.М. Гительсон. Экономические решения при проектировании электроснабжения промышленных предприятий. М.: «Энергия», 1991.
2. Садуллаев Н.Н. Определение эффективности компенсации реактивной мощности в системе электроснабжения. Узбекский журнал «Проблемы информатики и энергетики». 2007, №5-6, 38-43 с.
3. Г. Реклейтис, А. Рейвиндран, К. Регстел. Оптимизация в технике. Том 1. М.: Мир, 1986.

УПРАВЛЕНИЕ ЭЛЕКТРОПОТРЕБЛЕНИЕМ НА ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

Каршибаев А.И., ассистент кафедры «Электроснабжение» НГГИ; Атауллаев Н.О., ассистент кафедры «Электроснабжение» НГГИ; Хужаев Х., студент НГГИ

Повышение эффективности использования энергетических ресурсов является одним из факторов, способствующим стабильности и устойчивому развитию экономики во всех отраслях промышленности. Одной из наиболее энергоемких сфер промышленности является горно-обогатительное производство, характерной закономерностью которого является опережающий рост энергопотребления по отношению к темпам роста промышленной продукции. Увеличение электропотребления горной промышленностью вызывается не только абсолютным ростом производства, но и качественными изменениями технологий, усложнением горно-геологических условий добычи руды, внедрением природоохранных мероприятий.

Потребление электроэнергии в горной промышленности зависит от множества горно-технологических факторов, большинство которых в настоящее время не учитывается при анализе и планировании на всех уровнях. В связи с этим необходимо установление взаимосвязей между технологическими и энергетическими режимами производственных процессов. При этом во многих случаях оптимальным режимам электропотребления соответствует максимальная производительность технологического оборудования с минимальными удельными расходами электроэнергии. Поэтому интенсификация производственных процессов и улучшение их организации почти всегда обуславливают экономию электроэнергии. В этом смысле удельный расход электроэнергии представляет собой обобщающий показатель технико-экономического уровня производства в целом.

Установление закономерностей электропотребления для энергоемких установок и технологических переделов от производственных факторов является первоочередной задачей при анализе, нормировании и планировании расхода электроэнергии, а также для оптимизации режима потребления энергии. Построение информационно-моделирующей системы, возможности которой позволяют решить намеченный круг задач, должно осуществляться на основе концепции единства методического, программного, информационного, технического и организационного обеспечения.

Методическое обеспечение системы представляет собой комплекс математических моделей, описывающих исследуемые

системы с различной степенью детализации и на разных иерархических уровнях в соответствии с многоуровневым характером изучаемых систем.

Программное обеспечение включает общесистемные и прикладные программы, предназначенные для реализации математических моделей, организации вычислительных процедур, обеспечение диалога пользователя с системой, выдача информации в удобном для пользователя виде.

Информационное обеспечение включает в себя базу данных и средства управления базой данных. В этой базе должны содержаться все необходимые справочные и расчетные данные, требующиеся и получаемые в ходе решения задач, которые могут быть сгруппированы по следующим признакам: показатели энергетических ресурсов, электропотребления; физико-технические и технологические параметры оборудования; экономические показатели; данные, отражающие структурные характеристики системы; региональные и природные факторы и т.д. (рис. 1). Укрупненная структурная блок-схема информационно-моделирующей системы приведена на рис. 2.

Техническое обеспечение базируется на использовании современных средств вычислительной техники, обладающих необходимым быстродействием, объемом памяти и широким набором сервисных возможностей, предоставляемых пользователю.

Организационное обеспечение подразумевает налаживание четкого взаимодействия между разработчиками отдельных блоков информационно-моделирующей системы электропотребления, программистами и специалистами в области энергопотребления.

Информационно-моделирующая система элек-

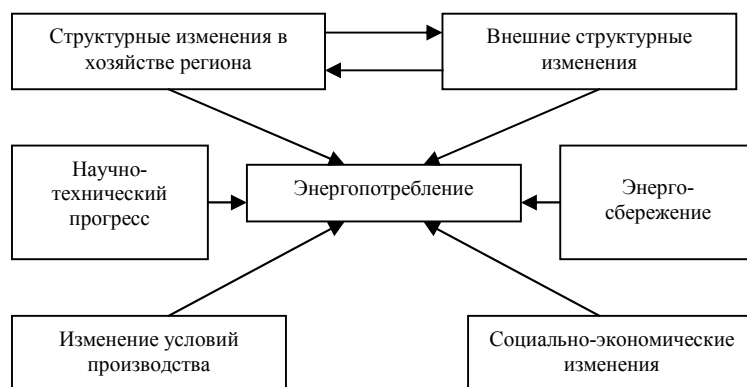


Рис. 1. Схема комплексного решения проблемы энергопотребления

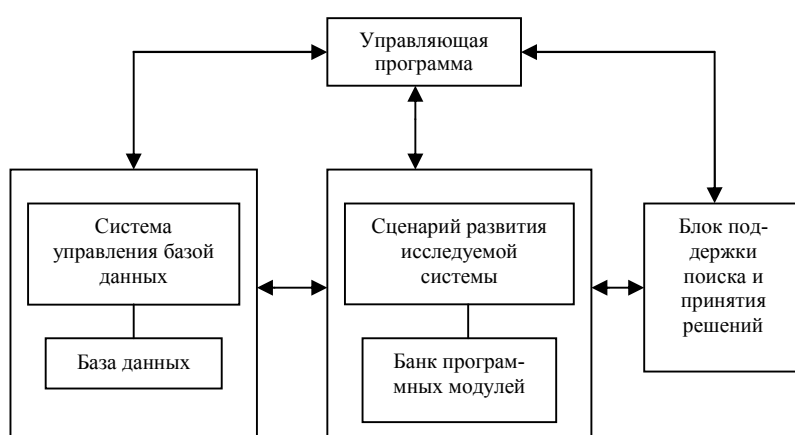


Рис. 2. Блок-схема информационно-моделирующей системы

тропотребления должна включать в себя обширный банк данных энерготехнологических и производственных показателей предприятия, в ней должны быть предусмотрены возможности агрегирования и разверстки информации, а также аппарат заполнения отсутствующей информации, ее экспертно-оценочными значениями, должна быть адаптируема к технологической системе любой структуры (энергоустановка, технологический передел, предприятие).

Для объективного обоснования принимаемых решений необходимы заблаговременные оценки их возможных и наиболее вероятных результатов, поэтому одной из главных задач при формировании планов и их нормативной базы является подготовка прогнозов.

Анализ энергопотребления предприятия, проводимый системой, дает возможность прогнозировать электропотребление, разрабатывать рекомендации по формированию политики технического перевооружения, рассчитывать как плановые, так и фактические удельные расходы электроэнергии при от-

клонении технологических параметров от плановых, указывая при этом, какие факторы повлияли на изменение удельных расходов [1-3].

Важную роль для анализа и планирования электропотребления, ведения технически обоснованного нормирования играет правильная организация учета расхода электроэнергии. Учет электроэнергии является неперенным условием планового ведения энергохозяйства, осуществления хозяйственного расчета между производителями и потребителями электроэнергии. Переход горных предприятий на новые условия работы, внедрение технически обоснованного нормирования расхода электроэнергии и системы премирования за экономию электроэнергии, применение дифференцированных тарифов для стимулирования предприятий и для снижения электропотребления еще более повышают требования к учету электроэнергии. Учет, осуществляемый по контрольным счетчикам, служит для контроля выполнения норм, составления электробалансов, дифференциации общего расхода, например, для определения поцехового расхода электроэнергии и выделения расхода на посторонних потребителей.

Значительным достижением в совершенствовании управления электропотреблением на горных предприятиях стало внедрение в целях улучшения учета и усиления контроля за расходованием энергетических ресурсов автоматизированных систем контроля и учета электроэнергии АСКУЭ «Альфа-СМАРТ». Системное решение АСКУЭ «Альфа-СМАРТ» в виде иерархической системы с распределенной обработкой позволяет увеличить надежность системы, увеличить производительность системы, снизить требования к пропускной способности каналов связи, уменьшить стоимость системы по сравнению с другими системными решениями. Основные элементы системы АСКУЭ «Альфа-СМАРТ»:

- микропроцессорные счетчики электроэнергии серии Альфа, Евро Альфа;
- каналы сбора данных со счетчиков, модемы, мультиплексоры и пр.;
- специализированные устройства сбора, обработки и передачи данных (УСПД) серии RTU-300, разработанные на основе сетевых промышленных контроллеров SMART;
- программное обеспечение верхнего уровня (для Windows);

Спрос на энергию в рыночных условиях определяется развитием экономики, эффективностью энергоиспользования и динамикой цен на энергоносители (рис. 3). Поэтому одной из основных задач при управлении электропотреблением на горных предприятиях является



Рис. 3. Процесс энергосбережения

определение объема энергосбережения и реализации энергосберегающих проектов.

Процесс энергосбережения выполняется в пять этапов: идентификация проекта, сканирование, энергоаудит, осуществление мероприятий, реализация проекта (рис. 3).

Этап идентификации проекта включает:

- диалог со специалистами предприятий, для которых предполагается выполнение проекта энергосбережения;

- сбор энерготехнологической информации;

- оценку возможностей предприятия и его интереса к осуществлению проекта энергосбережения.

Если идентификация проекта покажет, что его осуществление будет положительным, то процесс выполнения проекта энергосбережения продолжается на стадии сканирования, когда определяется экономия энергии и получаемая прибыль.

При решении продолжить выполнение проекта энергосбережения выполняется этап энергоаудита, в результате которого определяется экономия и окупаемость каждого энергосберегающего меро-

приятия энергосберегающего проекта.

Следующим этапом выполняется реализация намеченных мероприятий по энергосбережению, которые включают в себя следующие пункты: проектирование, руководство проектом, осуществление мероприятий, контроль доставки энергосберегающего оборудования, обучение персонала, строительная документация, управление энергопотреблением, мониторинг, помощь в обслуживании энергосберегающего оборудования.

Вышеизложенное позволяет сделать вывод, что для управления электропотреблением на горных предприятиях необходимо выполнение следующих важных задач:

1. Внедрение информационно-моделирующих систем анализа электропотребления.

2. Выявление закономерностей электропотребления горных машин и оборудования, технологических переделов.

3. Проведение энергоаудита и реализация энергосберегающих мероприятий.

Список литературы

1. Кузнецов Н.М. Особенности прогнозирования энергопотребления в горнорудной промышленности // Проблемы энергообеспечения Мурманской области. - Апатиты, 1992. - с. 94 - 96.
2. Кузнецов Н.М., Щуцкий В.И. Рациональное энергопотребление на горнодобывающих и горно-обогатительных предприятиях. - Апатиты, 1997. - 211 с.
3. Кузнецов Н.М., Щуцкий В.И., Леденев П.В. Автоматизированная система контроля и учета электроэнергии ОАО «ОЛ-КОН» // Горный информационно-аналитический бюллетень, № 9, 2003. - с. 181- 184.

УДК 621.318.6.

© Абдуллаев Б.А. 2009 г.

ОБ ЭКВИВАЛЕНТНОЙ ЭЛЕКТРОМАГНИТНОЙ ЕМКОСТИ НЕЛИНЕЙНОЙ ИНДУКТИВНОСТИ

Абдуллаев Б.А., зав. кафедры «Профессиональное образование и электротехника» ТашГТУ, канд. техн. наук

Во многих электротехнологических устройствах систем электроснабжения Алмалыкского горно-металлургического комбината и в других производственных комплексах республики Узбекистан широко применяются дроссели переменного тока, трансформаторы и другие нелинейные индуктивные элементы. Они являются высоконадежными и необходимыми элементами этих систем. В связи с этим разработка точной модели этих элементов и устройств, оптимизация их режимов работы, уменьшение массогабаритных показателей, а также оптимизация их энергосберегающих свойств имеют существенное значение. В свете этого вопроса расчет ёмкости многослойной обмотки трансформаторов с

ферромагнитным сердечником и других конфигураций нелинейных индуктивностей представляет практический интерес.

В известных работах показано по каким параметрам может оказать своё влияние эквивалентная ёмкость нелинейной индуктивности (НИ), в частности, в высокочувствительных операционных устройствах. В данной работе приводится методика определения электромагнитной ёмкости нелинейной индуктивности на основе предложенной автором её обобщенной модели [1].

Как известно, из наших исследований [2] на основе обобщенной модели НИ для электромагнитной ёмкости справедливо:

$$C_{\Sigma} = \frac{ay_r + by_r^3 - \frac{w}{R_s} \sqrt{y_m^2 - y_r^2}}{w^2 y_r}, \quad (1)$$

где $y_m = \frac{U_m}{w}$; $y_r = \frac{wsB_r}{w}$;

$$R_s = \frac{w^2 wsB}{l(H_c + 0,125wG^2 B_m \sqrt{2e-1})}$$

После некоторых преобразований из уравнения (1) получим следующее выражение:

$$C_{\Sigma} = \frac{a}{w^2} + \frac{b}{w^2} y_r^2 - \frac{1}{wy_r R_s} \sqrt{y_m^2 - y_r^2}, \quad (2)$$

где $a = \frac{1}{L_n}$; $L_n = \frac{w^2 s}{l} m$; $m = \frac{B_m}{\sqrt{2H}}$;

μ - абсолютная магнитная проницаемость ферромагнитного материала.

С учетом этих данных для электромагнитной емкости НИ получено:

$$C_{\Sigma} = \frac{1}{L_n w^2} + Kw^2 s^2 B_r^2 w - \frac{\sqrt{U_m^2 - (wsB_r)^2 w^2}}{wsB_r R_s w^2} \quad (3)$$

Выражение (3) позволяет определить электромагнитную емкость НИ в широком диапазоне изменения частоты и учесть влияние отдельных параметров НИ на величину этой емкости. В частности, влияние частоты переменного напряжения, число витков НИ остаточной индукции ферромагнитного материала и т.д.

Сравнительный анализ показывает, что выражение (3) практически совпадает с экспериментальными данными.

Список литературы:

1. Каримов А.С., Абдуллаев Б.А., Бегматов Ш.Э., Алимов А.А. Обобщенная модель нелинейной индуктивности // Энергетика, 1992, № 1.
2. Абдуллаев Б.А., Бегматов Ш.Э. Обобщенная модель нелинейной индуктивности и определение её эквивалентных параметров // Вестник ТашГТУ. Материалы республиканской научно-практической конференции. 2005. Т., 2005.

УДК 541 (64.183.12)

© Набиев А.Н., Аскарлов М.А., Ёриев О.М., Каримова Д.А. 2009 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ОБРАЗОВАНИЯ ФРАКТАЛЬНО-СТРУКТУРНЫХ ИНТЕРПОЛИМЕРНЫХ СОЕДИНЕНИЙ ПОИАНИЛИНА С ПОЛИКИСЛОТАМИ

Набиев А.Н., докторант кафедры «Общая химия» Бухарского государственного Университета, канд. хим. наук; **Аскарлов М.А.**, академик, доктор хим. наук; **Ёриев О.М.**, ректор Бухарского государственного университета, доктор хим. наук, профессор; **Каримова Д.А.**, старший преподаватель кафедры «Химия» Навоийского государственного педагогического института

На основе интерполимерных комплексов полианилинов можно проводить работы по синтезированию как химическим методом, так и в процессе электрохимической полимеризации анилина на маточном растворе в электродах электрохимической ячейки [1, 2].

Полученные электрохимическим методом электропроводящие интерполимерные комплексы полианилинов с поликислотами обладают существенными физико-химическими свойствами по сравнению с химически синтезированными соединениями [3, 4]. Особенно, как однородность образцов, сильная адгезия, высокая электропроводность, химическая устойчивость и т.д. Однако, несмотря на проведение многочисленных исследовательских работ в области синтеза интерполимерных комплексов полианилино с поликислотами, единой теории механизма полимеризации еще нет.

В этой связи для понимания механизма процессов электрохимического синтеза интерполимерного

комплекса полианилинов полезными могут оказаться изучения условий синтеза фрактально-структурных соединений на основе полианилинов и поликислот. Фрактальными называют объекты, обладающие свойством масштабной инвариантности или самоподобия. К ним относят, в частности, взаимопроникающие интерполимерные комплексы, полимерные гели, композиционные полимерные материалы.

В частности в процессе фрактально диффузно-контролируемой агрегации частицы макромолекул полианилина или поли-орто-толуидина блуждают в маточном растворе поликислоты, далее в результате взаимодействия с цепями поликислоты образуют фрактально-структурные интерполимерные комплексы полианилинов с поликислотами. В данном процессе частица блуждает по цепи полимера, случайно к затравочной частице, помещенной в центре ее и после нахождения цепи поликислоты моментально происходит взаимодействие полиани-

лина с поликислотой. Далее процесс повторяется для следующей частицы и т.д. В результате чего образуются фрактально структурные интерполимерные комплексы, которые показаны на рис. 1, 2.

Надо особенно отметить, что в процессе взаимодействия полианилинов с поликислотами, формирования и рост фрактально структурных интерполимерных комплексов начинается с центральной части электрохимической ячейки только в горизонтальном направлении. Вид получаемых фрактально структурных интерполимерных комплексов зависит от применяемого потенциала напряжения тока синтеза. Полученные интерполимерные комплексы и композиции обладают повышенной электропроводностью по сравнению с обычной электрохимической ячейки. При изучении физико-химических и электромеханических свойств интерполимерных комплексов полианилина с поликислотами было выявлено следующее: фрактально структурный интерполимерный комплекс полианилина с полиакриловой кислотой имеет электропроводность $3,8 \cdot 10^4 \text{ Ом}^{-1} \cdot \text{см}^{-1}$ по сравнению с электрохимическим синтезом $2,8 \cdot 10^2 \text{ Ом}^{-1} \cdot \text{см}^{-1}$. Этого же интерполимерного комплекса в обычной электрохимической ячейке. Интерполимерные комплексы поли-орто-толуидина с полиакриловой кислотой, полученные при обычных условиях электрохимического синтеза имеют электропроводность $2,2 \cdot 10^2 \text{ Ом}^{-1} \cdot \text{см}^{-1}$ в условиях фрактально структурного образования. Интерполимерный комплекс П-О-ТОД/ПАК имеет электропроводность $3,6 \cdot 10^4 \text{ Ом}^{-1} \cdot \text{см}^{-1}$. Эту довольно высокую электропроводность можно объяснить тем, что при фрактальных условиях более успешно происходит акт взаимодействия макромолекул поли-орто-толуидина с макромолекулами полиакриловой кислоты. Хотя в этих условиях хаотично горизонтально блуждают макромолекулы поли-орто-толуидина, но при горизонтальном направлении более удобно занимать положения взаимодействия.

Для фрактально структурных образований твердость по маятниковому прибору составляет 3,6 и адгезия по методу решетчатых надрезов имеет величину 5 (табл.) Это показывает, что в процессе взаимодействия полианилинов с поликислотами в фрактальных условиях происходит закономерная перестройка их внутримолекулярных и надмолекулярных струк-

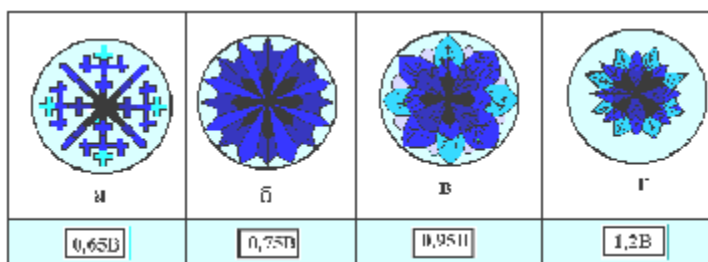


Рис. 1. Фрактально-структурные интерполимерные комплексы полианилина с линейными поликислотами в электрохимических условиях: а-0,65 В, б-0,75 В, в-0,95 В, г-1,2 В - потенциалы электрического тока ПАНИ/ПАК

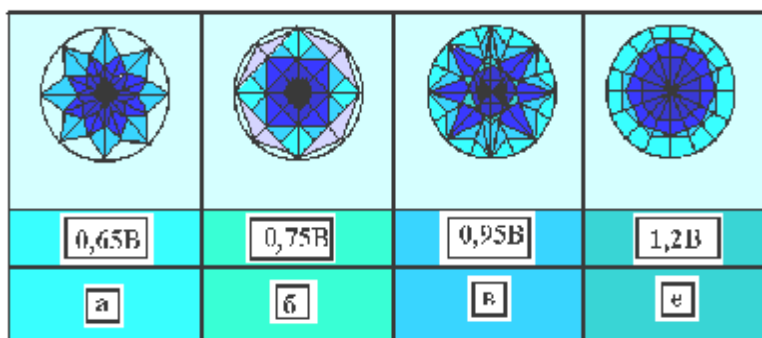


Рис. 2. Фрактально-структурные интерполимерные комплексы поли-орто-толуидина с линейными поликислотами, полученные: а-0,65 В, б-0,75 В, в -0,95 В, е-1,2 В потенциалов электрического тока

тур. Закономерны размещения цепи полианилинов вдоль макромолекулярных матриц поликислоты. Особо нужно отметить, что фрактально-структурные образования, являются следствием горизонтально направляющегося взаимодействия макромолекула – макромолекула. В процессе электрохимического синтеза электрический ток и матричный раствор полиакриловой кислоты показывают диффузионно-динамический эффект и влияют на физико-механические свойства при образовании фрактально-структурных интерполимерных комплексов. Образование фрактально структурных интерполимерных комплексов и композиции зависит от:

- диффузионно-динамического условия матричного раствора электрохимического процесса;

Таблица

Зависимость изменения электропроводности, физико-химических, механических, электрофизических свойств фрактального интерполимерного комплекса полианилин/полиакриловая кислота от условия проведения электрохимического синтеза

Мольное соотношение полианилин / полиакриловая кислота	4/1	4/3	4/4	3/4	2/4	1,5/4	1/4
Электропроводность образцов $10^4 \text{ Ом}^{-1} \cdot \text{см}^{-1}$	3,8	3,2	3,1	2,9	2,4	2,2	1,9
Твердость по маятниковому прибору	0,6	0,9	1,4	1,8	2,1	2,4	2,8
Адгезия по методу решетчатых надрезов	1	1	2	2	2	3	3
Потенциалы синтеза В	0,65	0,70	0,85	0,95	1,05	1,15	1,25
Золотое кольцо (катод) диаметр 5 см, толщина фольги 1 mm							
Золотая проволока (анод) d=0,1 mm							

- длины и строения (микроструктура) цепи полианилинов и поликислоты, а также от применяемого электрического потенциала процесса.

Фрактальный подход полезен в частности для понимания процесса образования интерполимерных комплексов полианилинов. Допирования полианилина протонодонорными минеральными кислотами (HCl, HF, H₂SO₄) неоднородный процесс, в результате которого лишь небольшая доля «частиц» полимера становится проводящей. В случае взаимодействия полианилина и поликислотами образуются интерполимерные комплексы, в которых вся цепь полианилинов полностью допируется поликислотой и становится высокопроводящим материалом. Исходя, из выше указанного можно сказать следующее:

- фрактально структурное условие электрохимического синтеза более приемлемо для получения и исследования интерполимерных комплексов полианилинов с поликислотами с более улучшенными физико-механическими свойствами.

- фрактально структурные интерполимерные комплексы могут иметь электропроводность от 26,6

10⁴ до 28,8·10⁴ Ом⁻¹·см⁻¹ по сравнению с образцами синтезированных химическим методом;

- исследования процесса образования фрактально структурных интерполимерных комплексов полианилинов с поликислотами помогает выяснить некоторые механизмы взаимодействия полианилинов с поликислотами в условиях электрохимического синтеза,

- в пределах от 0,65 V, 0,75 V, 0,95 V, 1,2 V напряжения электрического потенциала образуются разные морфологии фрактально структурных интерполимерных комплексов полианилинов с поликислотами.

Список литературы:

1. Hagiwara T., Iamaura M., Iwata K. Thermal actability of polyaniline Synth. Metals. 1998. v25. №3 P 243-252.
2. Gebert P.H. Polyaniline via achier base Chemistry // Synth. Metals. 1999. v.28. №4. p 240-252.
3. Mac Diarmid A.G. Polyanilines doping, structure and derivatives.//Synth. Metals. 2001. v 29. №1. P.141-150.
4. Kirpatrick S. Percolation and conductivity Pev.//Mog. Phys. 2003. v. 45. P 574.

УДК 614.8.084.

© Курбанов А.А. 2009 г.

РАСЧЕТ ИЗГИБА БАЗАЛЬТОВОЛОКНИСТОГО ФИЛЬТРА

Курбанов А.А., доцент кафедры «Электроснабжение» НГГИ, канд. техн. наук

В зависимости от геометрических параметров объект, который подвергается изгибу, приобретает выпуклую или вогнутую форму. Если длина объекта будет иметь значительную величину, то количество выпуклости и вогнутости могут быть несколькими. При этом изгибная жесткость (далее ИЖ) объекта состоит из суммы ИЖ выпуклых и вогнутых частей объекта. К подобным объектам можно отнести фильтры, предназначенные для очистки газов и жидкостей. Ранее были рассмотрены состояния базальтоволокнистого фильтра в статике и динамике [1]. Была разработана математическая модель для расчета базальтоволокнистого фильтра без учета изгиба волокна базальта. Все существующие, как и базальтоволокнистые фильтры, в зависимости от назначения могут иметь круглую или 4^х угольную форму. В рабочей зоне фильтры могут находиться в свободном или заземленном по краям состоянии. Считаем, что базальтоволокнистый фильтр в рабочей зоне заземлен по краям. Подобное явление обеспечивает неподвижность и сдвиг фильтра, который будет находиться под нагрузкой, что повышает качество работы объекта.

Следует отметить, что под давлением газа и под давлением жидкости материал любого фильтра будет испытывать изгибную жесткость. Как и на всех фильтрах, на поверхности базальтоволокнистого тоже будет образоваться цилиндрическая вогнутость, т.е. выпуклость вниз. Это объясняется тем, что срединная поверхность фильтра будет принимать только цилиндрическую форму за счет сосредоточенной силы давления (рис. 1 а, б и в).

Учеными доказано, что в случае цилиндрического изгиба напряжения, деформация и прогибы «w» будут зависеть только от одной координаты «x» [2, 3]. Из показанного объекта исследования выделим полосу шириной на 1 см (рис. 1 б и в) и рассмотрим изгиб этой полосы-балки с теми граничными условиями, которые имеют место на всех сторонах базальтового фильтра.

Используя уравнение С. Жармен-Лагранжа, получим формулу изгиба полосы-балки, которая имеет следующий вид:

$$D \frac{d^4 w}{dx^4} = q \quad (1)$$

Сравнивая известные уравнения изгиба балки $EI \frac{d^2 w}{dx^2} = M$ и $EI \frac{d^4 w}{dx^4} = q$, отмечаем, что для полоски-балки шириной 1 см роль изгибной жесткости EI соответствует цилиндрической жесткости $D = \frac{Eh^3}{12(1-m^2)}$.

В таком случае интегрирование уравнения (1) при условии $q=\text{const}$ дает результат:

$$w = \frac{q}{D} \left(\frac{x^4}{24} + C_1 \frac{x^3}{6} + C_2 \frac{x^2}{2} + C_3 x + C_4 \right) \quad (2)$$

с учетом граничных условий при $X=0$ будем иметь:

$$w = 0, \quad \frac{d^2 w}{dx^2} = 0.$$

Тогда находим значения произвольных постоянных интегрирования C_1, C_2, C_3 и C_4 :

$$C_1 = -a/2, \quad C_2 = C_4 = 0, \quad C_3 = a^3/24.$$

При этом уравнение для прогиба волокон срединной поверхности фильтра получит вид:

$$w = \frac{q}{D} \left(\frac{x^4}{24} - \frac{ax^3}{12} + \frac{a^3 x}{24} \right) \quad (3)$$

Зная уравнение прогиба полоски-балки под воздействием сил, попытаемся найти величину максимального значения прогиба $W_{\max}$, изгибающего момента $M_{\max}$ и напряжения $S_{\max}$. Максимальные значения $W_{\max}, M_{\max}$ и $S_{\max}$ будут соответствовать среднему сечению полоски-балки, т.е. $x=a/2$ при $w = 0, \quad \frac{dw}{dx} = 0$ и при $x=0, a$

$$w_{\max} = \frac{5}{384} \frac{qa^4}{D},$$

$$M_{\max} = -D \left(\frac{d^2 w}{dx^2} \right)_{x=a/2} = \frac{qa^2}{8},$$

$$s_{\max} = -\frac{M_{\max}}{h^2/6} = \frac{3}{4} q \frac{a^2}{h^2}.$$

В таком случае произвольные постоянные C_1, C_2, C_3 и C_4 будут анализироваться равенствами $C_1 = -a/2, C_2 = a^2/12, C_3 = C_4 = 0$.

Тогда

$$w = \frac{q}{D} \left(\frac{x^4}{24} - \frac{ax^3}{12} + \frac{a^2 x^2}{24} \right). \quad (4)$$

С учетом полученного находим величины изгибающих моментов и напряжений в заделке и середине полоски-балки базальтоволоконного фильтра.

$$M_{x=0} = -D \left(\frac{d^2 w}{dx^2} \right)_{x=0} = -\frac{qa^2}{12}, \quad (s_{\max})_{x=0} = \frac{qa^2}{2h^2},$$

$$M_{x=a/2} = -D \left(\frac{d^2 w}{dx^2} \right)_{x=a/2} = \frac{qa^2}{24}, \quad (s_{\max})_{x=a/2} = \frac{qa^2}{4h^2}.$$

Следует отметить, что в среднем сечении напряжения и изгибающие моменты в два раза меньше, чем в заделке, так как максимальные изгибающие моменты и изгибные напряжения будут возникать в концевых сечениях полоски-балки. Максимальный прогиб пластины в середине пролета при $x=a/2$ равен $w_{\max} = \frac{1}{384} \frac{qa^4}{D}$, что соответствует результатам, известным из курса сопротивления материалов.

Рассмотрим данную задачу применительно к полоске-балке, выделенной из базальтоволоконного материала, т.е. о цилиндрическом изгибе срединной поверхности фильтра и его поперечной нагрузке. Для этого используем метод И.Г. Бубнова, предложенный в 1902 г.

При обеспечении неподвижности фильтра за счет защемленной кромки равномерно распределенная сила q способствует появлению в срединной поверхности фильтра цепного усилия « N_x », влияние которого следует учитывать в уравнении равновесия. Принимая во внимание $N_x = \text{const}$, зависимость напряжения, деформации и перемещения только от координаты « X » получим уравнение цилиндрического изгиба пластины с защемленными по периметру кромками (рис. 2):

$$\frac{d^4 w}{dx^4} - \frac{N_x}{D} \frac{d^2 w}{dx^2} = \frac{q}{D}. \quad (5)$$

Введем безразмерный параметр $u = a/2 \sqrt{N_x/D}$, после перестановки уравнение (5) будет иметь следующий вид:

$$\frac{d^4 w}{dx^4} - 4 \frac{u^2 d^2 w}{a^2 dx^2} = \frac{q}{D}, \quad (6)$$

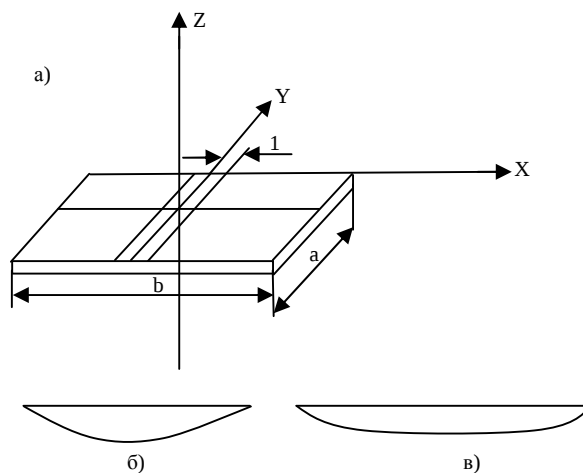


Рис. 1. Форма фильтра в продольном и поперечном разрезах после воздействия сил давления: а - ненагруженное состояние; б - поперечный разрез и в - продольный разрез базальтоволоконного фильтра

где D - погонная изгибная жесткость базальтоволокнистого фильтра.

С учетом определения четырех произвольных постоянных из заданных граничных условий $W=0$, $\frac{d^2 w}{dx^2} = 0$ при $x=0$, после интегрирования уравнения (6) получим следующее выражение для « W »:

$$W = \frac{qa^4}{16u^4 D} \left[\frac{ch(1-2x/a)}{chu} - 1 \right] + \frac{qa^2 x}{8u^2 D} (a-x). \quad (7)$$

Наличие неизвестного параметра « u » в уравнение (7) делает зависимым решение данного уравнения от параметра « N_x », т.е. от величины цепного усилия. Величина « N_x », а, следовательно, и параметр « u » могут быть найдены из условия защемленности-неподвижности кромок базальтоволокнистого фильтра по всему периметру. Следовательно, удлинение выделенной полоски-балки под действием сил « N_x » и прогиба можно записать следующим образом:

$$\Delta a = \frac{N_x(1-m^2)a}{Eh} - \frac{1}{2} \int_0^a \left(\frac{dw}{dx} \right)^2 dx = 0 \quad (8)$$

Если в уравнение (8) подставить выражение $\frac{dw}{dx}$ из (7), затем проинтегрировать и произвести математическое упрощение, то получим для определения параметра « u » окончательное уравнение. При этом следует учесть, что величина параметра « u » зависит от упругих характеристик материала базальтоволокнистого фильтра (E , m),

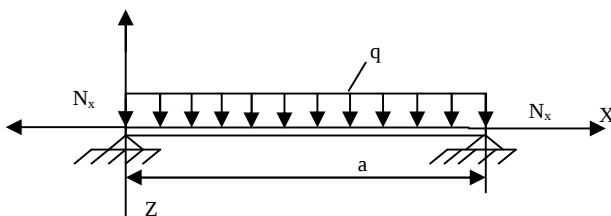


Рис. 2. Полоска-балка нагруженная равномерно распределенной силой (ширина 1 см)

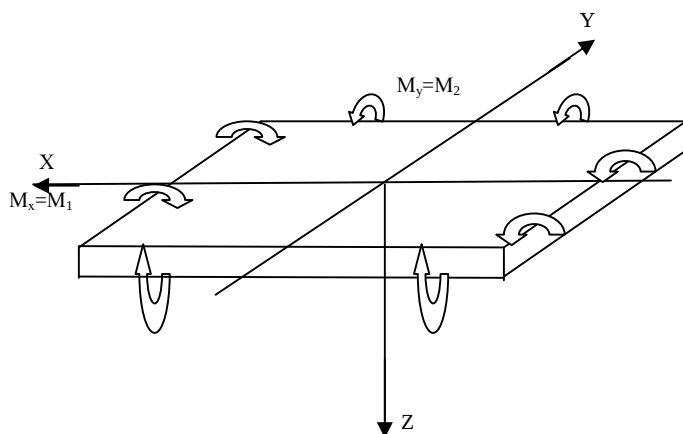


Рис. 3. Изгибающие моменты по защемленным местам фильтра

геометрических параметров полоски-балки (a/h) и величины поперечной распределенной нагрузки « q ».

Последнее позволит нам определить полное напряжение в полоске-балке и фильтре в целом от действия изгибающего момента M , а также от цепного растягивающего усилия « N_x »

$$S = S_M + S_N,$$

$$s_M = \frac{M}{h^2/6} = -\frac{D d^2 w / dx^2}{h^2/6} =$$

где

$$= -\frac{Eh}{2(1-m^2)} \frac{d^2 w}{dx^2}, s_N = \frac{N_x}{h}.$$

Из полученных данных следует, что при значительных величинах поперечного давления « q » напряжение в полоске-балке с неподвижными защемленными кромками по периметру окажется значительно меньше. Максимальный прогиб в середине фильтра также будет незначительным, так как давление регулируемое и материал фильтра состоит из запрессованных базальтовых волокон.

С учетом вышеизложенного находим чистый изгиб базальтоволокнистого фильтра. Чистый изгиб фильтра в данном случае - это изгиб, при котором касательные напряжения в сечениях материала равны нулю, а поперечное сечение поворачивается, оставаясь плоским и нормальным к деформированной оси.

Рассмотрим случай чистого изгиба базальтоволокнистого фильтра состоящего из кристаллических волокон и с равномерно распределенными, положительно направленными изгибающими моментами $M_x=M_1$ и $M_y=M_2$ (рис. 3). При этом крутящие моменты в сечениях, параллельных координатным осям исследуемого фильтра возникать не будут и $M_{xy}=0$.

В таком случае связь между изгибающими моментами и кривизнами будет выражаться из классических уравнений сопротивления материалов [3] и примет вид:

$$M_x = M_1 = -D \left(\frac{\partial^2 w}{\partial x^2} + m \frac{\partial^2 w}{\partial y^2} \right) \quad (9)$$

$$M_y = M_2 = -D \left(\frac{\partial^2 w}{\partial y^2} + m \frac{\partial^2 w}{\partial x^2} \right). \quad (10)$$

Решая уравнения (9) и (10) относительно вторых производных $\frac{\partial^2 w}{\partial x^2}$ и $\frac{\partial^2 w}{\partial y^2}$, получим следующие результаты.

$$\frac{d^2 w}{dx^2} = -\frac{M_1 - mM_2}{D(1-m^2)},$$

$$\frac{d^2 w}{dy^2} = -\frac{M_2 - mM_1}{D(1-m^2)}, \quad (11)$$

а после интегрирования уравнения (11) имеем:

$$w = -\frac{M_1 - mM_2}{2D(1-m^2)}x^2 - \frac{M_2 - mM_1}{2D(1-m^2)}y^2 + C_1x + C_2y + C_3 \quad (12)$$

Произвольные постоянные C_1 , C_2 , C_3 и C_4 можно найти исходя из того, что прогиб «W» отсчитывается от координатной плоскости, касательной к срединной поверхности в центре фильтра или выделенной от объекта полоски-балки. В таком случае при $x=0$, $y=0$, $w=0$ и $C_3=0$. Так как в начале

координат, дополнительно имеем $\frac{dw}{dx} = \frac{dw}{dy} = 0$,

то и $C_1=C_2=0$

Основываясь на полученных выше результатах математических выкладок напомним окончательное уравнение прогибов для срединной поверхности базальтоволоконного фильтра в случае чистого изгиба, а также постоянных моментов M_1 и M_2 .

$$w = -\frac{1}{2D(1-m^2)}[(M_1 - mM_2)x^2 + (M_2 - mM_1)y^2] \quad (13)$$

Подобные уравнения получили название «уравнение параболоида». Поэтому в случае чистого изгиба базальтоволоконного фильтра с постоянными моментами M_1 и M_2 срединная поверхность нашего объекта изгибается по параболической поверхности. В последствии одинаковых изгибающих моментов M_1 и M_2 за счет регулируемого давления воздуха или жидкости проходящих через фильтр,

кривизны - $\frac{d^2w}{dx^2} = \frac{d^2w}{dy^2}$ также будут одинаковыми.

В таких случаях срединная поверхность базальтоволоконного фильтра получит сферическую форму. В других случаях срединная поверхность может приобрести так называемую неравномерную выпуклую форму.

Список литературы:

1. Базальтовый фильтр в состоянии статики и динамики. Горный вестник Узбекистана №3, 2009 г.
2. Требушко О.И. Основы теории упругости и пластичности. -Москва: «Наука», 1984 г.-318 с.
3. Сопротивление материалов / Писаренко Г.С., Агаев В.А., Квитка А.Л., Попков В.Г., Уманский Э.С. - Киев, «Ваша школа», 1986. - 770 с.

УДК 541

© Бахронов Х.Ш., Худойбердиева Н.Ш. 2009 г.

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ТЕПЛООБМЕНА В ВЫПАРНОМ АППАРАТЕ С ВЫНЕСЕННОЙ ЗОНОЙ КИПЕНИЯ

Бахронов Х.Ш., доцент кафедры «Химия и химическая технология» НГГИ, канд. техн. наук; **Худойбердиева Н.Ш.**, старший преподаватель кафедры «Химия и химическая технология» НГГИ

Данная работа посвящена интенсификации теплообмена в выпарных аппаратах с вынесенной зоной кипения и принудительной циркуляцией путем организации псевдооживления твердых частиц восходящим потоком раствора. Результаты экспериментов в виде зависимости плотности теплового потока от полезной разности температур представлены на рис. 1. Исследования показали, что при выпаривании воды и раствора хлористого натрия с различной концентрацией с ростом полезных разностей температур удельная тепловая нагрузка аппарата увеличивается. Это вполне естественно, так как по закону теплопередачи количество передаваемой теплоты прямо пропорционально полезному перепаду температур Δt .

Необходимо отметить, что при одном и том же значении полезной разности температур между греющим паром и раствором, теплопроизводительность выпарных аппаратов при выпаривании воды больше, чем при выпаривании раствора поваренной соли.

В выпарном аппарате с зернистым материалом, при полезном перепаде температур 5-10°C тепловая нагрузка на 60-120% больше по сравнению с аппаратом, где отсутствуют твердые частицы. Повышение удельной тепловой нагрузки обусловлено дополнительной турбулизацией пограничного слоя жидкости в греющей трубке, с помощью дисперсного материала.

В аппарате, где выпаривается чистая жидкость, коэффициент теплопередачи возрастает с повышением полезной разности температур, что видно из рис. 2. Более существенное увеличение теплопередачи имеет место лишь при сравнительно меньших значениях полезной разности температур (при $\Delta t < 18^\circ\text{C}$). Использование дисперсных систем в качестве теплоносителей обеспечивает существенное увеличение интенсивности теплопередачи. При этом общий коэффициент теплопередачи для аппарата с твердыми частицами составил 2800-3800 W/(m²·K) против 1400-2800 W/(m²·K) для аппарата без зернистого материала.

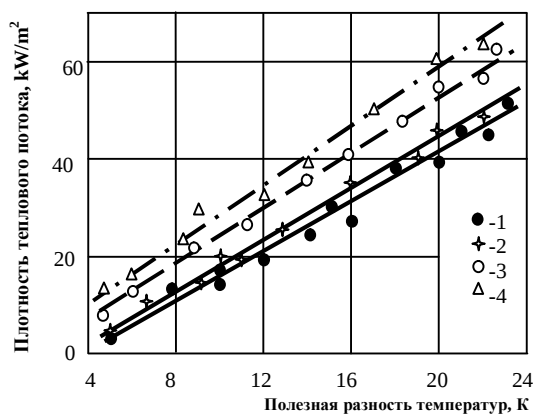


Рис. 1. Зависимость плотности теплового потока от полезной разности температур при выпаривании воды в аппарате без твердых частиц, при скорости циркуляции U : 1–0,5 м/с; 2–0,9 м/с; в аппарате со стальными шариками диаметром 4 и 5 мм при U : 3–0,5 м/с; 4–0,9 м/с

Однако в аппарате с дисперсным материалом при $\Delta t_0 < 10^\circ\text{C}$ коэффициент теплопередачи незначительно увеличивается, а при $\Delta t_0 > 10^\circ\text{C}$ последний монотонно снижается. Такой характер изменения коэффициента теплопередачи при повышении полезной разности температур объясняется изменением коэффициента теплоотдачи со стороны конденсирующегося греющего пара. При $\Delta t_0 < 10^\circ\text{C}$ за счет увеличения коэффициента теплоотдачи от стенки трубы к раствору общий коэффициент теплопередачи возрастает. Видимо, при полезном перепаде температур около 10°C частные коэффициенты теплоотдачи выравниваются. При $\Delta t_0 > 10^\circ\text{C}$ происходит инверсия коэффициентов теплоотдачи и лимитирующим становится теплообмен со стороны греющего пара. Известно, что с ростом перепада температур между насыщенным греющим паром и наружной стенкой трубы коэффициент теплоотдачи при конденсации снижается и это способствует уменьшению коэффициента теплопередачи.

Коэффициент теплопередачи (K) при выпаривании растворов хлористого натрия меньше чем при выпаривании воды, что обусловлено теплофизическими свойствами растворов, ростом вязкости, снижением теплопроводности и теплоемкости раствора по сравнению с такими же свойствами воды. Кроме того, снижение основных показателей работы выпарного аппарата связано с уменьшением скорости циркуляции при увеличении концентрации раствора. Однако, характер изменения K от полезной разности температур такой же как при работе с водой.

Таким образом, удельный тепловой поток в зависимости от полезной разности температур и скорости циркуляции изменялся от 4 до 70 kW/m^2 на воде в аппарате без псевдоожиженного слоя твердых частиц, от 10 до 90 kW/m^2 в аппарате с зернистым слоем. На растворе тепловые нагрузки изме-

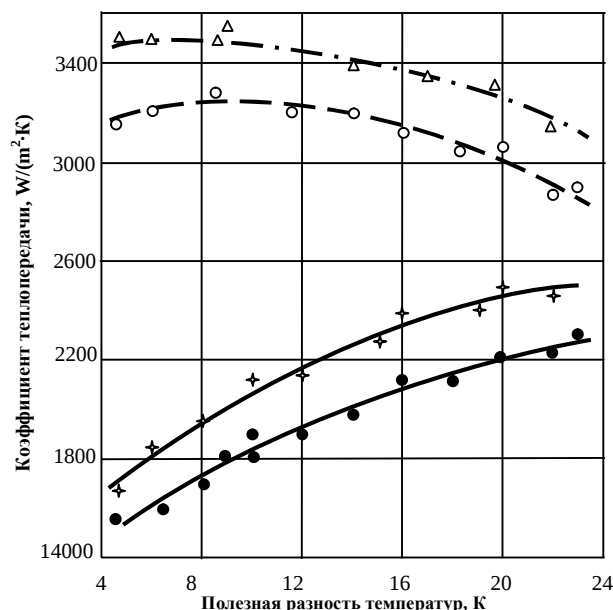


Рис. 2. Зависимость коэффициента теплопередачи от полезной разности температур (обозначения на рис. 1)

нялись от 2 до 60 kW/m^2 на аппарате без твердых частиц и от 10 до 70 kW/m^2 на аппарате с кипящим слоем дисперсного материала.

На рис. 3. представлены зависимости отношений удельных тепловых нагрузок аппарата с псевдоожиженным слоем зернистого материала от скорости циркуляции при выпаривании воды и 20%-ного раствора хлористого натрия при значениях полезных перепадов температур 10 и 15°C .

Из рис. 3 следует, что теплопроизводительность аппарата с твердыми частицами в 1,5–2,0 раза выше, чем в аппарате без дисперсных систем при $\Delta t_0 < 20^\circ\text{C}$ на воде и в 1,8–2,2 раза на растворе хлористого натрия.

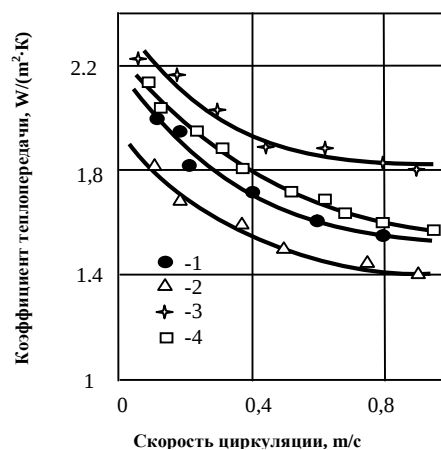


Рис. 3. Зависимость относительного прироста тепловой нагрузки в условиях псевдоожижения твердых частиц от скорости циркуляции: при работе на воде и при полезной разности температур: 1–10 К; 2–15 К; при работе на 20% ном растворе и при полезной разности температур: 3–10 К; 4–15 К

С ростом скорости циркуляции и полезной разности температур степень интенсификации теплообмена в греющих трубках резко снижается. Наблюдаемый характер изменения относительного прироста удельной тепловой нагрузки обусловлен одновременным ростом коэффициента теплоотдачи от стенки трубы к раствору без твердых частиц и падением концентрации твердого материала у стенки из-за уменьшения разности псевдооживленного слоя.

Результаты экспериментов подтвердили, что применение в качестве теплоносителей псевдоожив-

ленного слоя зернистого материала перспективно для трубчатых выпарных аппаратов с вынесенной зоной кипения, так как позволяет примерно втрое уменьшить потребление электроэнергии в выпарных аппаратах с принудительной циркуляцией за счет понижения скорости циркуляции с 2-2,5 до 0,8-1 м/с при сохранении производительности, уменьшить массу выпарных установок в результате замены осевых насосов на насосы меньшей производительности, уменьшить массу выпарных аппаратов с принудительной циркуляцией благодаря снижению поверхности теплообмена.

УДК 621.78; 621.763

© Тилабов Б.К., Мухамедов А.А. 2009 г.

ТЕХНОЛОГИЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ ЛИТЫХ ДЕТАЛЕЙ С ТВЕРДОСПЛАВНЫМИ И ИЗНОСОСТОЙКИМИ ПОКРЫТИЯМИ

Тилабов Б.К., доцент кафедры «Технология металлов и материаловедение» механико-машиностроительного факультета ТашГТУ, канд. техн. наук; **Мухамедов А.А.**, профессор кафедры «Технология металлов и материаловедение» механико-машиностроительного факультета ТашГТУ, докт. техн. наук

Выплавка стали в электродуговых печах для стальных отливок в настоящее время является наиболее распространенной. Этому в значительной степени способствует более низкая по сравнению с чугуном стоимость стального лома и постоянно уменьшающаяся стоимость электроэнергии.

Сталелитейное производство сосредоточено на крупных машиностроительных заводах и металлургических комбинатах, которые располагают большим количеством дешевых стальных отходов: стружкой, стальной обрезью, отходами кузнечно-штамповочного производства и т.д.

Дуговая электросталеплавильная печь является основным агрегатом, в котором можно экономично производить выплавку стали из вышеуказанных отходов. Практически в электродуговых печах кислым или основным процессом может быть выплавлена любая углеродистая или легированная сталь, используемая для машиностроительных отливок.

В условиях производственного объединения акционерного общества открытого типа «Мелиостроймаш» базовой технологией производства литых заготовок является литье по газифицируемым моделям. Полистирол представляет собой жесткий прозрачный пластик плотностью 1,05 г/см³. Он хорошо растворяется в ароматических и хлорированных углеводородах, сложных эфирах, кетонах, сероуглероде, но нерастворим в низших спиртах, бензине и эфирах. Важным показателем качества вспенивающегося полистирола является равномерность

его гранулометрического состава. Этот показатель качества определяет возможность получения изделий с равномерными свойствами, чистой гладкой поверхностью (рис.1-3, табл.).

Предварительное вспенивание в кипящей воде в автоклавах применяют в условиях серийного и массового производства. Рассеянные на фракции исходные гранулы пенополистирола загружают в емкости, имеющие сетчатое дно, из расчета 0,2-0,4 кг/м² сетки и погружают в кипящую воду с температурой 95±5⁰С. После выдержки в воде, необходимой для подвспенивания до заданной насыпной массы, гранулы извлекают и высыпают на стеллажи с сетчатым дном, где происходит их сушка и активация. Для ускоренной сушки гранул целесообразно использовать установки кипящего слоя или центрифуги. В этом случае гранулы высушиваются гораздо быстрее. По известным способам для сушки гранул успешно можно использовать центрифуги модели ЦА-5 производительностью 30 л пенополистирола в час при влажности 4-7%. Предварительное вспенивание в установках периодического и непрерывного действия - предвспенивателях (предэкспандерах) применяют в условиях серийного и массового производства [1]. На рис. 1. представлена схема аппарата для вспенивания гранул паром предэкспандера.

Технология и режимы формования моделей в пресс-формах заключается во вторичном нагреве подвспененных гранул в объеме пресс-формы горя-

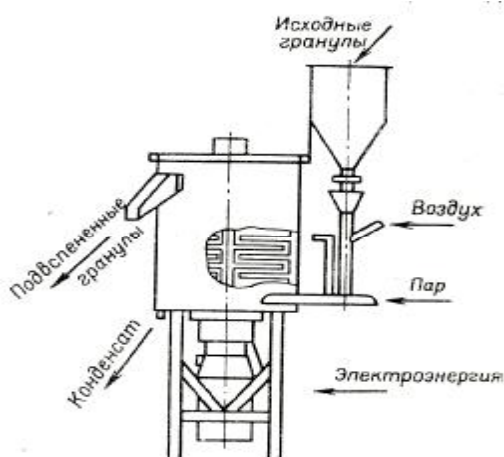


Рис. 1. Схема аппарата для предварительного вспенивания гранул паром предэкспандера

чей водой, паром, токами высокой частоты. После предварительного вспенивания и активации гранулы пенополистирола засыпают в рабочую полость пресс-формы так, что они полностью заполнили ее объем. После скрепления половин пресс-формы гранулы подвергают нагреву. В процессе вторичного нагрева вновь происходит испарение порообразователя в ячейках гранул, размягчается их полистироловая основа, гранулы увеличиваются в объеме.

В начальные моменты вспенивания за счет увеличения объема гранул заполняются пенополистиролом межгранульные пустоты, из которых вытесняется воздух. При вспенивании давление гранул на стенки пресс-формы постепенно возрастает и достигает 2-2,5 kgf/cm². В местах соприкосновения гранул под действием этого давления происходит их соединение, а при достаточно высокой температуре до 100-110⁰C гранулы спекаются в единую монолитную массу пенопласта.

При охлаждении происходит процесс стеклова-

ния полистирола и конденсации парообразователя аналогично тому, как и в отдельной грануле. После охлаждения в проточной воде алюминиевую пресс-форму раскрывают и извлекают из нее пеномодель. Этот процесс простой в осуществлении, легко регулируемый, позволяющий получить модели весьма простой и сложной конфигурации, с различной толщиной стенок, значительных габаритных размеров, при заданной плотности, точности и чистоте поверхности.

В условиях серийного производства для заполнения пресс-форм гранулами пенополистирола используют задувочные установки, устанавливаемые на рабочих местах. Пост снабжен установкой эжекционного типа (рис. 2). Рабочая емкость 1 установки заполняется гранулами 2. В крышке 3 установки закреплена трубка 4 так, что ее отверстие точно совпадает с задувочным отверстием емкости. В момент задува гранул в пресс-форму 5 по трубке подается воздух под давлением 3-4 атм; образуется грануловоздушный поток. Гранулы заполняют рабочую полость пресс-формы, а воздух выходит через венты в ее стенках. Для предотвращения прилипания модели к рабочей поверхности пресс-формы последнюю рекомендуется смазывать специальными составами, которые должны обеспечивать достаточную термостойкость до 100-130⁰C, многократный съем модели, легко и равномерно наноситься на поверхность пресс-формы. Применяют раздельные жидкости следующих составов: 1) вода 1 литр; тальк 25 g; мыло хозяйственное 25 g; состав перемешивают в течение 20-25 min и наносят после каждого съема модели; 2) полисилоксановая жидкость № 5. Состав позволяет делать несколько съемов модели; 3) эмульсия, состоящая из 5% полисилоксановой жидкости № 5, 2-3% мыла и воды.

Оборудование для изготовления и формования газифицируемых моделей. Существующие конструкции машин можно разделить на однопозиционные с вертикальной линией разреза, челночные (двухпозиционные) и карусельные.

В зависимости от сложности конфигурации получаемые модели применяют форму с боковой или верхней подачей гранул.

Выключатели подачи пара в подвижные и ста-

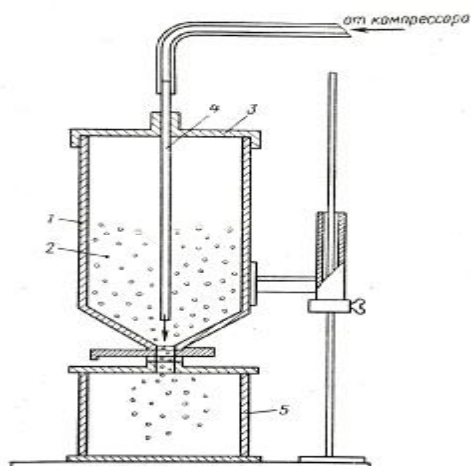


Рис. 2. Схема установки для задувки гранул в алюминиевую пресс-форму

Таблица

Результаты полевых испытаний

Марки уплотнителей	Относительная износостойкость
Серийные КЧ 33-8	1,0
Литые, сталь 35 ГЛ без покрытия	1,2
Литые, сталь 35ГЛ с покрытием	2,5-3,0
Литые, сталь 35ГЛ с покрытием после термообработки	3,5-4,0

ционарные полуформы регулируются независимо друг от друга, что позволяет уравнивать условия вспенивания гранул в разных частях модели.

Однопозиционные машины с вертикальной линией разъема формы для изготовления моделей имеют наибольшее применение.

Процесс подготовки пеномоделей к формовке. Для улучшения чистоты поверхности отливки-газифицируемые модели покрывают слоем противпригарной краски, что предохраняет отливку от пригара и позволяет повысить прочность моделей. Толщина слоя составляет 0,2-6 мм. Самые хорошие результаты позволяют получить краски на основе 3-5%-ного раствора поливинилбутирала в этиловом спирте.

Перспективным материалом для изготовления форм независимо от серийности производства являются сухие кварцевые пески, позволяющие получать отливки при наименьших затратах на изготовление и выбивку формы. В качестве материала формы с газифицируемой моделью можно применять сухой кварцевый песок. На дно опоки-контейнера засыпают постель из сухого песка, уплотняют вибрацией и затем в заданном положении устанавливают модель с литниковой системой [1, 2]. После этого опоку заполняют кварцевым песком 1КО2, 1КО16 и 1КО315 доверху, при одновременной пневматической вибрации, затем уплотненную форму накрывают перфорированным металлическим листом с отверстиями для прохода газов, в опоку-контейнера устанавливают литниковую чашу и груз (рис. 3). После этого опоку в основном контейнере заливают жидким металлом. Заполнение формы жидким металлом является одним из основных этапов формирования отливки, определяющим многие показатели ее качества. Надо отметить, что заливку форм нужно производить особенно тщательно, равномерно при постоянном гидростатическом напоре.

В соответствии с поставленной задачей проведены научно-экспериментальные исследования с целью выбора материала и состава порошкообразной композиции для получения на рабочей поверхности литых деталей сельскохозяйственных и других машин с твердосплавным покрытием [3].

В качестве материала для получения покрытий выбрали износостойкие наплавочные твердые сплавы типа «сормайт» ПГ-С27, имеющие температуру плавления 1200-1280°C, обладающие относительно высокой износостойкостью и ударной вязкостью, а также порошки «карбид бора» В₄С.

В настоящей работе также исследуется технология получения изделий с высокой абразивной износостойкостью. Объектом исследования является один из главных деталей почвообрабатывающих машин уплотнитель сошника хлопковой сеялки [4]. Эта технология включает в себя изготовление пенополистироловой модели и нанесение на ее рабо-

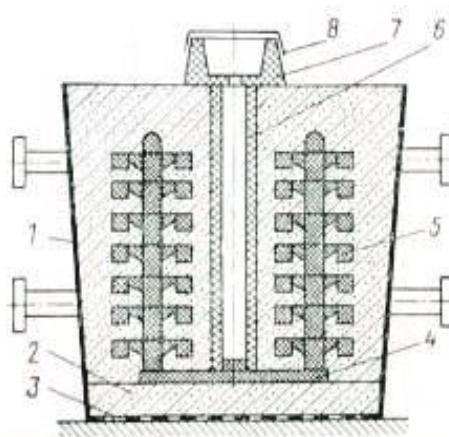


Рис. 3. Литейные опоки-контейнера (стенки с отверстиями): 1-стенки; 2-постель из жсс; 3-дно; 4-модель литника; 5-модель отливки; 6-керамический стояк; 7-чаша; 8-крышка

чие поверхности твердосплавного покрытия, состоящего из порошков сормайта ПГ-С27 с добавками карбида бора В₄С. Толщина покрытия на модели составляла от 0,5 до 3 мм. После сушки пеномодели с покрытием производили формовку в литейную опоку-контейнера с сухим кварцевым песком и заливку жидким металлом по составу соответствующему стали 35ГЛ. При заливке жидким металлом происходит выгорание пеномодели и насыщение поверхности отливки углеродом до 0,8% на глубину 0,5-2,0 мм. При контакте порошков сормайта с добавками карбида бора с жидким металлом происходит их расплавление и образуется твердосплавное покрытие заэвтектического, эвтектического или доэвтектического состава на поверхности изделия.

Выбор твердых сплавов в качестве объекта исследования обусловлен необходимостью изучения влияния на покрытия добавок легирующих элементов в структуру и на абразивную износостойкость стальных отливок. Предварительно отожженные образцы стали 35 ГЛ закалывали при различных режимах от 900 до 1150°C. Закалка с последующим низким отпуском износостойкость поверхностных слоев увеличила незначительно, т.к. она определялась главным образом свойствами карбидов твердого сплава. Наилучшие результаты получены при термической обработке с двойной фазовой перекристаллизацией [5]. Такая термическая обработка позволяет получить литые детали с высокотвердым и износостойким покрытием.

На основании проведенных исследований для проведения полевых испытаний были изготовлены четыре опытные партии уплотнителей по 100 штук в каждой партии. Первая партия была изготовлена по серийной технологии из ковкого чугуна КЧ 33-8, вторая из стали 35ГЛ без износостойких покрытий, третья из стали 35ГЛ с твердосплавным износостойким покрытием, четвертая из стали 35ГЛ твердосплавным износостойким покрытием после терми-

ческой обработки с двойной фазовой перекристаллизацией. Величина износа образцов определялась весовым методом, после работы сеялки в течение времени для обработки 100-150 посевных гектаров. Также определяли относительную износостойкость образцов по сравнению с серийными уплотнителями. Результаты полевых испытаний приведены в табл.

Данная технология, предназначенная для изготовления литых деталей почвообрабатывающих машин с твердосплавными износостойкими покрытиями, внедрена и рекомендована для серийного выпуска в литейном цехе АООТ «Мелиостроймаш». Эту технологию можно применять для различных деталей и инструментов, работающих в условиях абразивного износа.

Список литературы:

1. Коначко И.Г. и др. Освоение производства литья по газифицируемым моделям. - В сбор. Производство литья по пенополистироловым моделям. - М.: НИИМАШ, 1988. - С. 26-34.
2. Степанов Ю.А. и др. Методы определения свойств пенопластов для изготовления отливок по газифицируемым моделям. Известия Вузов РФ, Машиностроение, 1981. №2. - С. 155-159.
3. Тилабов Б.К., Мухамедов А.А. Износостойкие борокарбидные покрытия на изделиях, получаемых литьем по газифицируемым моделям. // Проблемы механики, АН РУз, Ташкент. Фан, 2001. №5. - С. 45-47.
4. Тилабов Б.К. Рабочие органы почвообрабатывающих машин с износостойкими покрытиями. // Техника машиностроения, ООО НТП Вираз-центр. - М.: 2002. №6. - С. 31-33.
5. Мухамедов А.А. Влияние термической предыстории на структуру и свойства стали. // Физика металлов и металловедение. - М.: 1992. №11. - С. 92-99.

УДК 541

© Каландаров У.Х., Махмудов Н.А., Азимов У.И. 2009 г.

ЗАДАЧА О КРУТИЛЬНЫХ КОЛЕБАНИЯХ ЦИЛИНДРИЧЕСКОГО СЛОЯ ВЯЗКОЙ НЕСЖИМАЕМОЙ ЖИДКОСТИ

Каландаров У.Х., ст. преподаватель Самаркандского филиала ТУИТ; Махмудов Н.А., доцент Самаркандского филиала ТУИТ; Азимов У.И., ассистент Самаркандского филиала ТУИТ

В цилиндрической системе координат (r, q, z) рассматривается однородный и изотропный круговой цилиндрический упругий слой с внутренним r_1 и внешним r_2 радиусами. При этом, $r_1 = \text{const}$, $r_2 = \text{const}$, $r_2 > r_1$ а толщина слоя $h = r_2 - r_1$ принимает произвольные значения в зависимости от r_1 и r_2 . Кроме того, предполагается, что цилиндрический слой, как трехмерное тело, строго подчиняется математической теории упругости и описывается ее трехмерными уравнениями. Считается, что внутренняя полость слоя заполнена вязкой несжимаемой покоящейся жидкостью, описываемой линеаризованными уравнениями Навье-Стокса [1, 2] (рис. 1-4). В дальнейшем рассмотрим крутильные колебания слоя и будем считать, что он загружен только вдоль оси Oz . Уравнения движения слоя:

$$s_{ij,j} = r \ddot{U}_i, \quad (i, j = r, q, z) \quad x_i \in V_1 \quad (1)$$

используются в виде волновых уравнений:

$$(l + m)\Delta \hat{O} = r \frac{\partial^2 \hat{O}}{\partial t^2},$$

$$x_i \in V_1 \quad (2)$$

$$m\Delta \vec{j} = r \frac{\partial^2 \vec{j}}{\partial t^2}.$$

Для потенциалов продольных Φ и поперечных $\vec{j}$ волн, введенных по формуле:

$$\vec{U} = \text{grad } f + \text{rot}(\vec{e}_3 j_1) + \text{rot}(\vec{e}_3 j_2), \quad x_i \in V_1,$$

где Δ - оператор Лапласа в системе координат (r, q, z) ; s_{ij} , U_i - компоненты тензора напряжений и вектора перемещений; l , m - коэффициенты Ламэ; r - плотность; V_1 - объем, занимаемый слоем.

Для вязкой несжимаемой жидкости, при ее малых колебаниях имеем следующие соотношения:

- условие несжимаемости:

$$\text{div } \vec{v} = 0, \quad x_i \in V_2 \quad (3)$$

- уравнение Навье-Стокса с учетом (3):

$$\frac{\partial \vec{V}}{\partial t} - n' \Delta \vec{V} + \frac{1}{r_0} \text{grad } p = 0, \quad x_i \in V_2 \quad (4)$$

Закон Навье-Стокса:

$$P_{ij} = -P s_{ij} + m' e_{ij}, \quad x_i \in V_2, \quad (5)$$

где $\vec{V}$ - вектор скорости частиц жидкости; m - коэффициент вязкости; $n' = \frac{m'}{r'}$ - кинематический

коэффициент вязкости; r_0 - плотность покоящейся жидкости; P - гидродинамическое давление; P_{ij} - компоненты тензора напряжений в жидкости; e_{ij} - компоненты тензора скоростей деформации; V_2 - объем пространства, занятый жидкостью (внутренняя полость слоя).

Введением скалярного G и векторного $\vec{x} = \vec{x}(x_1, x_2)$ функций по формуле:

$$\vec{V} = \frac{\partial}{\partial t} \{ \text{grad } G + \text{rot} [\vec{e}_3 x_1 + \text{rot}(\vec{e}_3 x_2)] \} \quad (6)$$

уравнения (3), (4) приведены к виду:

$$\Delta G = 0, \quad \left(\frac{\partial}{\partial t} - n' \Delta \right) x_1 = 0, \quad \left(\frac{\partial}{\partial t} - n' \Delta \right) x_2 = 0. \quad (7)$$

Для жидкости предположим:

$$V_r = V_z = 0, \quad V_\theta = V_\theta(r, z, t), \quad p = 0, \quad x_i \in V_2 \quad (8)$$

Тогда из условия неразрывности с учетом условия не сжимаемости следует:

$$\frac{\partial r'}{\partial t} = 0, \quad x_i \in V_2 \quad (9)$$

Согласно формуле (6) и выражениям P и r' через G , x_1 и x_2 условия (7) и (8) выполняются, если в (6) предположить:

$$G = 0, \quad x_2 = 0, \quad x_1 = x_1(r, z, t) \quad (10)$$

В случае (10) из (6) получаем для V_θ представления:

$$V_\theta = - \frac{\partial^2 x_1}{\partial r \partial t}, \quad x_i \in V_2 \quad (11)$$

где функция X_1 является решением уравнения:

$$\left[\frac{\partial}{\partial t} - v' \left(\frac{\partial^2}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} + \frac{\partial^2}{\partial z^2} \right) \right] x_1 = 0, \quad x_i \in V_2 \quad (12)$$

Для слоя примем следующее:

$$U_r = U_z = 0, \quad U_\theta = U_\theta(r, z, t), \quad x_i \in V_1 \quad (13)$$

Условия (13) будут выполняться, если положить:

$$U_\theta = - \frac{\partial j_1}{\partial r}, \quad x_i \in V_1, \quad (14)$$

где функция j_1 на основании (2) удовлетворяет уравнению:

$$\left(\frac{\partial^2}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} + \frac{\partial^2}{\partial z^2} \right) j_1 = \frac{1}{b^2} j_1, \quad x_i \in V_1 \quad (15)$$

Условия на поверхности слоя при $r = r_2$ и на границе раздела сред при $r = r_1$ имеют вид:

$$\begin{aligned} s_{r\theta}(r_2, z, t) &= f_{r\theta}(z, t), \\ s_{r\theta}(r_1, z, t) &= p_{r\theta}(r_1, z, t), \\ s_{r\theta}(r_1, z, t) &= \frac{\partial}{\partial t} U_\theta(r_1, z, t) \end{aligned} \quad (16)$$

Начальные условия нулевые.

Таким образом, задача о крутильных колебаниях цилиндрического слоя с вязкой несжимаемой жидкостью приводится к решению уравнений (12), (15) с граничными (16) и нулевыми условиями [3, 4].

Для решения уравнений (12) и (15) представим функции x_1 и j_1 в виде:

$$[x_1, j_1] = \int_0^\infty \frac{\sin kz}{-\cos kz} dk \int_{(I)} [x_{10}, j_{10}] e^{pt} dp, \quad (17)$$

подстановка которых в (12) и (15) дает:

$$\begin{aligned} \frac{\partial^2 j_{10}}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial j_{10}}{\partial r} - a^2 j_{10} &= 0, \quad a^2 = k^2 + \frac{1}{b^2} p^2, \\ \frac{\partial^2 x_{10}}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial x_{10}}{\partial r} - b^2 x_{10} &= 0, \quad b^2 = k^2 + \frac{1}{n'} p^2. \end{aligned} \quad (18)$$

Общие решения уравнений (18), ограниченные при $r \rightarrow \infty$ и $r = 0$ имеют вид:

$$\begin{aligned} j_{10}(r) &= A_1 I_0(ar) + A_2 K_0(ar), \\ x_{10} &= B I_0(br) \end{aligned} \quad (19)$$

Функцию внешних воздействий также представим как:

$$f_{r\theta}(z, t) = \int_0^\infty \frac{\sin kz}{-\cos kz} dk \int_{(I)} [x_{10}, j_{10}] e^{pt} dp. \quad (20)$$

Выразив напряжения $s_{r\theta}$ и $p_{r\theta}$ через введенные потенциалы j_1 и x_1 , а также представив их как (20), из граничных условий (16), получим:

$$\begin{aligned} \left(\frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} - \frac{\partial^2}{\partial r^2} \right) j_{10} &= \frac{1}{m} f_{r\theta}^{(0)}, \quad \text{при } r = r_2, \\ \left(\frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} - \frac{\partial^2}{\partial r^2} \right) j_{10} &= 2 \frac{m'}{m} \left[\frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} - \frac{1}{2} b^2 \right] p x_{10}, \quad \text{при } r = r_1 \end{aligned}$$

Примем за искомые величины перемещения в точках некоторой промежуточной поверхности цилиндрического слоя, радиус которого определяется по формуле:

$$x = \left(V - \frac{r_1}{r_2} \right) \quad (21)$$

Выразив преобразованное перемещение U и U_0 через j_{10} и x_{10} , подставив в него общие решения (19) и, используя стандартные разложения модифицированных функций Бесселя в степенные

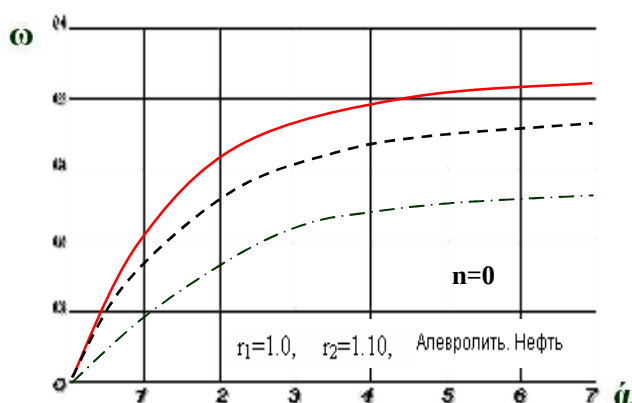


Рис. 1. График зависимости колебательных частот от волновых чисел при алевролитом цилиндрическом слое в отсутствии жидкости, где $h=0,1$

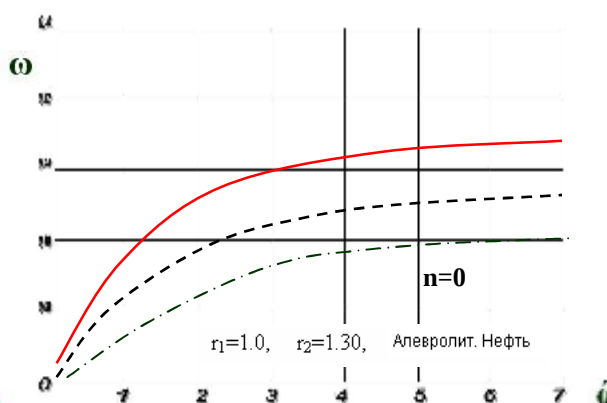


Рис. 2. График зависимости колебательных частот от волновых чисел при алевролитом цилиндрическом слое в отсутствии жидкости, где $h=0,3$

ряды, полагая в разрешении $r = X$ и исходя из его общего вида введем новые функции, зависящие от параметров k и p , по формулам:

$$U_{0,0}^{(0)} = -\frac{1}{2} a^2 \left\{ A_1 - A_2 \left[\ln \frac{ax}{2} - j(1) - \frac{1}{2} \right] \right\}, U_{0,0}^{(0)} = \frac{1}{x} A_2, \quad (22)$$

Подставив решения (19) в граничные условия получим:

$$\begin{aligned} a^2 [A_1 I_1(ar_1) + A_2 K_2(ar_2)] &= -m^{-2} f_{ro}^{(0)}, \\ \frac{2}{r_1} [A_1 I_1(ar_1) + A_2 K_2(ar_2)] &= \\ &= -a [A_1 I_0(ar_1) + A_2 K_0(ar_2)] = \\ &= -\frac{m'}{4m} b^2 p r_1 a^2 [A_1 I_1(ar_1) + A_2 K_2(ar_2)], \end{aligned} \quad (23)$$

Используя стандартные разложения функций Бесселя в степенные ряды по степеням r_1 и r_2 , а также подставляя выражения постоянных A_1 и A_2 по формулам (22) и вводя функции $U_{\Theta,0}$ и $U_{\Theta,1}$ операторы I^n по формулам получаем:

$$[U_{0,0}, U_{0,1}] = \int_0^\infty \frac{\sin kz}{-\cos kz} dk \int_{(l)} [U_{0,0}^{(0)}, U_{0,1}^{(0)}] e^{pt} dp. \quad (24)$$

$$I^n(z) = \int_0^\infty \frac{\sin kz}{-\cos kz} dk \int_{(l)} [I^{2n}(z)] e^{pt} dp. \quad (25)$$

из условий (22) получим уравнения:

$$\begin{aligned} C_{11} U_{0,0} + C_{12} U_{0,1} &= m^{-1} f_{ro}, \\ (C_{12} - RC_{31}) U_{0,0} + (C_{22} - RC_{32}) U_{0,1} &= 0, \end{aligned} \quad (26)$$

где операторы C_{ij} имеют вид:

$$C_{li} = 2 \sum_{n=0}^{\infty} \frac{(r_i/2)^{2n+2}}{n!(n+2)!} I_2^n.$$

Здесь R представляет собой реакцию вязкой несжимаемой жидкости на колебания оболочки:

$$R = \frac{r_1}{4} \frac{m'}{m} \frac{\partial}{\partial t} \left(\frac{1}{V} \frac{\partial}{\partial t} - \frac{\partial^2}{\partial z^2} \right) \quad (27)$$

исходя из выражения:

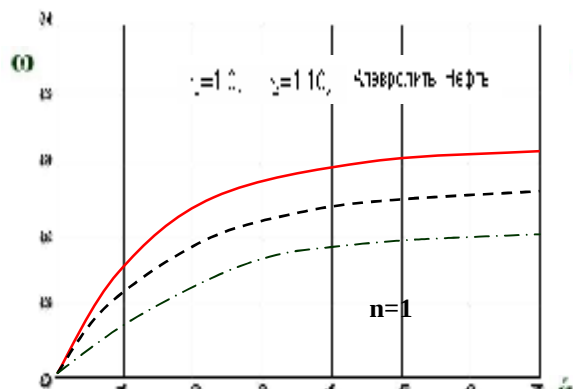


Рис. 3. График зависимости колебательных частот от волновых чисел при алевролитом цилиндрическом слое в заполнении нефтепродуктами где $h=0,1$

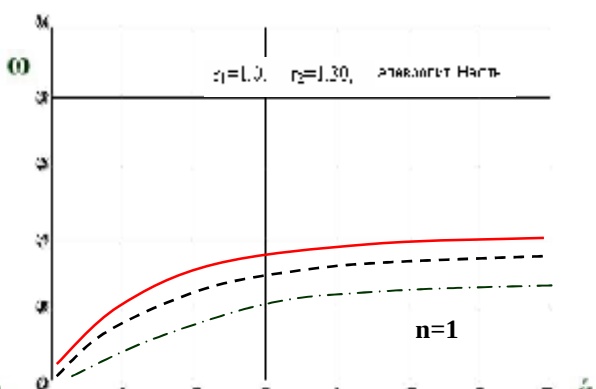


Рис. 4. График зависимости колебательных частот от волновых чисел при алевролитом цилиндрическом слое в заполнении нефтепродуктами где $h=0,3$

$$a^2 = k^2 + \frac{1}{b^2} p^2$$

нетрудно заключить, что операторы l^n в переменных (z, t) равны:

$$l^n = \left[\frac{1}{b^2} \left(\frac{\partial^2}{\partial t^2} \right) - \frac{\partial^2}{\partial z^2} \right]^n, \quad n = 1, 2, 3, \dots \quad (28)$$

В соответствии с (28) уравнения (27) являются дифференциальными уравнениями бесконечно высокого порядка относительно главных частей крутильного перемещения точек промежуточной поверхности цилиндрического упругого слоя с вязкой несжимаемой жидкостью.

Нетрудно выразить перемещение U_Θ и напряжения $S_{r\Theta}, S_{z\Theta}$ внутренних сечений слоя и давления $P_{r\Theta}$ через $U_{\Theta,0}, U_{\Theta,1}$, которые по результатам решения уравнений (27) позволяют определить напряженно-деформированное состояние произвольного сечения слоя и напряжения на поверхности жидкости. Заметим, что бесконечно высокий порядок уравнений делает их непригодными для решения прикладных задач. Поэтому, считая выполняемые условия, полученные в более ранних работах, налагаемые на частоту колебаний и волновое число распространяющихся волн, ограничиваясь нулевым

($n=0$), первым ($n=1$) и другими приближениями можно получить уравнения колебания пригодные для решения инженерных задач (рис. 1-4).

Следует заметить, что ограничения налагаются как на чистоту, так и на волновое число, которое означает, что усеченные уравнения не описывают высокочастотные и коротковолновые процессы, и что они пригодны лишь для низкочастотных внешних воздействий. Кроме того, получающиеся приближенные уравнения при любом приближении не применимы в случае сосредоточенных воздействий над системой.

Однако из сказанного не следует, что эти уравнения применимы для очень узкого класса задач или вообще не применимы, ибо функции f_r представимые в виде (20), представляют собой достаточно обширный класс и, следовательно, усеченные уравнения имеют достаточно широкую область применимости.

Заметим, что бесконечно высокий порядок уравнений делает их непригодными для решения прикладных задач. Поэтому, считая выполненными условия, полученные в более ранних работах [4], налагаемое на частоту колебаний волновое число распространяющихся волн и ограничиваясь нулевым ($n=0$), первым ($n=1$), и другими приближениями можно получить уравнения колебания пригодные для решения инженерных задач.

Список литературы:

1. Гуз А.Н. О задачах аэрогидроупругости для тел с начальными напряжениями // Прикл. Механика. – 1980. – 16. - №3. - С. 3-21.
2. Гуз А.Н. Распространение волн в цилиндрической оболочке с вязкой сжимаемой жидкостью // Прикл. Механика. – 1980. – 16. - №10. - С. 10-20.
3. Кочин Н.Е., Кибель И.А., Розе. Н.В. Теоретическая гидромеханика. - М.: ГИФМЛ, 1963. – 728 с.
4. Худойназаров Х.К. Теории продольно-радиальных колебаний круговой цилиндрической вязкоупругой оболочки с находящейся в ней сжимаемой жидкостью // Динамика и прочность тяжёлых машин. - Днепропетровск: Изд-во ДГУ, 1989. - С. 53-62.

УДК 622

© Сытенков В.Н., Бикулов А.О. 2009 г.

ОБЕСПЕЧЕНИЕ БЕЗОПАСНЫХ УСЛОВИЙ ТРУДА В ЗАГРЯЗНЕННОЙ АТМОСФЕРЕ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ: ОСУЩЕСТВЛЕННАЯ РЕАЛЬНОСТЬ

Сытенков В.Н., главный инженер Центрального рудоуправления НГМК, докт. техн. наук, профессор; Бикулов А.О., инженер по охране труда и технике безопасности Центрального рудоуправления НГМК

Увеличение объемов, интенсивности и глубины горных работ в сочетании с такими метеорологическими факторами, как штиль и инверсия, при которых турбулентный воздухообмен выработанного пространства карьера с окружающей средой затруднен, неизбежно ведет к сверхнормативному загрязнению его атмосферы. Характерным примером глубокого карьера со всеми присущими ему проблемами такого плана является карьер Мурун-

тау, глубина которого в настоящее время составляет ~540 м при объеме выработанного пространства ~1,25·10⁹ м³. Карьер расположен в климатической зоне с резко-континентальным климатом и метеорологическими условиями, параметры которых позволяют констатировать, что персонал такого карьера от 40% до 60% времени неизбежно будет работать в окружении загрязненного воздуха. Аналогичная ситуация складывается во многих глубоких

карьерях. При этом, если следовать требованиям действующих ЕПБ ОР РФ [1], то такая ситуация должна сопровождаться прекращением работ. В качестве компенсирующей меры эти же правила требуют применения искусственной вентиляции выработанного пространства карьера, а если это не помогает – то изоляции кабин экскаваторов и буровых станков с подачей в них очищенного воздуха. В частности, ориентируясь на эти правила, было время, когда при оценке целесообразности освоения месторождения Сухой Лог на простой карьера из-за сверхнормативного загрязнения его атмосферы отводилось 25% календарного фонда времени. Естественно, что при такой «предусмотрительности» проектные технико-экономические показатели освоения месторождений существенно ухудшаются. В то же время практика открытых горных работ показывает, что с момента возникновения проблемы (50÷60 гг. прошлого столетия) в развитии инженерной мысли по созданию нормативных условий труда для персонала карьеров все-таки произошла коренная трансформация. Сущность такой трансформации заключается в том, что акценты с интенсификации воздухообмена выработанного пространства с окружающей средой на основе технических средств сместились на снабжение персонала карьеров очищенным воздухом, что позволило по-другому оценить перспективы применения горно-транспортной техники с двигателями внутреннего сгорания в глубоких карьерах. Остановимся на этом подробнее.

Технические средства интенсификации и возобновления воздухообмена выработанного пространства с окружающей средой одно время рассматривалось как основное направление решения проблемы. В частности, для интенсификации естественного воздухообмена предложены:

- направляющие сооружения для увеличения скорости и угла вхождения ветрового потока в карьер;
- воздушные высоконапорные завесы;
- электронагреватели для низкотемпературного нагрева поверхностей и т.п.

Возобновление воздухообмена предложено осуществлять за счет проветривания карьера:

- через нагнетательные и отсасывающие воздуховоды;
- свободными турбулентными струями;
- путем создания конвективных потоков.

Большинство технических решений не пошло дальше идей, некоторая часть – достигла стадии теоретических исследований, очень немного – вышло на стадию экспериментов и ни одно не применено в карьерах до настоящего времени [2-5]. Причины такого характерного отношения к, казалось бы, заманчивым техническим решениям, в частности, по струйной и трубопроводной вентиляции

выработанного пространства заключаются в следующем.

Специалисты карьеров, в атмосфере которых системно начали образовываться застойные зоны с накоплением примесей, что влекло за собой обоснованные претензии со стороны персонала, не были готовы к решению возникшей проблемы. Это связано с тем, что они не имели сформировавшегося мнения о содержательной сущности методов корректировки процессов воздухообмена выработанного пространства с окружающей средой. В результате к обсуждению принимались самые разные предложения, эмоционально настроенные авторы, которых часто сами оказывались под влиянием принципов «обманчивого благополучия» и «инстинктивного признания – отрицания». И лишь по прошествии времени, получив достаточное количество информации о результатах проводимых экспериментов, специалисты получали возможность принять соответствующие корректирующие решения.

Применение струйной вентиляции для нормализации пылегазового состава атмосферы является естественным для того времени (30-40 лет назад) решением, поскольку карьеры имели относительно небольшие размеры, а их проветривание с помощью вентиляторов представлялось технически реальной задачей. Этому способствовала односторонняя трактовка результатов промышленных экспериментов в Сибайском и Учалинском карьерах, проведение которых «помогали» сопутствующие изменения метеорологической ситуации [6].

Дискуссии вокруг эффективности и целесообразности искусственной вентиляции выработанного пространства карьеров велись на протяжении не одного десятка лет, а их активность значительно снизилась после того, как в 1989 г. на базе карьера Мурунтау, имевшем в то время три вентиляционных установки НК-12 КВ, было проведено совещание с участием ведущих специалистов в области аэрологии карьеров докторов технических наук Бересневича П.В., Битколова Н.З., Вассермана А.Д., Конорева М.М., Иванова И.И. и др. При этом на вопросы «Можно ли проветрить глубокий карьер?» и «Надо ли проветривать карьер?» были даны однозначные ответы «Нельзя!» и «Нет необходимости!». Такие ответы прозвучали потому, что для этого требуется колоссальное количество энергии, а доводить до санитарных норм несколько сотен миллионов кубических метров воздуха для нескольких десятков работников карьера бессмысленно. При этом было признано, что основные усилия следует сконцентрировать на создании эффективных фильтровентиляционных установок для очистки воздуха в кабинах горно-транспортных машин.

Следует отметить, что ранее ответ на первый вопрос уже нашел свое подтверждение в диссертационной работе Драгунского О.Н. «Исследование

разрушения инверсии в карьерах» (1978 г.), научным руководителем которой был д.т.н. К.З. Ушаков.

Следует также подчеркнуть тот факт, что в технической литературе устройства для проветривания карьеров приводятся схематично при значительном искажении истинных размеров относительно размеров карьера. Тем самым создается иллюзия возможности для успешного решения задачи, поскольку через восприятие искаженного соотношения размеров осознанно или неосознанно усиливается роль таких устройств в проветривании карьера (действие принципа инстинктивного признания – отрицания). Кроме того, результаты исследований в области искусственного проветривания карьеров сводятся к развитию теории струйной и трубопроводной вентиляции, до настоящего времени не подтвержденной экспериментально ни в одном глубоком карьере. Проведенные эксперименты [3-5] с такими установками относительно масштабов решаемой задачи могут быть отнесены лишь к разряду натурного моделирования, результаты которого, например, в карьере Мурунтау однозначно стимулировали прекращение работ в этом направлении. А если учесть, что «силовое» внедрение чрезвычайно энергоемкой, трудоемкой, малоподвижной и механически уязвимой технической системы в динамически развивающуюся рабочую зону глубокого карьера только ухудшит технико-экономические показатели открытой разработки, то такой путь воздухообмена выработанного пространства с окружающей средой можно уверенно отнести к бесперспективному направлению. Тем более что есть другие апробированные на практике и надежно работающие технические решения, обеспечивающие безопасность персонала при работе в загрязненной атмосфере глубоких карьеров с помощью средств индивидуальной и коллективной защиты органов дыхания.

Средства индивидуальной защиты человек носит непосредственно на себе. Поэтому одним из основных требований к таким средствам является минимизация неудобств, связанных с их применением в процессе профессиональной деятельности. Средства коллективной защиты обеспечивают безопасность двух и более человек за счет нормализации воздушной среды, в которой проходит их трудовая деятельность. Поскольку речь идет о пылегазовом загрязнении воздуха работающей горно-транспортной техникой с двигателями внутреннего сгорания, то средства защиты органов дыхания от пыли нами не рассматриваются.

Основное требование к фильтрующим средствам защиты органов дыхания заключается в том, что они должны обеспечивать очистку вдыхаемого воздуха от вредных примесей до концентраций, не превышающих предельно допустимых значений. При этом движение воздуха через фильтрующие элементы может осуществляться либо за счет дыха-

тельных усилий человека, либо принудительно с помощью нагнетателей.

При разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом в качестве индивидуального защитного средства органов дыхания от газового загрязнения используются, главным образом, шлем-маски с незамкнутым подмасочным пространством и принудительной подачей очищенного воздуха через внешние фильтрующие элементы. Такие шлем-маски представляют собой индивидуальные установки автономного воздухообеспечения различной конструкции (рис. 1), состоящей из каски с прозрачным лицевым щитком, блока очистки воздуха с фильтрующими элементами и блока питания.

В шлем-масках подмасочное пространство изолируется от окружающего загрязненного воздуха за счет подпора, создаваемого избытком очищенного воздуха, подаваемого нагнетателем (до 140-200 л/мин). Для уменьшения потребности в очищенном воздухе лицевой щиток может оснащаться эластичным обтюратором.

Индивидуальная установка автономного воздухообеспечения Нива-Э-2 (производство - Россия) такого типа обеспечивает очистку до санитарных норм воздуха, содержащего до 4-х ПДК окиси азота, до 2-х ПДК формальдегида, до 3-х ПДК окиси углерода, акролеина и других газообразных примесей общей массой до 15 ПДК, а пыли – до 1000 мг/м³. Эта установка имеет следующую техническую характеристику:

- производительность – 70 л/мин;
- питание – 4 аккумулятора СЦС-15;
- напряжение - 6 В;
- потребляемый ток - 1,5 А;
- продолжительность непрерывной работы без подзарядки аккумуляторов - 8 ч;
- масса - 2,0 кг.

В установке Нива-Э-2 блок очистки воздуха со- вмещен с источником питания в одном корпусе, который крепится на пояс работника, а очищенный воздух по гофрированной трубке через каску подается в зону дыхания человека, создавая под лицевым щитком избыточное давление, и через зазоры между обтюратором и лицом человека выбрасыва-

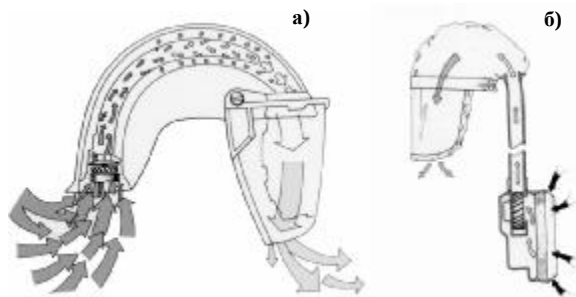


Рис. 1. Принципиальные схемы индивидуальных установок автономного воздухообеспечения с размещением блока очистки воздуха в защитной каске (а) и на поясе работника (б)

ется наружу.

Установка воздухообеспечения Нива-Э-2 прошла весь комплекс медико-биологических исследований и допущена к применению при выполнении физической работы средней тяжести на горных и перерабатывающих предприятиях. Такие установки (150 штук) были внедрены в карьере Мурунтау для персонала, работающего в загрязненной атмосфере за пределами кабин горных машин (рис. 2), что потребовало создания службы (по типу ламповой на шахтах) для их поддержания в работоспособном состоянии. Однако они «не прижились», главным образом, по психологическим причинам, а взамен было предложено альтернативное решение, основанное на предельно допустимой дозе загрязнений, получаемой человеком за время работы в загрязненной атмосфере (рис. 3), что, например, в Узбекистане предусмотрено соответствующими правилами [7].

Средства коллективной защиты представляют собой фильтро-вентиляционные установки, с помощью которых в кабинах горно-транспортных машин создаются нормативные санитарно-

не требуют герметизации кабин. При этом нормативный состав воздуха в кабине в условиях подсоса загрязненного воздуха из окружающей среды обеспечивается высокой производительностью установок по очищенному воздуху, многократно превышающей потребность операторов машины в чистом воздухе.

Установка СПГО-1 монтируется за пределами кабины горной машины (рис. 4). Ее конструкция позволяет реализовать три схемы снабжения операторов очищенным воздухом:

- подача в кабину очищенного наружного воздуха;
- очистка воздуха в кабине при его циркуляционном движении в системе «кабина – установка»;
- очистка воздуха в кабине с частичной подпиткой очищенным наружным воздухом.

Установка СПГО-1 имеет следующую техническую характеристику:

- производительность - 100 м³/h;
- мощность двигателя - 1,0 kW;
- питание от бортовой сети напряжением - 24 V;
- масса - 98 kg;



Рис. 2. Практическое применение индивидуальной установки автономного воздухообеспечения Нива-Э-2

гигиенические параметры воздушной среды. Такими средствами защиты являются стационарная (СПГО-1) и модульная переносная (СОВ-1) установки, предназначенные для очистки воздуха от пыли, аэрозолей, альдегида, акролеина, бенз(а)пирена, оксидов углерода и азота и других примесей, присутствующих в атмосфере карьеров. Все установки могут эффективно работать в комбинации с кондиционерами и отопительными приборами,

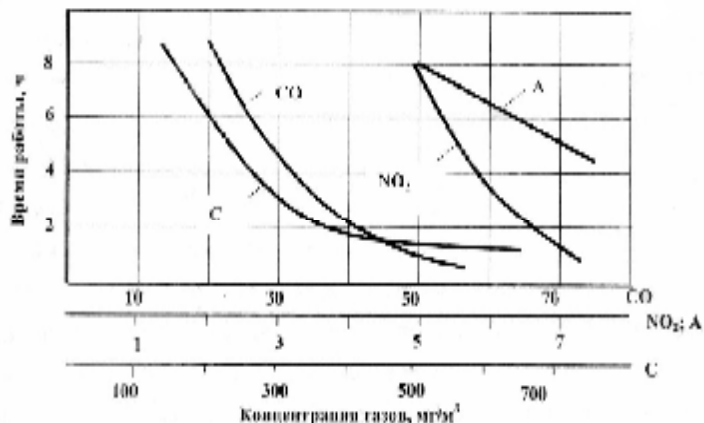


Рис. 3. Допустимое время работы в зависимости от концентрации компонентов отработавших газов дизельного топлива: CO – окись углерода; NO₂ – окислы азота; C – углеводороды в пересчете на углерод; A – альдегиды

а)

б)



Рис. 4. Примеры размещения установки СПГО-1 на буровом станке СБШ-250 МН (а) и экскаваторе ЭКГ-15 (б)

- ресурс фильтров при трех ПДК:
- на CO - 3000 h;
- на NO₂ - 360 h;
- на альдегиды, акролеин, бенз(а)пирен, аэрозоли - 1000 h;
- степень очистки воздуха - не менее 90%.

Модульная установка СОВ-1 размещается в кабине горной машины (рис. 5) без применения каких-либо монтажных работ. Она состоит из нагнетательного блока высокой надежности, разборного фильтро-сорбционного блока (для пыли и газов), направляющего устройства для подачи очищенного воздуха непосредственно в зону дыхания оператора и индикатора загрязненности фильтров, смонтированных в едином корпусе. Установка имеет нормальный и усиленный режим работы. Она предназначена для кабин объемом до 3,0 м³ при общей площади подсоса наружного воздуха до 120 см². При суммарной загрязненности воздуха до 15 ПДК ресурс фильтро-сорбционного блока составляет не менее 800 h.

Установка СОВ-1 имеет следующую техническую характеристику:

- производительность:
- а) при нормальном режиме работы - 20 м³/h;
- б) при усиленном режиме работы - 35 м³/h;
- питание от бортовой сети напряжением - 12, 24 или 220 V;
- масса с блоком очистки - 7,3 kg;
- без блока очистки - 5,0 kg;
- габариты - 240x240x200 mm.

Перечисленные типы фильтро-вентиляционных установок прошли испытания в карьере Мурунтау, сертифицированы в России и допущены Госгортехнадзором России к применению в качестве средств защиты органов дыхания на открытых горных работах. Их постоянное применение в карьере Мурунтау началось с 1993 г., что позволило исключить из его практики прекращение горных работ из-за сверхнормативного загрязнения его атмосферы. При этом следует отметить, что автосамосвалы БелАЗ оснащаются заводом-изготовителем фильтро-вентиляционными установками СОВ-1 по желанию заказчика.

Таким образом, предлагаемый (рис. 6)



Рис. 5. Размещение установка СОВ-1 сбоку от водителя (а) и на полу кабины (б) автосамосвала

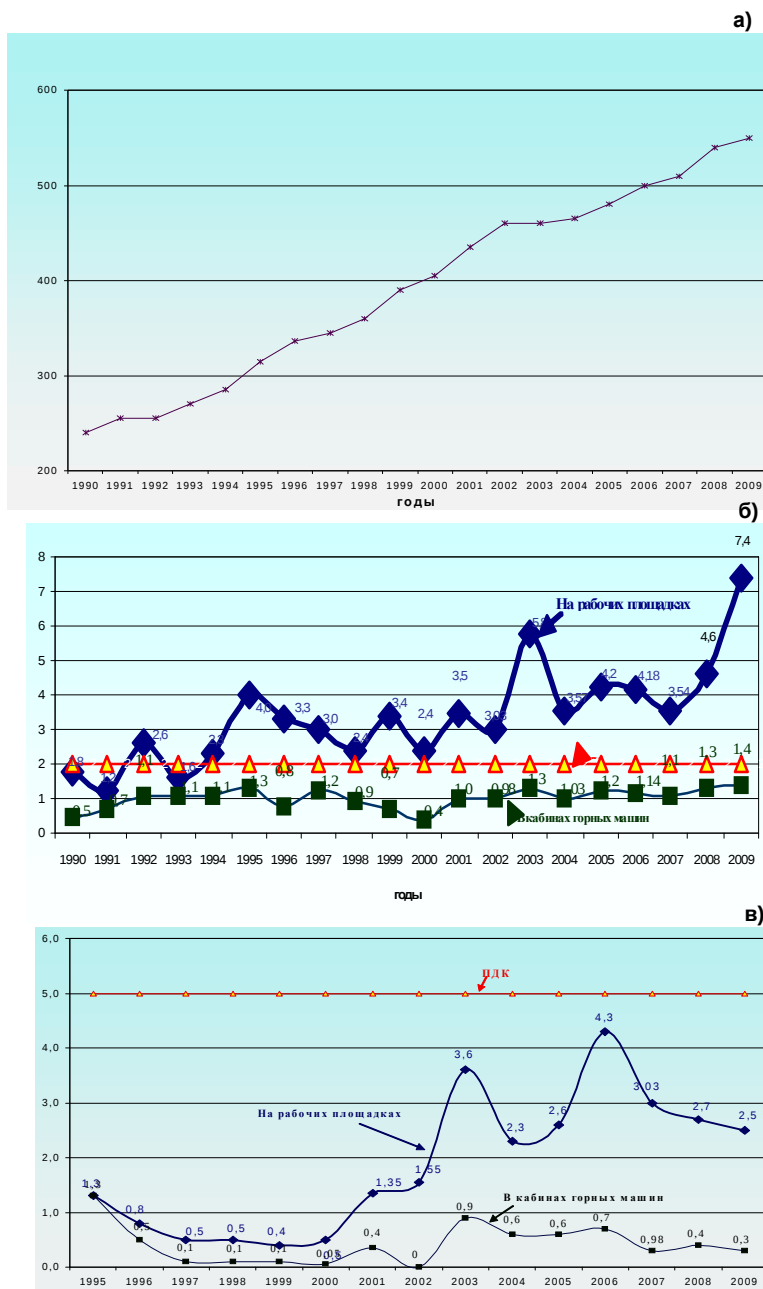


Рис. 6. Изменение во времени глубины карьера (а), концентрации пыли (б) и окислов азота (в) на рабочих площадках и в кабинах горных машин

промышленностью комплекс средств защиты органов дыхания обеспечивает надежную защиту персонала от воздействия вредных примесей при работе в загрязненной атмосфере глубоких карьеров.

Однако такие установки только очищают воздух, а в карьере гипотетически не исключается ситуация, когда в воздухе пространства, «запертого» внутрикарьерной инверсией, вследствие работы двигателей внутреннего сгорания количество кислорода может оказаться ниже нормативного значения. Поэтому была проведена оценка изменения количества кислорода в воздухе рабочей зоны в зависимости от объема «запертого» пространства и количества сжигаемого в нем топлива.

Теоретическое количество воздуха (А), необходимого для полного сжигания топлива (F), характеризуется стехиометрическим соотношением [8]:

$$\alpha = (A/F) = 14,5.$$

Соотношение количества воздуха и топлива в дизельном двигателе варьирует от 100:1 до 15:1. При этом от 2 до 16% кислорода вступает в реакцию, а его оставшаяся часть вместе с выхлопными газами выбрасывается в атмосферу карьера. Количество кислорода в выхлопных газах изменяется в зависимости от режима работы двигателя.

Результаты расчетов, выполненные для стехеометрического соотношения воздуха и топлива

$\alpha = A/F = 60$ и содержании кислорода в выхлопных газах 7%, показали, что при интенсивности сжигания дизельного топлива 1 т/ч уменьшение содержания кислорода до предельно допустимого значения (18%) в воздухе «запертой» зоны объемом 1 млн. м³ произойдет за 4,4 ч. А поскольку объем «запертого» пространства на практике десятки раз больше, то снижения по этой причине количество кислорода ниже нормативного значения в выработанном пространстве карьера ожидать не следует. Фактические замеры подтверждают данные выводы.

Решение проблемы безопасной работы персонала в загрязненной атмосфере позволяет уверенно ставить и решать задачу применения мобильного транспорта на колесном и гусеничном ходу в карьерах глубиной более 600 м [9]. В частности, в карьере Мурунтау речь идет о глубине 950÷1000 м. При этом вопрос об искусственной вентиляции даже не упоминается.

Однако задача уменьшения пылегазовых выбросов в атмосферу карьера с повестки дня не снимается. В карьере Мурунтау для этого интенсивно применяются традиционные средства пылеподавления в забоях и на дорогах – поливооросительные машины, оснащенные распылительными устройствами и гидромониторными установками (рис. 7).

Кроме того, для изучения технической возможности и экономической целесообразности перевода карьерных самосвалов на газодизельный режим работы в карьере Мурунтау был проведен промышленный эксперимент. Для этого на первом этапе испытаний двигатель автосамосвала САТ-785В, оснащенный изготовленным микропроцессорным блоком управления работой на газодизельной смеси, был апробирован на стенде. В результате стендовых испытаний были обоснованы режимы работы двигателя и уточнены приемы управления подачей газа в двигатель. Положительные результаты стендовых испытаний позволили перейти к испытаниям в карьере, где был выбран характерный маршрут, на котором работал переоборудованный самосвал (рис. 8). Испытания проводились совместно с СКБ Сухина (Украина), которое предоставило пакет документации и комплектующие детали для переоборудования двигателя для работы на газодизельной смеси.

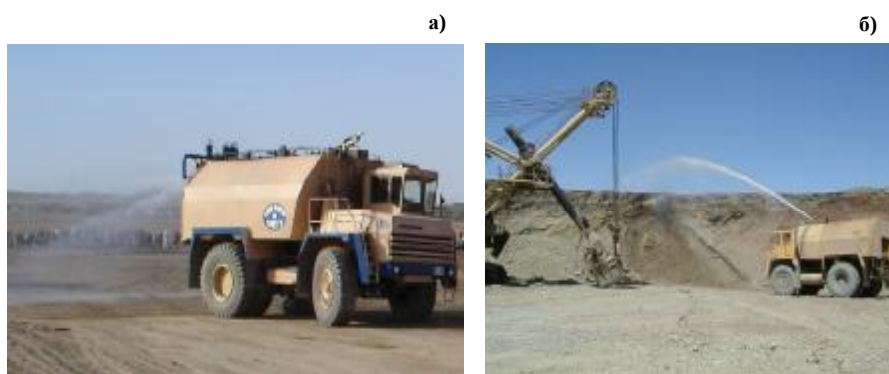


Рис. 7. Поливооросительная машина на базе автосамосвала БелАЗ 7648 А конструкции КБ УАТ (объем цистерны 32 м³, ширина захвата при поливе дорог 21 м, управление орошением забоев и дорог с рабочего места водителя)

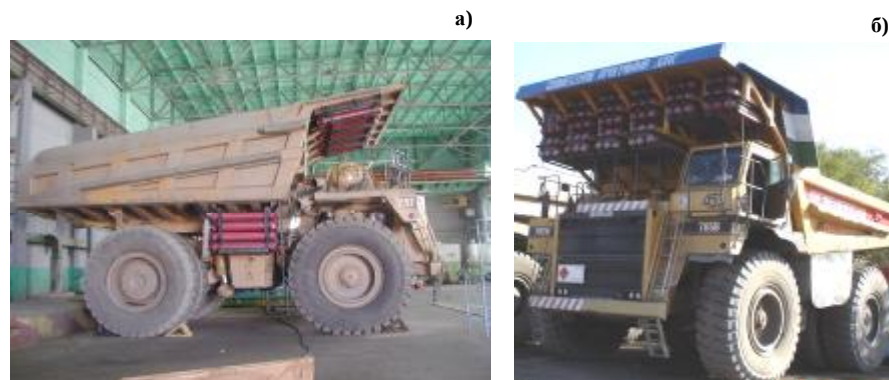


Рис. 8. Карьерные автосамосвалы САТ-785В с двигателем для работы в газодизельном режиме с 44 (а) и 98 (б) баллонами со сжатым газом (баллон объемом 50 л при давлении P=20 МПа вмещает 10,4 м³ газа)

Испытания автосамосвала CAT-785B в газодизельном режиме проводились на маршруте со средним расстоянием транспортирования 3,82 km при высоте подъема 216 m. За время испытаний был выполнен 291 рейс, перевезено 33,9 тыс. t горной массы, израсходовано 14 t дизельного топлива и 4,2 тыс. m³ сжатого газа. Нарботка двигателя составила 1237 h, а средняя эксплуатационная скорость движения – 21,9 km/h. При этом не было выявлено недопустимых отклонений в работе двигателя и других систем самосвала, деградации и изменения физико-химических параметров масла не обнаружено.

Основной вывод по результатам испытаний заключается в том, что современные компьютерные системы позволяют управлять газодизельным режимом работы двигателя большегрузного карьерного самосвала, обеспечивая при этом в зависимости от условий эксплуатации снижение расхода дизельного топлива от 30% до 60% при практиче-

ски пропорциональном уменьшении выбросов загрязняющих компонентов с отработавшими газами.

Таким образом, бесспорным является тот факт, что персонал глубоких карьеров значительную часть времени неизбежно будет работать в окружении загрязненного воздуха. При этом его безопасность надежно обеспечивается апробированными и выпускаемыми серийно средствами защиты органов дыхания от воздействия вредных примесей. В такой ситуации «силовое» внедрение в динамически развивающуюся рабочую зону глубокого карьера чрезвычайно энергоемкой, трудоемкой, малоподвижной и механически уязвимой технической системы искусственной вентиляции можно уверенно отнести к бесперспективному направлению. В то же время поиск и реализацию решений по уменьшению пылегазовых выбросов в атмосферу карьеров работающей горно-транспортной техникой по-прежнему следует считать приоритетной задачей открытых горных работ.

Список литературы:

1. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. – М.: НПО ОБТ, 1992. – 109 с.
2. Морин А.С. Трубопроводная вентиляция на карьерах. – Горная промышленность, 2002. - №3. – С.40-43.
3. Конорев М.М. Искусственная вентиляция и пылегазоподавление в атмосфере карьеров // Дисс. на соиск. уч. степени доктора техн. наук. М.: МГГУ, 1999.
4. Степанов В.В. Теоретические основы обеспыливания атмосферы глубоких карьеров // Дисс. на соиск. уч. степени доктора техн. наук. Алма-Ата, 1991.
5. Парахонский Э.В. Способы и средства нормализации состава атмосферы карьеров // Горный журнал, 1993, №6. С.51-53.
6. Драгуинский О.Г. Исследование разрушения инверсий в карьерах. – Дисс. на соиск. уч. степени канд. техн. наук. – М.: МГИ, 1978.
7. Правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. – Ташкент: Узбекистан, 1995. – 126 с.
8. К. Уорк, С. Уорнер. Загрязнение воздуха, источники и контроль. – М.: Мир. – 1980. 316 с.
9. Тарасов П.И., Фелелов Е.В., Журавлев А.Г. Исследование топливной экономичности карьерных самосвалов. – ГИАБ, 2006. - №10. – С.277-280.

УДК 622

© Глотов Г.Н. 2009 г.

О НОРМАТИВАХ ГОТОВЫХ К ДОБЫЧЕ ЗАПАСОВ ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ГОДОВОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ПРЕДПРИЯТИЯ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА

Глотов Г.Н., зам. главного геолога НГМК, канд. техн. наук

В руководящих технических материалах РТМ 8-18-87 бывшего Главного управления в части подземного выщелачивания металлов (ПВ) приводятся технические критерии, определяющие категорию подготовленности запасов (вскрытые, подготовленные и готовые к добыче) по степени выполнения определенных видов работ и даются рекомендации

по расчету их нормативов, основанных на взаимозависимостях таких геотехнологических параметров как площадь эксплуатационной ячейки, производительность технологических скважин и концентрация реагента (кислоты) в выщелачивающих растворах. Информационной базой для расчетов нормативов служили данные лабораторных исследова-

ний. В РТМ нормативы готовых к добыче запасов металла определяются продолжительностью отработки эксплуатационных блоков, которая зависит от трех вышеназванных параметров. Такой ограниченный подход к определению нормативов готовых к добыче запасов для обеспечения заданной производительности предприятия по выпуску готовой

продукции, основанный на лабораторной информационной базе, на наш взгляд, не может служить основой для применения в практических целях.

Как показывает анализ эксплуатации блоков ПВ, время их отработки зависит не только от вышеназванных параметров, но и в значительной степени от применяемых технологий (сернокислотная, сла-

бокислотная-бикарбонатная, безреагентная (миниреагентная)); от типов («мешковый», «крыльевой», «зона сопряжения») и сортов руд; а также от таких параметров, как карбонатность руд и вмещающих пород (по активной CO_2), фильтрационная неоднородность рудовмещающего горизонта, содержание урана в рудах, рудная мощность, мощность (эффективная мощность) рудовмещающего горизонта и т.п.

В связи с большой геотехнологической неоднородностью строения обрабатываемых площадей рудных залежей (их частей) и большого многообразия сочетаний вышеназванных параметров время отработки блоков ПВ, как показывает практика, может колебаться в самых различных интервалах времени (от 0,5 года до 7-8 и более лет) и с различными интенсивностями извлечения металла.

В табл. приведены обобщенные данные по интенсивности отработки блоков ПВ в зависимости от времени их эксплуатации. Анализ приведенной информации в табл. в сочетании с анализом количества извлекаемых запасов урана, обеспечивающих плановую добычу рудника (предприятия) вскрывают общие закономерные связи-зависимости годовой добычи предприятия от обеспеченности извлекаемыми обрабатываемыми запасами и временем их отработки.

Для обеспечения плановой годовой добычи предприятия в одновременной эксплуатации находятся несколько десятков блоков ПВ со своими извлекаемыми запасами, имеющими различное время отработки. Среднее время отработки извлекаемых запасов определяется взвешиванием (запасов в блоках на время их отработки к общим запасам, участвующим в отработке).

На рис. 1 показаны закономерности, связывающие объем годовой добычи металла от обеспеченности извлекаемыми запасами и времени их отработки. Эти закономерности описываются следующими формулами общего вида:

Таблица

Интенсивность отработки извлекаемых запасов в зависимости от времени их эксплуатации

Продолжительность отработки, годы	Время отработки, годы									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	100*	-								
	8.33									
2	62	38	-							
	5.17	3.17								
3	50	31	19	-						
	4.17	2.60	1.58							
4	44	25	19	12	-					
	3.66	2.08	1.58	1.00						
5	40	23	15	12	10	-				
	3.33	1.91	1.25	1.00	0.83					
6	38	20	12	12	10	8	-			
	3.17	1.67	1.00	1.00	0.83	0.67				
7	35	18	12	12	10	8	5	-		
	2.92	1.50	1.00	1.00	0.83	0.67	0.42			
8	33	15	12	12	10	8	5	5	-	
	2.75	1.25	1.00	1.00	0.83	0.67	0.42	0.42		
9	30	14	12	12	10	8	5	5	4	-
	2.50	1.16	1.00	1.00	0.83	0.67	0.42	0.42	0.33	
10	28	12	12	12	10	8	5	5	4	4
	2.33	1.00	1.00	1.00	0.83	0.67	0.42	0.42	0.33	0.33

100* - годовая интенсивность отработки запасов, %
8,33 - месячная интенсивность отработки запасов, %/%

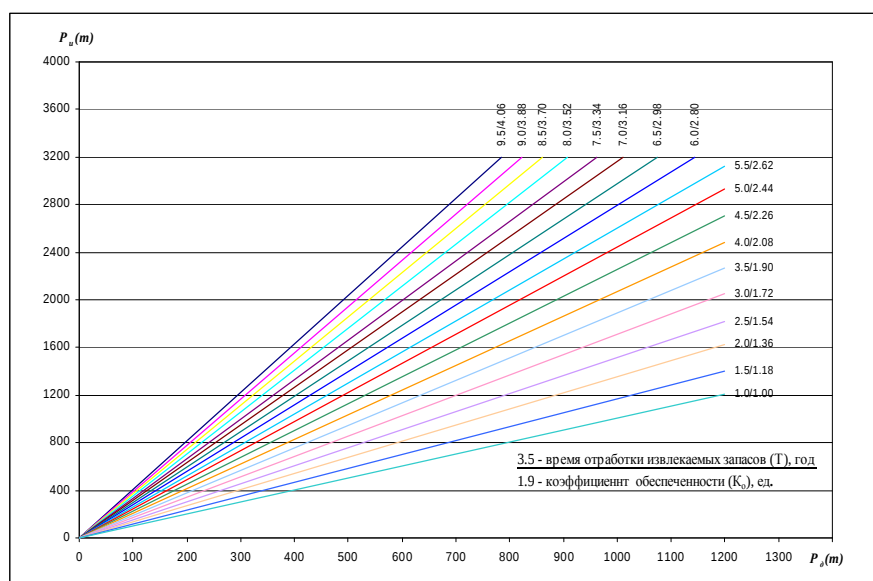


Рис. 1. Номограмма определения годовой добычи металла (P_d) от количества подготовленных извлекаемых запасов в недрах (P_u) в зависимости от времени их отработки (T) и коэффициента обеспечения (K_o)

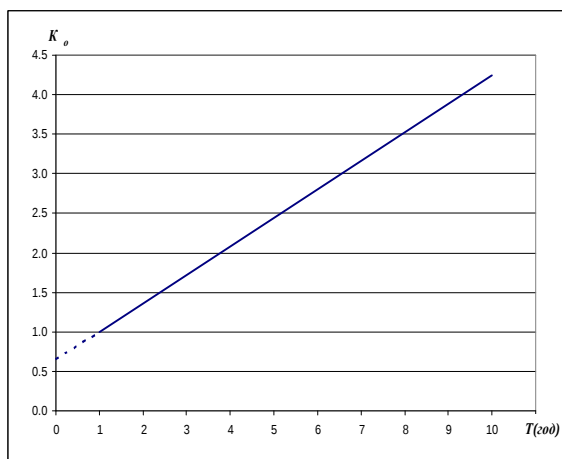


Рис. 2. Характер изменения коэффициента обеспеченности (K_o) в зависимости от продолжительности времени отработки (T) извлекаемых запасов в недрах

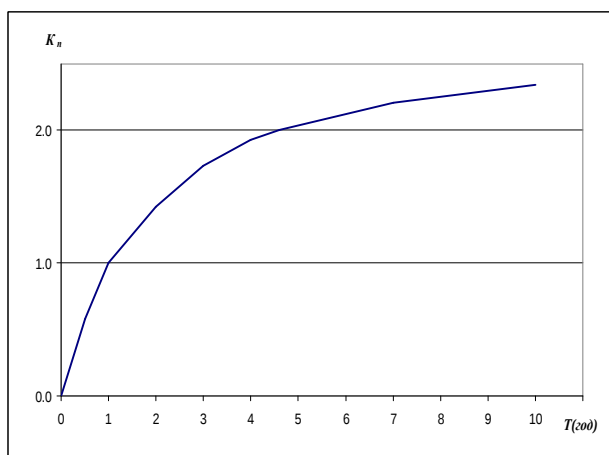


Рис. 3. Характер изменения коэффициента пропорциональности (K_n) в зависимости от продолжительности времени отработки (T) извлекаемых запасов в недрах

$$P_d = \frac{P_u}{T} \cdot K_n \quad (1)$$

$$T = \frac{P_u}{P_d} \cdot K_n \quad (2)$$

$$P_u = \frac{P_d}{K_n} \cdot T \quad (3)$$

$$K_n = \frac{P_d}{P_u} \cdot T \quad (4)$$

где: P_d - годовая добыча металла, т;

T - среднее время отработки извлекаемых запасов, обеспечивающих добычу, год;

P_u - количество извлекаемых запасов в недрах, находящихся в отработке, т. Количество данных запасов может быть представлено различными типами и сортами руд («мешковый», «крыльевой»), которые

предопределяют объемы ГПР и геотехнологические показатели ПВ. Учет их определяется существующими методиками;

K_n - коэффициент пропорциональности (отношение времени отработки к коэффициенту обеспеченности K_o), величина безразмерная. K_o отражает отношение количества извлекаемых запасов в недрах (P_u) к количеству годовой добычи (P_d).

Общий характер зависимостей изменения коэффициента обеспеченности и коэффициента пропорциональности от продолжительности отработки извлекаемых запасов приведен на рис. 2, 3.

По приведенным формулам - зависимостям общего вида (1-4), отраженным на рис. 1-3 можно решать весь круг частных задач, связанных с определением (расчетом) нормативов готовых к добыче запасов (извлекаемых), годовых планов добычи.

УДК 622

© Рахматов Б.Б., Бакоев Х.Н. 2009 й.

ЭРКИН ИҚТИСОДИЙ ЗОНАЛАР: ТАШКИЛ ЭТИШ ЙЎНАЛИШЛАРИ

Рахматов Б.Б., НДКИ доценти, иқтисод фанлари номзоди; Бакоев Х.Н., НДКИ катта ўқитувчиси

Кичик бизнес ва хусусий тадбиркорликни жадал ривожлантириш, иқтисодий ўсишни юксалтириш асосида бандлик ва аҳоли даромадларини ошириш масалаларини ҳал этиш нафакат ҳудудий, балки мамлакат миқёсидаги долзарб муаммолардан биридир.

Ушбу муаммоларни ижобий ҳал этишда неча ўн йиллардан буён чет элларда муваффақиятли амал қилиб келаётган эркин иқтисодий зоналар (ЭИЗ) ташкил этиш муҳим аҳамият касб этади.

Бу борада Ўзбекистон Республикасининг 2006 йил 25 апрелдаги «Эркин иқтисодий зоналар» тўғрисидаги

қонуни қабул қилинганлигини таъкидлаш жоиздир [1].

Шунинг учун ҳам ЭИЗ ташкил этишни назарий ва амалий масалаларини, бу борада эришилган тажрибаларни, унинг ижобий ва салбий томонларини кенг ўрганиш ва талқин этиш, ҳудудни самарали ташкил этиш ҳамда, фаолият юритишига катта ҳисса қўшиши мумкин.

Ушбу борадаги тадқиқотчи олимларнинг ҳамда Бирлашган Миллатлар ташкилоти (БМТ) трансмиллий компаниялари марказининг маълумотларига биноан, ЭИЗ ларнинг 20 дан ортиқ

таърифи мавжуд бўлиб, биринчи марта (1973 й.) Киото конвенциясининг VIII – иловасида «франклар зонаси» сифатида талқин этилган. Аммо ЭИЗ ларни ташкил этиш тарихи XVI асрдан, Ливорно шаҳри биринчи эркин савдо шаҳри деб эълон қилинган вақтдан бошланади. Кейинчалик бу ғоя шарқий Ўрта ер денгизи давлатларида кенг оммалашган [2].

Ҳозирги вақтда ЭИЗ ни давлат ҳудудининг муайян натижаларига эришмоқ мақсадида миллий ва хорижий тадбиркорлар учун иқтисодий фаолиятнинг проференциал шартлари, бошқарувнинг алоҳида режими ва бошқа ташкилий-маъмурий тадбирлари жорий этиладиган қисми сифатида изоҳлаш кенг ёйилган. ЭИЗ ларнинг дастлабки кўринишларини хорижий савдо омбор зоналари шаклида изоҳлаш мумкин (1-чизма).

ЭИЗ тузишга қизиқиш асосан XX асрнинг 20-30 йилларида фан-техника тараққиётининг ривожланиши, хом ашё бозори учун рақобат курашининг кучайиши, ташқи савдо оборотининг тез ўсиши, янги мустақил давлатларнинг иқтисодий тараққиёт йўлига кириши натижасида айниқса кучайди. Статистик маълумотларга биноан ҳозирги вақтда дунёда қарийб 700 дан ортиқ ЭИЗ ишлаб турибди. Уларнинг 400га яқини савдо-омбор, 300га яқини ишлаб чиқариш кўринишида намоён бўлиб, 130 таси эркин божхона зонаси сифатида Европада, 180 таси АҚШда жойлашган [4].

Ижтимоий-иқтисодий ривожланишнинг глобаллашуви ва интеграциялашуви, ташқи савдо оборотининг такомиллашуви ушбу зоналарнинг савдо-ишлаб чиқариш зоналарига айланиб боришида ўз аксини топди. Бундай зоналар, маҳсулотнинг асосий қисми сотиладиган жойга боғлиқ ҳолда ташкил этилган бўлиб, ривожланган савдо-ишлаб чиқариш зоналарининг таркиби қуйидагича кўринишга эгадир (2-чизма).

Савдо-ишлаб чиқариш зоналарининг асосий кўринишларидан бўлган замонавий экспорт ишлаб чиқариш зоналарига 15 гектарга эга 23 минг ишчи ўринли бўлган Шэннон аэропорти зонасини (Ирландия) мисол келтириш мумкин. Бу зоналарнинг истиқболли ривожланишига сабаб офф-шор норезидент компанияларни рўйхатдан ўтказиш имконияти, маҳаллий ишлаб чиқариш ва молия корхоналари учун кенг миқёсда турли-туман солиқ

имтиёзлари бериш билан уйғун амалга оширилганлигидир.

Шеннон аэропорти зонасида жорий этилган бир қатор имтиёзларга қуйидагилар киради:

- саноатнинг айрим тармоқларига, инжиниринг ва компьютер хизмати соҳасидаги компанияларга, даромад манбаи шу мамлакатда бўлган соҳаларга фойдадан 10 фоизли солиқ ўрнатилади;
- ихтиролардан олинган даромадлар, компаниянинг ўз бизнесини чет элларда амалга ошираётган акциядорлари ва директорлари норезидент компаниялари, оффшор норезидент компанияларнинг чет элдан олинган даромадлари солиқдан озод этилади.

Жаҳон тажрибаси кўрсатишича экспорт-ишлаб чиқаришини ташкил этиш ҳисобига мамлакатдан четга товарлар ва хизматлар чиқариш ўрта ҳисобда 3 бараварга ўсиши таъминланади. Шунинг ҳам таъкидлаб ўтиш жоизки бундай зоналарнинг оптимал майдони 50 гектардан ошмаган ҳолда, фаолияти эса божхона органлари ва ЭИЗ маъмурияти томонидан тартибга солиб турилади.

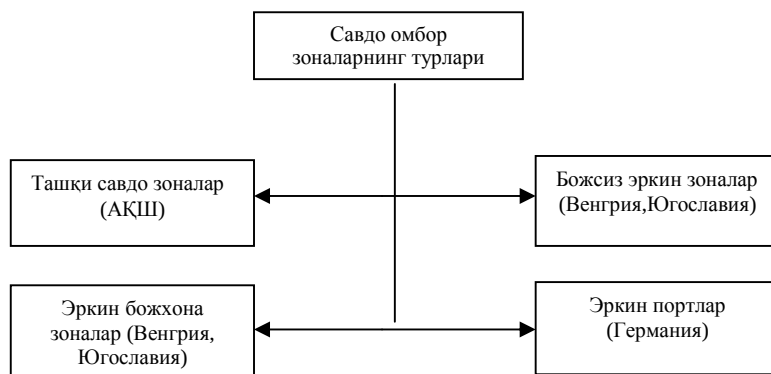
ЭИЗнинг яна бир қизиқарли шаклига (1948 й.) тузилган 485,3 гектарли (товар айланмаси 10,9 млрд. долларли) Гонконгдан кейинги ўринда турувчи Колон зонасини (Панама) мисол келтириш мумкин. Ҳозирги вақтда бу гигант зона Панама ЯИМ 13-14 фоизини таъминлаш билан бирга 1600 компаниянинг фаолият кўрсатишига қўмаклашмоқда [3].

Панамадаги Колон ЭИЗда корхона ва ташкилотлар учун қуйидаги имтиёзлар яратилган:

- Зона орқали сотиладиган барча товарлар божхона тарифлари ва йиғимларидан озод этилган;
- Экспорт солиғи фақат Панамада ишлаб чиқарилган товарларга солинади;
- Муниципал солиқ ва сотиш учун солиқ ўрнатилмайди;
- 80 фоиздан ортиқ экспорт маҳсулотлари ишлаб чиқарган ва 30 нафар панамалик фуқаро учун иш жойи очган компаниялар - 5 йил мобайнида солиқлардан озод этилган.

Илмий-техника зоналари - йирик илмий тадқиқот марказлари ёки университет теварагида жипслашган фанталаб фирмалар шаклида, барча моддий ва меҳнат ресурсларини, янги, юксак технологияларни саноатга тезроқ жорий этиш мақсадида барпо этилади [3].

Ўзбекистон Республикаси Президенти И.А. Каримовнинг саноатлашган Навоий вилояти ҳудудида, жаҳон стандартларига жавоб берадиган ва халқаро талаб даражасида маҳсулот ишлаб чиқаришни таъминлайдиган, замонавий юқори технологияли ишлаб чиқаришни ташкил этиш учун тўғридан -тўғри хорижий инвестицияларни жалб этиш бўйича қулай шарт-шароитлар яратиш, ҳамда вилоятнинг саноат салоҳиятини ва бошқа инфратузилмасини ривожлантириш



1-чизма. Савдо омбор зоналарининг турлари

мақсадида «Навоий вилоятида эркин индустриал-иқтисодий зона (ЭИИЗ) ташкил этиш тўғрисида»ги Фармони (2 декабр 2008 й.) аини муддао бўлди.

Мазкур фармоннинг бажарилишини таъминлашда, хусусан ЭИИЗ ни шакллантириш ва унинг ишини юритиш тамойилларини танлашда ҳудудни иқтисодий ривожлантириш стратегияси, иқтисодиётнинг реал шароити, эҳтиёжлари ва имкониятларига мос келмоғига таянмоқ лозим.

Фармонга биноан «Навоий» шаҳри халқаро аэропорти яқинидаги ҳудудда ташкил этилаётган ЭИИЗда фаолият кўрсатадиган хўжалик субъектларининг асосий фаолият йўналишлари қуйдагича белгилаб берилган.

- Замонавий хорижий юқори унумли асбоб-ускуналар ва техникани келтириш ва жорий қилиш;

- Технологик линиялар ва модулларни ишлаб чиқариш;

- Жаҳон бозорида рақобатбардош маҳсулотларни кенг қўламда ишлаб чиқариш.

Ушбу вазифаларни муваффақиятли бажарилишини таъминлаш мақсадида қуйидагича бир қатор имтиёзлар қўлланилиши белгилаб қўйилган:

- Ҳудудда фаолият кўрсатувчи резидент ва норезидент фуқаролар учун рухсатномалар олишнинг соддалаштирилган тартиби;

Рўйхатдан ўтган хўжалик субъектлар тўғридан-тўғри киритилган инвестициялар ҳажмига қараб ер, мулк, фойда, ягона (кичик корхоналар учун) солиқлардан, ҳамда йўл, мактаб республика жамғармаларига тўланадиган мажбурий тўловлардан:

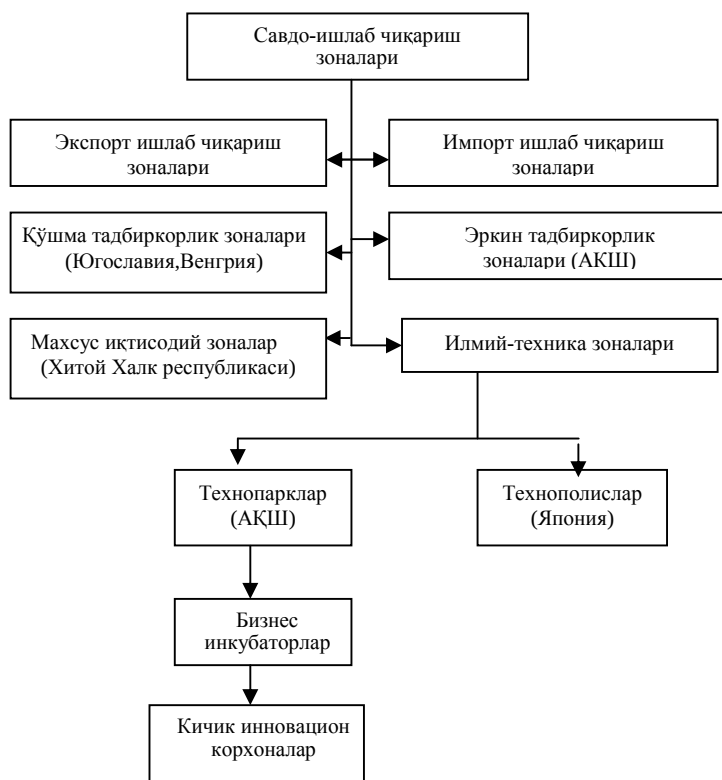
- 3 млн. евродан 10 млн. еврогача бўлганда – 7 йилга озод этилади;

- 10 млн. евродан 30 млн. еврогача - 10 йилга озод этилади ва кейинги 5 йилда фойда ва ягона солиқ тўлов ставкаларининг 50 фоизи миқдорида белгиланади;

- 30 млн. евродан ортиқ маблағ учун - 15 йилгача ва кейинги 10 йилда фойда ва ягона солиқ тўлов ставкаларининг 50 фоизи миқдорида белгиланади.

Экспортга йўналтирилган маҳсулотлар ишлаб чиқариш учун келтириладиган асбоб ускуна, хомашё материаллари ва бутловчи қисмлар божхона тўловларидан озод қилинади.

Ҳудуддаги ер участкаларни ижара шартномаси



2-чизма. Савдо-ишлаб чиқариш зоналари

бўйича бошқа шахсга бериш, ижара ҳуқуқини гаровга қўйиш, устав капитали сифатида қўшиш ҳуқуқисиз ижарага бериш ва сотиш тақиқланади [1].

Навоий шаҳри халқаро аэропорти яқинидаги ҳудудда ташкил этилаётган ЭИИЗ натижасида 2009-2010 йилларда вилоятни мажмуали ижтимоий-иқтисодий ривожлантириш дастурида кўзланган 395,6 млн. АҚШ долл., 14 минг евро ва 538,7 млрд. сўмлик 214 та инвестицион лойиҳаларни амалга ошириш имконияти пайдо бўлади [5].

Хулоса қилиб айтганда, хорижий мамлакатларда ташкил этилган ва муваффақиятли натижаларга эришган ЭИЗнинг тажрибаларини ўрганиб, мамлакатимиз шароитига мос ҳолда улардан фойдаланиш зарурдир. Хусусан Шеннон аэропорти зонаси ва Колон зонасида хўжалик субъектлари учун яратилган имтиёзлар эътиборга моликдир. Юртимизда ташкил этилаётган эркин индустриал-иқтисодий зонада маҳсулотни экспортга йўналтирилганлик даражаси ва қанақа маҳсулот ишлаб чиқарилаётганлигига қараб турлича имтиёзлар берилса мақсадга мувофиқ бўлар эди.

Фойдаланилган адабиётлар:

1. Ўзбекистон Республикаси Президентининг «Навоий вилоятида эркин индустриал-иқтисодий зона (ЭИИЗ) ташкил этиш тўғрисида» 2008 йил 2 декабрдаги ПФ-4059 сонли Фармони
2. Ахмедов Р. ЭИЗ: Ташкил қилиш истиқболлари, «Бозор, пул ва кредит», №9, 1999, 42-бет.
3. Деружинский В. Е., Деружинский Г. В. Экономические проблемы создания и развития свободных экономических зон: Монография. – Новороссийск: НГМА, 2002.
4. Ҳамроев Ҳ.Р. Эркин иқтисодий зоналар. Монография. - Тошкент: «Фан»- 2008 йил.
5. Навоий вилояти статистика бошқармаси маълумотлари.

ТРУД: ОРГАНИЗАЦИЯ, ОПЛАТА И ЭФФЕКТИВНОСТЬ

Пердебаев Т.П., начальник бюро организации труда и зарплаты УАТ Центрального рудоуправления НГМК

«Труд в наше время – это великое право и великая обязанность», «Без эффективной оплаты нет высокой производительности труда». Эти слова Виктора Гюго и Генри Форда сегодня актуальны как никогда. Если к трем этим составляющим успеха добавить еще хорошую организацию труда, то непременно получишь его высокую эффективность.

Такая схема организации труда в Управлении автотранспорта Центрального рудоуправления Государственного предприятия «Навоийский ГМК» принята за основу.

Примеры улучшения организации труда и совершенствования его оплаты без дополнительных затрат.

1. Пересмена водителей большегрузных карьерных автосамосвалов организована непосредственно в чаше карьера - на площадках пересмены, минуя участок мелкого ремонта, где раньше сменялись водители. Выигрыш 20-25 min рабочего времени в смену (40-50 min в сутки) для перевозки дополнительных кубов горной массы, экономия топлива и автошин.

2. Сдача максимально возможного количества автосамосвалов сменщику по возможности груженными. Здесь водители работают по транспортировке горной массы до появления автобуса с новой сменой и передача машины сменщику производится в том состоянии, при каком застала пересмена: груженным или порожним. Результат – достижение непрерывности технологического процесса и избежание скопления машин (очереди) под экскаваторами в начале смены, а отсюда - снижение потери времени на ожидание погрузки горной массы.

3. Пересмена машинистов дорожно-строительных машин (ДСМ) на участках, где работала предыдущая смена. Выигрыш рабочего времени и экономия топлива.

4. Перевод пункта подкачки автошин подвижного состава на площадки пересмены из участка шиномонтажа, который находится на борту карьера. Экономия времени - 20 min, которое затрачивалось на проезд до участка шиномонтажа через участок мелкого ремонта и обратно (в среднем 10,8 km). Также здесь экономится топливо и шины.

5. Перевод пункта смазки а/с из участка мелкого ремонта, который находится на борту карьера, на площадки пересмены. Экономия - 10 min рабочего времени на проезд до участка мелкого ремонта и обратно (в среднем 5,4 km), а также экономится топливо и автошины.

6. Организация заправки автосамосвалов вблизи площадок пересмены. Экономится 9-10 min рабочего времени машины, которое раньше тратилось на проезд

до заправочной на борту карьера и обратно (в среднем 4,3 km) и меньше расходуется топливо, шины.

7. Организация заправок автосамосвалов по графику (скользящему). Результат - ликвидация очереди перед заправщиком и сокращение потери рабочего времени на ожидание заправки.

8. Введение скользящего графика отдыха и питания водителей автосамосвалов, по гаражным номерам машин, с интервалом в 10 min. Соблюдается непрерывность технологического цикла погрузки, транспортировки горной массы и предотвращается массовый подъезд автосамосвалов к экскаваторам после обеда.

9. Введение летнего графика работы для водителей поливо-оросительной техники, где обеденный перерыв установлен «плавающим» - во время заправки емкости автомобиля водой. Результат - увеличение количества рейсов в смену и усиление работы по пылеподавлению в карьере без увеличения количества автомобилей.

Руководство Управления автомобильного транспорта считает, что система оплаты труда должна быть предельно простой, понятной и стимулирующей к высокой производительности труда. В процессе непрерывного поиска, проб и экспериментов здесь найдена самая, на наш взгляд, оптимальная и эффективная форма оплаты труда для водителей большегрузных карьерных автосамосвалов на перевозке горной массы.

1. По классической системе сдельно-премиальной оплаты, действовавшей у нас ранее (на большинстве предприятий технологического транспорта НГМК и АГМК применяют ее и сейчас) устанавливается месячный план по перевозке горной массы в m^3/km или t/km на каждого водителя и при выполнении плана выплачивается ему определенный процент премии, а за каждый процент перевыполнения начисляется еще, допустим, по 2% премии.

Но, как ни парадоксально, выдача месячного плана водителям оборачивалась тормозом для выполнения плана транспортными участками и Управлением в целом. Дело в том, что водитель в начале месяца получал месячный план по перевозке горной массы, а в середине месяца узнав, что отстает от графика выполнения или не выполнит месячный план и не получит премию (или досрочно выполнив план за 2-3 дня до конца месяца), он уходил на ремонт (чтобы подготовить машину на новый месяц) или работал с похолодачей.

Поэтому решено отказаться от стандартного подхода к премированию – выдачи водителям месячного плана по перевозке горной массы. Водителям а/с не выдается план на месяц и премирование водителей

производится за выработку в нормо-часах (норма времени 1 рейса, умноженная на количество рейсов). Водителю премия начинает начисляться с первого рейса и за каждый рейс.

В данном случае вознаграждение за труд поставлено в прямую зависимость от количества выполненного труда (рейса) и зависит только от самого водителя. Преимущества:

- водитель заинтересован выполнять максимально возможное количество рейсов, поскольку здесь премия начнет начисляться с первого рейса, и в начале новой смены он уже будет знать, сколько заработал за прошедшую смену, т.к. по нашему варианту можно будет рассчитать зарплату по каждой путевке;
- не будет ограничения размера премии, что будет способствовать интенсивной и равномерной работе водителя в течение всего месяца;
- водитель не будет зависеть от работы определенного экскаватора, наоборот он будет просить свой собственный экскаватор;
- отсутствие у водителя планового объема перевозки за месяц (при невыполнении которого премия не начисляется) приведет к его постоянной заинтересованности выполнять больше рейсов (больше нормо-часов), поскольку в нашем варианте премия будет начисляться за каждый рейс, здесь водитель не будет искать «кубовый» экскаватор.

2. Начисление премии водителям большегрузных автосамосвалов и машинистам колесных дорожно-строительных машин за каждый час работы в карьере на шинах с суммарным перепробегом нормативной ходимости приводит к бережному отношению к шинам и дает значительное увеличение ходимости автошин.

3. Разработка временного положения о материальном стимулировании увеличения ходимости автошин, где предусмотрено наряду с поощрением и ответственность (снижение премии от 20% до 100%) водителей вспомогательного транспорта, полив-оросительной техники и машинистов колесных ДСМ. Это приводит к повышению ответственности работников за правильную эксплуатацию и бережное отношение к шинам.

4. Введение обязательных условий премирования для водителей автосамосвалов, занятых перевозкой горной массы, при невыполнении которых премия снижается на 25%. А именно: вывод из строя автошин из-за механических повреждений, превышение разрешенной в карьере максимальной скорости автосамосвалов, не выполнение или не в полном объеме выполнение сменных заданий. Практика показала, что применение этих мер значительно сокращает вышеуказанные нарушения, предотвращает преждевременный износ агрегатов и узлов подвижного состава. И, конечно же, приводит к снижению себестоимости перевозок и экономии фонда заработной платы.

5. Премирование водителей полив-оросительной техники и ДСМ за каждую отработанную смену с выполнением сменного задания и сезонное (с апреля

по сентябрь) увеличение размера премии за смену водителям полив-оросительных автомобилей стимулирует водителей к скорейшему выходу на линию с ремонта, т.е. водители максимально заинтересованы работать на линии. Потому что на линии они получают до 2 раз больше чем на ремонте.

6. Разделение трудоемкости (стоимости) последнего груженого рейса между водителем, сдающим автосамосвал груженым и водителем, принимающим эту машину.

Здесь заинтересованы оба водителя: и сдающий, и принимающий груженую машину получают свою долю оплаты последнего рейса. Если раньше машины сдавались порожними и затем все вместе подъезжали к экскаваторам, создавая очередь, то теперь в месяц сдаются порядка 250 груженых автосамосвалов и очереди на погрузку в начале смены значительно сократились.

7. Разработка местных норм времени и выработки на транспортирование горной массы с погрузкой различной техникой (экскаваторы, комбайны, фронтальные погрузчики) с различным объемом ковша и введение их после многократных хронометражных наблюдений и апробаций. Этим достигается чистота и объективность норм, вследствие чего процент выполнения норм выработки в месяц не превышает 115%.

8. Разработка местных норм времени на ремонт и техническое обслуживание всего подвижного состава, а также на ремонт его агрегатов и узлов, реконструкцию (наращивание бортов, армирование и футеровка кузовов а/с), сборка новой техники – всего 95 укрупненных норм (более 1650 операций) за последние 10 лет.

Это позволяет выдавать нормированные задания ремонтникам и предъявлять сметы затрат заказчикам за выполненные работы. Кроме того, они используются при ежедневном нормировании выполненных объемов ремонтных работ на основных участках цеха ремонта технологического транспорта.

9. Разработаны положения о бригаде водителей автомобилей и бригаде ремонтной службы. Подняты авторитет и имидж бригадиров, повышен спрос с них за соблюдение бригадой графика заправки, обеденного перерыва, работы до появления автобуса с новой сменой, за невыполнение сменного задания (ремонтными бригадами).

11. В цехах действуют стенды «Информация по оплате труда», где вывешиваются выписки из положений по оплате труда, классности и другие необходимые документы.

12. Ежемесячно проводятся 8-10 фотохронометражных наблюдений, по итогам которых принимаются меры по сокращению выявленных потерь рабочего времени, пересматриваются штатные расписания рабочих подразделений и разрабатываются мероприятия по повышению производительности труда.

Все это вместе позволяет повышать из года в год эффективность труда в Управлении автотранспорта.

КРАТКОЕ ОПИСАНИЕ ИСТОРИИ РАЗВИТИЯ ГОРНОГО ПРОМЫСЛА В СРЕДНЕЙ АЗИИ (XVI-XIX вв.)

Каршиев Р.М., заведующий кафедрой «Общественные науки» НГТИ, канд. истор. наук; Сариев Н.Т., старший преподаватель кафедры «Общественные науки» НГТИ

Завоевание Средней Азии кочевниками в начале XVI века, как известно, в первое время ещё более усилило расстройство экономической жизни страны. Отобранные владения с новой силой испытывали на себе всю тяжесть военных потрясений. Так же в этот период усилился процесс переселения оседлых жителей в горы, что было неизбежно связано с необходимостью приспособления к новым условиям труда и утратой старых производственных навыков, до тех пор, пока они не были вновь освоены новыми завоевателями. Этому в значительной мере способствовало также резкое обострение политической борьбы между жителями Мавераннахр и Хорасана в XVI и от части XVII веках, вследствие чего движение караванов через Персию стало почти невозможным. К первой половине XVI века относится и первое известие об употреблении в Средней Азии огнестрельного оружия, сначала в войсках султана Бабура, а затем и в армии Абдулла-хана бухарского (1559-1598 гг.). О добыче металла в Средней Азии в первой половине XVI в. имеется пока только свидетельство Бабура, который в своих знаменитых «Записках» сообщает, что в горах, окружающих Фергану, имеются бирюзовые и железные копи. Известно, что уже в XVI веке усиливалась посылка среднеазиатскими ханами своих послов в г. Москву, откуда они стремились получить не только различного рода предметы роскоши, но и огнестрельное оружие с припасами к нему и железо, а также московские серебряные деньги для выделки из них различных сосудов. Бывший в Москве в 1671 г. бухарский посланник Муллофор сообщил о том, что в Бухаре добывается селитра, «каменья лалы» (рубины) и руда серебряная. Дальнейшие наши сведения о разработке горных богатств в Средней Азии относятся уже к началу следующего (XVIII столетия), с которым связаны и первые попытки вооружённого проникновения России в средне-азиатские владения. В 1714 г. прибыл в Москву туркменский торговец Ходжа-Нефес, который сообщил Петру I о песочном золоте на Амударье. Подобные же сведения о большом количестве золота, в так называемой Малой Бухарии (Восточный Туркестан), сообщил Петру и сибирский губернатор Гагарин. Посланная в результате этих сообщений военная экспедиция Бековича-Черкасского (1717 г.), как известно, потерпела неудачу и ни в какой мере не способствовала обогащению сведений об естественных богатствах Средней Азии и об их разработке. Выполняя поручение Петра, Беневени интересовался, главным образом, добычей золота. По собранным Беневени сведениям «река Аму из золотых руд начало своё не имеет; но между иными реками, которые в неё впадают, река Гиокча, за подлинно, из

самых богатых руд начало имеет, а именно близко Бадахшану». Промывка жителями песочного золота, по рассказу Беневени производилась, главным образом, во время стрижки овец: «шерсть их в воду кладут и засыпают грязью и песком, а потом на берег вытаскивают и, как шерсть высохнет, вытряхивают самое чистое золото». Большой интерес представляет сообщение Беневени о том, что «в горах золото и серебро искать заказано, и непрестанно в таких местах караулы держат». Если это сообщение основывалось на фактах, оно может служить первым указанием на существование в Средней Азии так называемых государственных регалий в горном деле, что было обычным явлением и в Западной Европе в период позднего феодализма. Кроме припамирских районов, золото, по словам Беневени, добывалось в верховьях реки Зарафшана, а так же по реке Сырдарья. Относительно серебра Беневени сообщает, что «в Хивинских областях, в горах Шеджелильских серебряные руды суть заподлинно», о чём посланнику было с начала сообщено каким-то татаринном, а затем подтверждено русским пленным. Когда руду расплавили, серебра оказалось больше половины веса камня. Однако, хан запретил добычу металла, чтобы не возбуждать зависти соседей. Низкому уровню горного дела в Средней Азии первой половины XVIII века вполне соответствует в такой же мере неудовлетворительное состояние техники обработки металла, в частности, в военном деле. Николо Минер (камердинер Беневени) сообщил в Петербурге, что бухарские войска артиллерии своей не имеют, за исключением тридцати медных пушек, вывезенных из Индии, «без станков и безо всего, стреляют только временами, когда праздник, из одной пушки, а прочие так лежат». В связи с распространением огнестрельного оружия и пороха в Средней Азии, возникает добыча селитры и серы, о которых впервые упоминает в XVII в. Муллофор, а затем более подробно говорит Беневени. Так, указом верховного Тайного Совета от 1728 г. было запрещено продавать в «калмыцкие степи» сталь, медь и железо во всяких видах, кроме чугунных котлов. Запрещён был так же в Среднюю Азию отпуск золота и серебра в монетах. Последнее обстоятельство, начиная с 1747 г., не могло иметь серьёзного значения для Средней Азии, так как со смертью в указанном году Надир-Шаха персидского награвленные им сокровища начали растекаться по всему среднему Востоку и способствовали временному изжитию дефицита Средней Азии в благородных металлах. Излишек золота и серебра на среднеазиатских рынках в то время был настолько велик, что через одну только Оренбургскую линию за период с 1748 г. по 1755 г. было вывезено 50 пудов золота и 4600 пудов

серебра, не считая тайного провоза в Россию другими путями. Касаясь политического состояния края в первой половине XVIII века, следует отметить, что оно, как и в предыдущий период, не могло способствовать сколько-нибудь нормальному развитию производительных сил. Борьба за политическое преобладание между отдельными группами феодально-родовой знати продолжалась с ещё большим ожесточением. Происходило всё больше и больше расчленение территории между представителями родовых групп, что сопровождалось не только общим расстройством экономической жизни страны, но и полным обнищанием и запустением ряда городов и областей. Конец XVIII века в Средней Азии характеризуется уже некоторыми признаками хозяйственного оживления и известной политической устойчивости. Произведенные в это время на реке Зарафшан большие ирригационные работы, способствовали переходу большинства узбеков к оседлости и участию их в производственной деятельности. Возникали множество новых населенных пунктов, и усиленно развивалась внешняя торговля, особенно с Россией. По выражению оренбургского переводчика Бекчурина, посетившего Бухару в 1781 г., бухарцы усиленно заботятся о том, чтобы «купечеству их безобидно и беспрепятственно во всех российских городах торговать было позволено». Описывая состояние промышленности в Бухаре, Бекчурин сообщает: «медных, железных и никаких металлических заводов не имеют, железная руда, хотя и есть от Бухары в недалеком расстоянии, но из неё выплавляют чугун разными мехами в малых горнах. Медь достают из города Герата, и больше заимствуют из России, из чего льют пушки своими мастерами. Золото и серебро достают от персиян и от Китайского государства через купечество покупкою». Из сообщений Бекчурина и других путешественников конца XVIII века выясняется, что местный торговый капитал не ограничивался торговлей только с Россией, но имел также значительные связи с Индией (через Кабул) и Китаем (через Восточный Туркестан). Внешним признаком широкого развития торгового оборота и усилившихся межрайонных экономических связей служит появление в Средней Азии «впервые после монгольского нашествия» в обращении золотой местной монеты (тилля). Наметившийся во второй половине XVIII века, подъём экономического уровня повлёк за собою значительные изменения и в политической структуре района.

Таким образом, происходит возвышение династий мангытов в Бухаре и мингов в Ферганской долине. В начале XIX века укрепляет свою власть кунградская династия в Хиве, выдержав, так же как и мангыты и минги, большую борьбу с другими соперничавшими с ней феодалями. Район Ташкента в 1800 г. посетили горные чиновники Бурнашев и Поспелов, посланные сюда из Семипалатинска по приказанию Павла I. Целью приезда этих специалистов было «удовлетворить настояния тамошнего владетеля в рассуждении открытых вблизи Ташкента рудных приисков». Произведенное в районе Ташкента обследование убедило чиновников в том, что в местных горах ископаемых недостаточно. Только в одной из гор были обнаружены место-

рождения меди, но содержание металла, оказалось незначительным. В другом месте (в тех же горах) техники нашли железную руду, из которой население выплавляет на небольших горнах с ручными мехами довольно хороший чугун, употребляя его на литьё посуды. К северо-востоку от Ташкента, в горах Каратау, Бурнашев и Поспелов отмечают месторождение свинцового блеска «в известковом камне». На основании этих данных, принадлежавших в своё время специалистам горного дела, можно восстановить с некоторыми подробностями картину горного промысла в самом начале XIX века в одном из районов Средней Азии. По своему характеру и техническому уровню местный горный промысел, как мы видим, отчасти в выгодную сторону отличается от района Бухары, как описал её тот же Бурнашев несколькими годами раньше, но в смысле обработки металла (литьё пушек). Ташкентский район находится в более отсталом состоянии. Очевидно, здесь сказались результаты того «индийского» влияния на военную технику Бухары, о котором говорил ещё Беневени, в то время как Ташкент и, следует полагать, Фергана оставались от этого влияния в стороне. Факт приглашения ташкентским правителем Юнус-ходжею русских специалистов довольно показателен, так как он указывает на пробудившийся интерес к горному делу и назревшую потребность в его улучшении. В отношении Кокандского ханства дальнейшие сведения относятся уже к первым десятилетиям XIX века. Несколько общих замечаний о состоянии горного промысла в Фергане делаются хорунжим Потаниным, который сопровождал Кокандское посольство, возвращавшееся из Петербурга в 1829-1830 гг. «Я слышал от кокандцев», пишет этот путешественник, «что охотники, отправляющиеся за добычей в горы, часто находят там самородные слитки золота и серебра, почему должно полагать, что в недрах гор имеется золото, серебро и, может быть, другие металлы. Но жители не упражняются в рудокопстве, не имея о нём понятия, а получают все потребные для них металлы из России, Китая и Бухарии». Серебро-свинцовые руды разрабатывались в большом количестве в горах Таласского Ала-тау, в двух днях пути на север от города Намангана. Руда добывалась здесь жителями в летние месяцы, так как глубокий снег и сильные холода мешали работать в зимнее время. В верховьях реки Нарына, по дороге к Кетмень-тюбе, в четырёх днях пути от г. Намангана, находился другой серебряный прииск. В 1839 г. кокандским ханом посылались туда люди для добычи руды. Из тысячи чариков руды было выплавлено около 100 чариков свинца. Следующий район, где добывался серебро-свинцовые руды, это - горы в районе г. Андижана, без указания, однако, их местоположения. Как показывают собранные в 50-х гг. сведения, работы велись здесь так же правительством. По данным Г.Б. Леонова, при кокандских ханах добывалось значительное количество серебра из свинцово-серебрянного рудника Зердалю, расположенного в глухой, трудно доступной части Алайских гор между реками Исфарою и Сохом. К более позднему периоду (60-е и 70-е гг.) относится известие о том, что каменный уголь добывался по распоряжению Худаяр-хана в

Таблица

Показатели ввоза русских металлов в среднеазиатские владения в первой половине XIX века

Годы	Железо, пуд	Медь, пуд
1824-1828	21.790	1.950
1829-1833	33.336	2.434
1834-1838	46.464	3.432
1839-1843	40.659	3.783
1844-1846	68.998	5.091

верховьях р. Нарына по правому берегу р. Ак-су, откуда его доставляли в город Коканд. Касаясь прочих районов, входивших в состав Кокандского ханства в период его политического расцвета, следует остановиться, в первую очередь, на долине р. Чирчика (район Ташкента).

Золотые россыпи в верховьях этой реки пользовались в первой половине XIX века известностью и давали заработок местному населению. Промывка золота производилась на коврах, в ворсе которых задерживались мельчайшие

крупинки металла. Производившиеся уже в 60-х гг. анализы показали, что руда здесь содержит 23% свинца, 0,73% меди и 0,09% серебра. К северу от Ташкента, в горах Каратау, в 60-70 км от г. Туркестан, находились свинцовые месторождения, разрабатывавшиеся ещё в 30-х гг. XVIII в. Казаки, занимавшиеся в 60-х гг. разработкой здесь свинца, старались выбирать лишь наиболее мягкую руду, которую они поднимают из очень невысоких выработок в мешках и потом на верблюдах спускают её в специальные места, где подвергают обогащению путём промывки в горных ручьях. К северо-востоку от Ташкента, так же в пределах Кокандского ханства, добывалось золото из песчаных наносов рек Терса и Талас.

В табл. показана на основе имевшихся в нашем распоряжении статистических материалов картина ввоза русских металлов в среднеазиатские владения в первой половине XIX века. Приводимые цифры достаточно наглядно показывают, насколько велика была здесь нужда в металлах и за счёт каких источников она в рассматриваемый период удовлетворялась.

«ИННОВАЦИЯ-2009»

Кадырова А.А., зам. директора по науке центра Стратегических инноваций и информатизации, канд. техн. наук

С целью содействия интеграции усилий промышленников, учёных, предпринимателей для решения стратегически важной задачи, выдвинутой Президентом Республики – интенсификации процессов инновационного развития страны, 23-24 октября 2009 года в г. Ташкенте проведена традиционная Международная научно-практическая конференция «Инновация-2009». Конференция по данному направлению проводится в четырнадцатый раз. Предыдущие конференции были проведены в Шахрисабзе (1996 г), Навои (1997 г), Фергане (1998 г.), Термезе (1999 г.), Бухаре (2000 г.), Ташкенте (2001-2008 гг.).

Организаторами Конференции «Инновация-2009» выступили: Узбекское отделение международной академии наук Высшей школы, Навоийский горно-металлургический комбинат, Ташкентский Государственный Технический Университет, центр «Стратегических инноваций и информатизации», республиканский центр «Узбекукуватоматика».

С приветственным словом к участникам «Инновации-2009» обратились: В.Е. Шукшунов - президент Международной академии наук Высшей школы (МАН ВШ), докт. техн. наук, профессор, заслуженный деятель науки и техники Российской Федерации; Ш.И. Салихов - председатель Комитета по координации развития науки и технологий при Кабинете Министров РУз, академик; Ш.А. Шообидов - ректор Ташкентского государственного технического

университета им. Абу Райхана Беруни, докт. техн. наук, профессор; А.А. Кадыров - директор межотраслевого центра Стратегических инноваций и информатизации, докт. техн. наук, профессор, академик МАН ВШ.

Инновации являются одним из важнейших стратегических ресурсов государств в XXI веке.

Успешное решение социально-экономических проблем, внедрение новых промышленных и финансовых технологий, развитие инновационно-инвестиционной инфраструктуры, сохранение и приумножение интеллектуального потенциала, выпуск экспортоориентированной продукции, импортозамещение, накопление валютных резервов в значительной мере обусловлены состоянием инновационной деятельности и инновационных факторов, инновационной культуры в обществе, национальной инновационной системы. Взаимообусловленность и взаимосвязь инновационных процессов, охватывающих различные сферы деятельности человека, априори свидетельствуют о том, что на современном этапе наиболее значительные результаты могут быть получены на стыке различных научных направлений и междисциплинарных исследований на основе взаимного проникновения идей, методов, разработок. Именно поэтому данные конференции интегрируют следующие важнейшие для науки и практики направления: проблемы молодежи и образования; инновационные процессы в отраслях экономики; инновационные технологии и методы

для решения проблем рационального использования природных, минерально-сырьевых и топливно-энергетических ресурсов; горное дело и металлургия; автоматические и автоматизированные системы управления технологическими процессами и объектами; системный анализ и математическое моделирование; информационные технологии и системы и их прикладные аспекты (дистанционное образование, электронная торговля и др.), проблемы информационной безопасности; вода – пустыня – экология, проблемы и решения.

В работе конференции приняли участие представители всех областей Республики Узбекистан, а также зарубежных стран – Голландии, Республики Корея, России, Украины, Казахстана, Белоруссии.

Среди участников конференции – промышленники, исследователи, бизнесмены, одаренная молодёжь в органичном единстве с докторами наук, профессорами и кандидатами наук; академиками и членами-корреспондентами академий.

На конференции были заслушаны 167 докладов по отмеченным выше направлениям. С пленарными докладами выступили: Кадыров А.А.- директор межотраслевого центра Стратегических инноваций и информатизации, академик Международной академии наук Высшей школы, докт. техн. наук, профессор: «Проблемы и перспективы формирования национальной инновационной системы»; Санакулов К.С.- генеральный директор НГМК, докт. техн. наук: «Разработка технологий переработки отходов горно-металлургических производств»; Хьюго Миндерхауд - почетный консул Королевства Нидерландов в Узбекистане: «Роль инноваций в развитии промышленности и сельского хозяйства в Голландии»; Шеметов П.А.- главный инженер НГМК, докт. техн. наук: «Ресурсосберегающие технологии переработки минерального сырья»; Верлань А.Ф. - докт. техн. наук, профессор, зав. отделом Моделирования динамических систем Института проблем моделирования в энергетике НАН Украины: «Инновационные основы развития сферы образования»; Сытенков В.Н.- главный инженер Центрального рудоправления НГМК, академик горных наук России, докт. техн. наук, профессор: «Перспективы регионального развития Центральных Кызылкумов»; Тисенко В.Н.- зав. кафедрой Санкт-Петербургского государственного политехнического университета, докт. техн. наук, профессор: «Innovative information technology on the basis of new logic»; Abdulaziz Azamatov, Jae-Woo Lee, Yune-Hwan Byung, Sangho Kim «An intelligent geometry generation system for parametric aerospace vehicle design»; Кадыров А.А. - директор межотраслевого центра Стратегических инноваций и

информатизации, академик международной академии наук Высшей школы, докт. техн. наук, профессор, Хасанов А.М. - главный инженер Узбекского металлургического комбината; Кан Л.Т. - главный энергетик Узбекского металлургического комбината: «Автоматизированная система управления техническим обслуживанием и ремонтами электрооборудования комбината»; Черкасов В.Ю. - главный инженер ГМЗ-2 Центрального рудоправления НГМК: «Процессный подход как основа технической политики»; Салямов К.Д. - докт. техн. наук., профессор, Ли А.В., Ли А.А.: «Автоматизация системы мониторинга за безопасностью и надежностью гидротехнических сооружений»; Жумабаев А.К. - генеральный директор АО «Астана-Теплотранзит»: «О системном автоматизированном коммерческом учете производства и потребления топливно-энергетических ресурсов»; Рыбальченко В.С. - зав. кафедрой химии филиала РГУ нефти и газа в г. Ташкенте, профессор, Кошелев В.Н. - проректор по учебной работе РГУ нефти и газа им. И.М. Губкина, профессор, Дедов А.Г. - зав. кафедрой общей и неорганической химии РГУ нефти и газа, И.М. Губкина, - чл.-корр. РАН, профессор, Ёдгаров Н.Ё. - профессор кафедры химии филиала РГУ нефти и газа в г. Ташкенте: «Инновационные технологии в высшем нефтегазовом образовании»; Телков В.П. - к.т.н., доцент РГУ нефти и газа им. И.М. Губкина: «Внедрение водогазового воздействия на пласт для повышения нефтеотдачи нефтяных и нефтегазовых месторождений и утилизации попутного газа».

Данная и предыдущие конференции направлены на формирование инновационной культуры, интенсификацию участия ученых, промышленников, бизнесменов и молодежи в работе по инновационно-технологическому развитию; аккумуляцию и демонстрацию достижений отечественной науки, обмену опытом и развитию международных контактов в области культурного, научного и технического сотрудничества, привлечению иностранных инвестиций через ознакомление зарубежных участников с большим интеллектуальным и экономическим потенциалом Узбекистана.

В работе семинаров и круглых столов активное участие приняли студенты, аспиранты, молодые ученые и инженеры из различных вузов и организаций. Их доклады и доклады маститых ученых показали преемственность поколений, чем вызвали к себе повышенный интерес.

Стоит отметить, что с каждым годом внимание к данному мероприятию только растет. Организаторы надеются, что «Инновация-2010» привлечет еще большее количество новых участников и будет не менее интересным и важным событием для тех, чья профессиональная и научная деятельность связана с горным делом и другими отраслями экономики.

«ЦЕНТРАЛЬНОАЗИАТСКАЯ ПРОМЫШЛЕННАЯ НЕДЕЛЯ» - ДЕМОНСТРАЦИЯ ИНДУСТРИАЛЬНОГО ПОТЕНЦИАЛА

Бабаджанова О.Э., пресс-секретарь компании ITE Uzbekistan

Фото-релиз
3 ноября 2009 г.

Международный специализированный форум «Центральноазиатская промышленная неделя – Central Asian Industrial Week» начал свою работу 3 ноября в столице Узбекистана в НВК «Узэкспоцентр». «Central Asian Industrial Week» одновременно представила три специализированные выставки это:

▼ 4-я Узбекская международная выставка «Горное оборудование - MiningWorld Uzbekistan 2009».

▼ 3-я Центральноазиатская международная выставка «Химия. Пластмасса. Резина - ChemPlastAsia 2009».

▼ 2-я Центральноазиатская международная выставка «Металлургия. Машиностроение. Станкостроение. Автоматизация производства - MCA 2009».

Организаторами проекта выступают международная выставочная компания ITE Uzbekistan, член UFI и ее партнер британская выставочная компания I.T.E. Exhibitions & Conferences Ltd.

В официальной церемонии открытия форума приняли участие: председатель Государственного комитета Республики Узбекистан по геологии и минеральным ресурсам господин Мавлянов Н., представитель компании ГАК «Узкимисаноат» господин Алимасумов А., Чрезвычайный и полномочный посол Ирана в Республике Узбекистан господин Кешаварзаде М., Почетный консул Канады в Республике Узбекистан господин Антонов А., Советник, глава торгово-экономического отдела посольства Чехии в РУз господин Шада П., Советник по экономическим вопросам посольства Турции господин Суружи Б.,



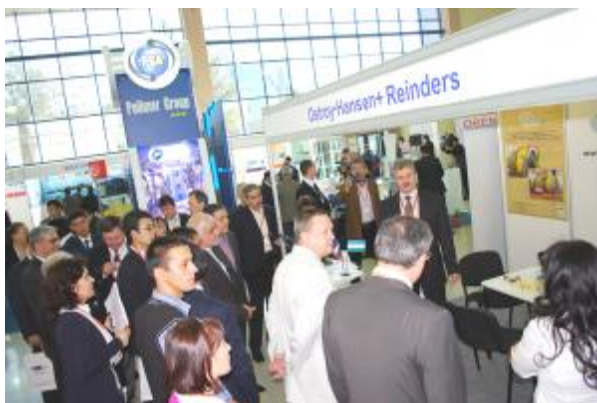
эксперт Торгового представительства Российской Федерации в РУз госпожа Подвизникова А., Генеральный директор компании ITE Uzbekistan госпожа Сарсенова Н.

Центральное место в экспозиции «Central Asian Industrial Week» отведено единственной специализированной выставке по тематике «Горное дело» в Узбекистане - «MiningWorld Uzbekistan 2009». Председатель Государственного комитета Республики Узбекистан по геологии и минеральным ресурсам, приветствуя участников и гостей выставки, отметил: «Правительство нашей страны оказывает всемерную поддержку модернизации геологоразведочного производства».

За последние два года с целью повышения эффективности прогнозных работ приобретено программное обеспечение по обработке геологической информации, а также 250 единиц горно-бурового оборудования. Есть уверенность, что темпы технико-технологического перевооружения отрасли за ближайшие 5-6 лет не снизятся и для обеспечения ожидаемой от нее эффективности огромное значение имеют подобные выставки с участием ведущих компаний мира». Господин Мавлянов, пожелав успехов участникам выставки, выразил уверенность в том, что выставка даст новую информацию и возможности как для компаний стремящихся представлять в Узбекистане передовые технологии и технику, а деловое общение в ее рамках продолжится и будет способствовать технологическому перевооружению и дальнейшему развитию отраслей Узбекистана.

От лица организаторов с приветствием к участникам и гостям Международного специализированного форума «Central Asian Industrial Week» выступила Генеральный директор компании ITE Uzbekistan госпожа Сарсенова Н. Подчеркнув значение выставок для обеспечения диалога между





производителями и потребителями, между различными отраслями реального сектора экономики Узбекистана и зарубежными партнерами, она отметила: «В работе «Central Asian Industrial Week» принимает участие свыше 80 компаний из 19 стран мира. В числе стран-участниц: Беларусь, Венгрия, Великобритания, Германия, Иран, Казахстан, Китай, Нидерланды, Россия, США, Турция, Узбекистан, Украина, Финляндия, Чехия, Швейцария, Швеция, Эстония, Япония. Одна из главных целей нынешней «Центральноазиатской промышленной недели» - консолидация опыта отечественных и зарубежных компаний, демонстрация передовых технологий, образцов новейшей продукции, развитие межрегионального экономического взаимодействия.

Поэтому нам особенно приятно отметить, что впервые в ее работе принимают участие ключевые индустриальные компании республики Узбекистан - это Навоийский горно-металлургический комбинат, Алмалыкский горно-металлургический комбинат, ОАО «Узбекуголь», а также Узметкомбинат». Госпожа Сарсенова Н., вручила сертификаты благодарности государственным структурам, оказавшим официальную поддержку событию.

Официальная делегация ознакомилась со стендами «Central Asian Industrial Week».

Международный специализированный форум «Central Asian Industrial Week». Форум проводится на стыке интересов трех взаимозависимых отраслей промышленности: горнодобывающей, металлургической и химической.

Успешно выбранная концепция «Central Asian Industrial Week» позволила событию стать основной переговорной площадкой и ключевой индустриальной выставкой с представительным участием ведущих отечественных и зарубежных компаний.

В этом году единственная специализированная выставка по тематике «Горное дело» в Узбекистане - «MiningWorld Uzbekistan 2009» стала широкомаштабным мероприятием, где демонстрируется промышленный потенциал Узбекистана, как главная составляющая экономического развития страны. А именно, впервые в работе «MiningWorld Uzbekistan» принимают участие ключевые индустриальные компании республики: ГОДАРССТВЕННОЕ ПРЕДПРИЯТИЕ «НАВОЙСКИЙ ГОРНО-



МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ», ОАО «АЛМАЛЫКСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ», ОАО «УЗБЕКУГОЛЬ». Стенды этих компаний разместились на одной площадке и вызвали большой интерес специалистов.

Навоийский ГМК входит в десятку крупнейших мировых производителей урана и золота. Его продукция высочайшего качества пользуется всемирной известностью и удостоена множества международных наград и призов. В соответствии с долгосрочной программой развития уранодобывающей отрасли комбината планируется ввести в эксплуатацию семь новых месторождений, на пяти из которых проводятся геологоразведочные работы.

Алмалыкский ГМК входит в тройку крупнейших предприятий стран СНГ по объемам добычи и переработки медной руды. Сырьевой базой АГМК являются месторождения медно-порфировых руд «Калмакыр» и «Сары-Чеку» (Ташкентская область) и месторождение свинцово-цинково-баритовых руд «Уч-Кулач» (Джизакская область). Производственный потенциал действующих месторождений предприятия позволяет добывать руду в течение более 50 лет. АГМК производит не только медь, но также и другие металлы, в частности, свинец, молибден и цинк, а также является вторым в Узбекистане после Навоийского ГМК производителем золота и серебра. В четвертом квартале 2009 года АГМК планирует ввести в строй горно-обоганительный комплекс (ГОК) на полиметаллическом месторождении Хандиза (Кашкардарьинская обл.) стоимостью 147 млн. долл. США.

ОАО «Узбекуголь» является самым крупным



предприятием по добыче и переработке угля в Центральной Азии. Оно осуществляет добычу угля на Ангренском бурогольном месторождении открытым способом. Ежегодно ОАО «Узбекуголь» добывает около 3 млн. тонн угля. Основным потребителем угольного топлива является электроэнергетический сектор, на долю которого приходится свыше 85% общего потребления угля.

Среди участников выставки крупнейший мировой игрок рынка горного и строительного оборудования компания SANDVIK MINING AND CONSTRUCTION (Финляндия). Также в этой группе производители из Германии: TAKRAF, ROLANDTECNIC IMPORT & EXPORT, ANDRITZ AG; Великобритании: LINATEX; Финляндии: ROBIT ROCKTOOLS, Швейцарии SSC SERVICE SA. Впервые с Национальным стендом принимают участие производители оборудования для горной промышленности из Чешской Республики.

Серьезную конкуренцию признанным лидерам составили известные производители стран СНГ, в их числе целый ряд компаний из России, Казахстана, Республики Беларусь и Украины: РУДМАШ ЭКСПОРТ, ПО ГОРМАШ, БАРС-СЕРВИС, ОБУХОВСКАЯ ПРОМЫШЛЕННАЯ КОМПАНИЯ, ООО ТЯЖМАШ, ЗАО УРАЛ-ОМЕГА (Россия); SEW-EURODRIVE, DISTRILAB, LSH International, TOO СИЛУМИН - ВОСТОК (Казахстан); ЛМЗ Универсал, СИПР с ОП, ООО ПАССАТ (Беларусь); ЛУГАНСКИЙ МАШИНОСТРОИТЕЛЬНЫЙ ЗАВОД, НПК ГРАВИКОН, АРТЕММАШ ЗАВОД «ВИСТЕК», ООО ГИДРЕКС (Украина) и др.

Интересные решения по использованию услуг телекоммуникации в промышленности подготовили МОСКОВСКИЙ ТЕЛЕПОРТ (Россия) и представительство WINNCOM (США) в Узбекистане.

Сегодня в Узбекистане насчитывается более 100 отраслей промышленности, связанных с машиностроением, в то же время страна является экспортером в ряд государств машин и оборудования для комплексной механизации хлопководства. В последние годы с развитием машиностроительного комплекса усилились связи между различными отраслями промышленности, между тем развитая инфраструктура и наличие квалифицированных специалистов создают благоприятные условия для интенсивного развития всех отраслей промышленности, связанных с маши-

ностроением. В свою очередь выставка «Металлургия. Машиностроение. Станкостроение. Автоматизация производства - МСА 2009» играет роль важного отраслевого форума, объединяющего интересы производителей и поставщиков машин для металлургической отрасли, промышленного оборудования, комплектующих изделий, деталей и запасных частей.

В этом году МСА 2009 представляет собой компактную экспозицию, где демонстрируются последние новинки машиностроительной отрасли и металлургического производства. В выставке принимают участие: МАЙКОПСКИЙ РЕДУКТОРНЫЙ ЗАВОД (Россия), БЕЛШИНА (Беларусь), Turbo Drive Avto (Узбекистан), СЕВ ЕВРОДРАЙВ (Казахстан), МЕХАТРОНИКА-ТЕС (Узбекистан), ROCKWELL AUTOMATION (Нидерланды-Россия), Станкозавод КРАСНЫЙ БОРЕЦ (Беларусь), ООО BADAL (Узбекистан), САСТА (Россия) и др.

Особое значение имеет дебютное участие в выставке ОАО УЗМЕТКОМБИНАТ, которое является единственным в Центральной Азии предприятием черной металлургии, работающим на металлическом ломе. ОАО Узметкомбинат производит более 95% всей стали и 100% проката черных металлов в Узбекистане. Также, впервые, от НГМК в рамках выставки МСА 2009 принимает участие ПО НАВОЙСКИЙ МАШИНОСТРОИТЕЛЬНЫЙ ЗАВОД.

В нынешних условиях постоянно растущей глобализации рынков уровень информированности играет большую роль. Представить полную картину всей химической отрасли, включая пересекающиеся и смежные направления, позволяет проведение в рамках «Central Asian Industrial Week» специализированной выставки «Химия. Пластмасса. Резина - ChemPlastAsia 2009».

Выставка проводится третий раз и набирает свои обороты, о ее промышленной направленности говорит состав участников, большую часть которых составляют компании, специализирующиеся на выпуске оборудования для переработки пластмасс, полимерных изделий, экструдеров и экструзионных линий. Среди участников выставки POLYONE LTD (Венгрия), VMA-GETZMANN GMH (Германия), JANSSENS & DIEPERINK (Нидерланды), ДАК СКИФ (Украина), TULAN, GUANDONG LIANSU, ZHANGJIANG BEIER MACHINERY, COSMO MACHI-



NERY CO., KUNGHUNG PLASTIC MACHINERY (Китай), Национальная группа производителей Ирана и др. Отечественный рынок представлен компаниями ПОЛИМЕРГРУПП АЗИЯ и STEDI.

Работа «Central Asian Industrial Week» вызвала живой интерес у специалистов, их число среди посетителей первого дня выставки составило свыше 1500 человек, включая представителей соседних стран Казахстана, Таджикистана.

В целом, по прогнозам организаторов, проведение Международного специализированного форума «Центральноазиатская промышленная неделя – Central Asian Industrial Week» будет содействовать укреплению делового сотрудничества, динамичному развитию промышленности Узбекистана, а также принесет положительные результаты как участникам, посетителям и гостям, так и экономическому благосостоянию всего региона Центральная Азия.

ПЕТР АЛЕКСАНДРОВИЧ ШЕМЕТОВ

(к 60-летию со дня рождения)

В декабре исполняется 60 лет со дня рождения доктора технических наук, главного инженера Навоийского горно-металлургического комбината, заслуженного работника промышленности республики Узбекистан, ветерана энергетики и атомной промышленности России Петра Александровича Шеметова.

Петр Александрович Шеметов по окончании горного факультета Иркутского политехнического института в 1974 г. занимал ряд руководящих должностей в Салдинском карьере объединения «Уралзолото» и в Малышевском рудоправлении Министерства среднего машиностроения. С 1985 г. трудовая деятельность П.А. Шеметова связана с Навоийским горно-металлургическим комбинатом. В 2006 г. Петр Александрович назначен главным инженером комбината.

В 1999 г. П.А. Шеметов успешно защитил кандидатскую диссертацию на тему «Интенсификация технологических процессов буровзрывных работ на карьере Мурунтау», в 2006 г. – докторскую диссертацию на тему «Повышение эффективности использования георесурсного потенциала при разработке крутопадающих месторождений сложного строения».

Ряд важных исследовательских работ по научно-техническому обоснованию, разработке и внедрению интенсификации технологических процессов буровзрывных работ, повышению эффективности использования георесурсного потенциала сложноструктурных месторождений, ресурсосберегающих технологий, учитывающих влияние буровзрывных работ на последующие переделы гидрометаллургического производства, повышение эффективности разработки крупных месторождений на основе применения циклично-поточной технологии являются личным вкладом Петра Александровича в развитие горной науки.

Петра Александровича отличает высокая инженерная эрудиция и обязательность в выполнении намеченных задач, поиск новых путей совершенст-



Шеметов П.А.

вования производства и внедрения новых технологий. При его непосредственном участии внедрены мобильное высокопроизводительное горное оборудование, комплекс компьютерных технологий, автоматизированная система управления технологическим автотранспортом и качеством рудопотока с использованием космической навигационной системы GPS, введен в эксплуатацию завод по производству эмульсионных взрывчатых веществ. П.А. Шеметов возглавляет крупные инвестиционные проекты по развитию урано- и золотодобывающей промышленности и эффективному использованию минерально-сырьевых ресурсов Узбеки-

стана.

Петром Александровичем Шеметовым опубликовано около 200 научных работ, в том числе 14 монографий, получено 10 авторских свидетельств на изобретения. П.А. Шеметов член Специализированного совета по защите кандидатских диссертаций Навоийского государственного горного института, член редакционного совета научно-технического и производственного журнала «Горный вестник Узбекистана».

Плодотворная трудовая, научная и общественная деятельность Петра Александровича по достоинству оценена государством. Он награжден орденом «Дустлик», знаком «Шахтерская слава» трех степеней.

60-летний юбилей Петр Александрович Шеметов встречает полным сил и творческих замыслов. Друзья, коллеги и ученики поздравляют Петра Александровича с юбилеем и желают ему крепкого здоровья, новых научных достижений и успехов в труде на благо Узбекистана.

Навоийский горно-металлургический комбинат, Алмалыкский горно-металлургический комбинат, «Узгеотехлит», ВНИИПромтехнологии, Ташкенский государственный технический университет, Навоийский государственный горный институт, Центр стратегических инноваций и информатизации.

ВАХОБ РАХИМОВИЧ РАХИМОВ

(к 75-летию со дня рождения)

Вахоб Рахимович Рахимов родился 8 октября 1934 г. в городе Самарканде. В 1952 г., окончив среднюю школу с золотой медалью, поступил на горный факультет Среднеазиатского политехнического института, который в 1957 г. окончил с отличием по специальности «Разработка месторождений полезных ископаемых» с присвоением квалификации горного инженера.

Трудовую деятельность Вахоб Рахимович начал в горном отделе АН Узбекистана в 1957 г., где молодой инженер продолжил начатые в студенческие годы исследования проблем горного давления на рудниках Средней Азии.

В 1959 г. он поступил в аспирантуру Института горного дела им. академика А.А. Скочинского (Москва), где под руководством проф. К.В. Руппенейта продолжил исследования горного давления и сдвига горных пород и успешно разработал тему кандидатской диссертации «Исследование распределения нагрузок на целики при камерной системе разработки», которую защитил в 1962 г.

Молодой ученый возвращается в горный отдел Академии наук и после его объединения со Среднеазиатским проектно-изыскательским и научно-исследовательским институтом цветных металлов работает здесь старшим научным сотрудником.

С 1964 г. Вахоб Рахимович связал свой жизненный путь с Ташкентским политехническим институтом, ныне Ташкентским государственным техническим университетом им. Абу Райхана Беруни. В университете он начал свою педагогическую деятельность со старшего преподавателя, доцента (1965 г.), а с 1968 г. бессменно возглавляет кафедру «Маркшейдерии и геодезии». В 1968-1984 гг., 1995-1999 гг. В.Р. Рахимов-декан горно-геологического факультета. В должности декана он внес большой вклад в дальнейшее развитие факультета, расширение его материально-технической базы, укрепление связей с производством и наукой.

В 1972 г. В.Р. Рахимов защитил в Московском горном институте диссертацию на соискание ученой степени доктора технических наук по специальности «Маркшейдерское дело» на тему «Исследование механических процессов в массиве горных пород при камерно-столбовой системе разработки». В этом же году ему присвоено ученое звание профессора.

С 1984 по 1991 год В.Р. Рахимов работал пер-



Рахимов В.Р.

вым проректором Ташкентского политехнического института. В этой должности он внес большой вклад в дальнейшее развитие института, интеграцию учебного процесса с производством, подготовку будущих инженеров к практической деятельности.

В.Р. Рахимов является членом Специализированного Совета по защите докторских диссертаций Московского горного института, членом Учебно-методического объединения горных вузов МО РФ, членом бюро отделения наук АН РУз, членом Научного Совета по проблемам горных наук РАН, председателем специализи-

рованного совета по защите кандидатских диссертаций, членом редколлегии ряда научных журналов.

На протяжении всей своей научно-исследовательской деятельности В.Р. Рахимов активно участвует в работе республиканских и международных конференций и конгрессов. На международных конгрессах, симпозиумах и конференциях в США, России, Польше, ФРГ, КНР, Южной Корее, Казахстане, Турции и в других странах Рахимов В.Р. успешно представлял горную науку страны, выступая с научными докладами по проблемам горной науки и образования, развития горной промышленности.

За заслуги в области высшего образования награжден нагрудными знаками «За отличные успехи в работе», «Отличник геодезии и картографии», ему присвоено почетное звание «Заслуженный деятель науки Республики Узбекистан» (1980 г.). В 1984 г. В.Р. Рахимов избирается член-корреспондентом, а в 2000 г. - действительным членом АН РУз, в 2002 г. - действительным членом Академии горных наук России.

Указом Президента РУз в 2004 г. академик В.Р. Рахимов за большие заслуги в развитии науки и образования награжден орденом «Мехнат Шухрати».

Многолетняя научно-педагогическая деятельность В. Р. Рахимова весьма разносторонняя и успешная. Выполненные им в 70-х годах теоретические исследования по изучению геомеханических процессов в массиве горных пород внесли определенный вклад в теорию и практику определения оптимальных параметров камерных систем при разработке рудных и нерудных месторождений.

Разработанные под его руководством методические рекомендации по безопасному ведению гор-

ных работ и расчету конструктивных параметров камерно-столбовой системы разработки внедрены и нашли широкое применение при проектировании системы разработки целого ряда рудных месторождений: Ингичкинского, Койташского, Миргалимсайского, Джезказганского, Гаурдакского, Солигорского. При внедрении этих разработок достигнуто значительное сокращение потерь руды в целиках.

В результате многолетних теоретических и экспериментальных исследований им установлены закономерности развития процессов деформации прибортового массива горных пород, разработан и внедрен комплексный метод заоткоски уступов с применением щелевого взрывания и технологии производства опережающего способа укрепления уступов, которые нашли широкое применение на объектах горных предприятий.

В.Р. Рахимовым впервые предложена методика структурного районирования карьерных и шахтных полей, вызванных тектоническими и геодинамическими процессами; обоснованы рациональные схемы вскрытия, подготовки и разработки угольных и рудных месторождений с учетом тектонических и геодинамических полей напряжений, выявленных комплексными инструментальными исследованиями в подземных выработках. Это позволило улучшить условия эксплуатации и сократить расходы, связанные с проведением, поддержанием и ремонтом горных выработок.

Начиная с 1973 г. под научным руководством В.Р. Рахимова проводятся широкомасштабные исследования по разработке научных основ создания современных технологий добычи и обработки природного облицовочного камня. На мраморных месторождениях Газган, Нурата, Джам, Навруз, Биркунлик и др. после проведения многочисленных опытно-промышленных исследований и экспериментов внедрены новые контурные методы отделения монолитов из массива, позволяющие повысить производительность горных работ в 3-5 раз, резко снизить объем горно-подготовительных работ и за счет учета структурных особенностей повысить выход кондиционного камня из трещиноватых массивов на 5-9%.

Под его научным руководством разработана и широко внедряется в Ангрен-Алмалыкском горно-промышленном районе методика и технология применения новых электронно-оптических геодезических приборов и спутниковые технологии для решения целого комплекса горно-маркшейдерских задач.

В.Р. Рахимов в течение более четырех десятилетий занимается научно-педагогической работой, является одним из ведущих ученых в области горного дела, организатором подготовки в ТашГТУ инженеров-маркшейдеров для горнодобывающей промышленности Узбекистана и стран Центральной Азии. Результаты исследований В.Р. Рахимова

имеют большое научное и народнохозяйственное значение, нашли широкое практическое применение в горнорудной промышленности, опубликованы в зарубежных и республиканских научно-технических журналах и изданиях, он является автором более 300 научных трудов, в том числе 10 монографий, учебных пособий, 16 изобретений, защищенных авторскими свидетельствами. Под руководством В.Р. Рахимова защищены 32 диссертационные работы, в том числе 3 докторские.

В.Р. Рахимов активно участвует в формировании научно-технической политики в области горного дела. Под его руководством разработаны научно-технические основы освоения забалансовых запасов углей Ангренского месторождения, которые приурочены к наклоннопадающим (или наклонновосстающим) угольным пластам. Комплекс открыто-подземный разработки углей позволит ОАО «Узбекуголь» в Ангренском угольном бассейне увеличить добычу на 1,2 млн. т в год, при этом чистая прибыль предприятия составит 4,7 млн. долларов США в год. Эта разработка открывает новые возможности (по запасам и технологиям) для своевременного и эффективного исполнения Постановления Кабинета Министров по увеличению добычи угля в нашей стране. С личным участием юбиляра совершенствуется эффективная технология добычи и переработки угля. В частности на шахте № 9 в 1996 г. внедрена и успешно функционирует до настоящего времени система разработки «Короткими забоями», что позволило в 4,5 раза сократить удельный расход лесных и взрывчатых материалов, вовлечь в обработку дополнительные запасы угля, оставляемых ранее в технологических потерях. С 1997 г. до настоящего времени успешно применяется технология брикетирования угля на базе замены дорогостоящего связующего нефтебитума на хлопковый гудрон, что позволило в 1,3 раза сократить себестоимость производимых каменноугольных брикетов на шахте «Шаргуньская». Рахимов В.Р. активно совершенствует и внедряет высокие технологии маркшейдерско-геодезического обеспечения. Им исследованы параметры отделения блоков при помощи саморасширяющихся цементов (НРС) более чем на 12 карьерах, позволяющие получать блоки без образования трещин в камне и резко снизить объем бурения шпуров. Созданные им научные основы малоотходной технологии и комплексного использования сырья на мраморных и гранитных месторождениях Узбекистана и разработанная экономико-математическая модель позволяют с учетом геотехнологических особенностей месторождения наиболее полно извлекать блоки и комплексно перерабатывать образующиеся отходы в дополнительные виды продукции. За счет внедрения малоотходной технологии только в 2003 г. на трех карьерах Макрид, Оксай и Нурата получен экономический эффект более 11,0 млн. сум.

В 2004 г. под научным руководством В.Р. Рахимова выигран инновационный проект «Центра науки и технологии РУ» по внедрению технологии скважинной контурной отбойки на месторождении габбро «Беляути» для интенсификации вскрышных работ с попутной добычей блоков. От внедрения этой работы ожидается существенное повышение производительности и снижение себестоимости горных работ. Всего за эти годы по этой тематике выполнено более 25 научно-исследовательских и хозяйственных тем, результаты которых внедрены на карьерах Узбекистана, Казахстана, Таджикистана и Монголии.

С 80-х годов под руководством В.Р. Рахимова выполнялись исследования по проблемам охраны недр, рационального и комплексного их использования, совершенствования методики и технологии обоснования промышленных кондиций на динамической основе. Такой подход к обоснованию кондиций, по сравнению с ныне применяемым статическим методом, значительно повышает полноту, комплексность и эффективность использования минерально-сырьевых ресурсов. Эти рекомендации реализованы в практике разработки месторождений как открытым, так и подземным способами на горных предприятиях Среднеазиатского региона. Результаты этих работ за счет дополнительного прироста запасов дали возможность значительно увеличить сырьевые ресурсы Алмалыкского горно-металлургического комбината и других предприятий.

Внедрение рекомендаций по повышению полноты освоения недр за счет совершенствования технологии подземной разработки месторождений, использования сплошной системы взамен камерно-столбовой с применением самоходного оборудования на Ингичкинском и Койташском рудниках дали возможность существенного повышения эффективности отработки группы мелких и средних месторождений.

Рахимов В.Р. много времени уделяет решению проблем по созданию высокоэффективных технологий отработки ряда рудных и угольных месторождений открытым способом на базе их автоматизированного картирования и рационального порядка отработки. По заданию правительства страны он принимает активное участие в разработке проектов перевооружения угольной отрасли, а также в формировании концепции развития топливно-энергетического комплекса Республики Узбекистан.

Рахимов В.Р. активный сторонник и инициатор увеличения доли угля в производстве электроэнергии взамен частичного уменьшения применения природного газа, высвобождение которого сулит стране большие валютные выгоды.

Особо следует отметить научно-практическую значимость опубликованной В.Р. Рахимовым моно-

графии «Основы разработки мелкомасштабных золоторудных месторождений Кызылкума», в которой приведены результаты геолого-технологической систематизации более чем 100 месторождений золота и даны основные направления выбора эффективной технологической схемы добычи и переработки малых и средних золоторудных месторождений Кызылкумского региона.

Все, кто работал с Вахоб Рахимовичем всегда восхищались его высокой эрудированностью, одаренностью, огромным трудолюбием, его работе с полной отдачей, не жалея своих сил и здоровья, умению глубоко, научно - обоснованно вскрывать и принимать правильные решения и в дальнейшем - настойчиво воплощать их в производство. Огромные запасы своей душевной теплоты, которыми Вахоб Рахимович щедро делится с людьми, поддерживая и согревая их своей чуткостью, вниманием и заботой, снискали ему всеобщую симпатию и уважение, позволили приобрести широкий круг последователей, верных друзей и соратников.

Много лет все заботы и радости сегодняшнего академика разделяет с ним его верная и надежная спутница жизни жена Турахон Рахимова. Окончив Самаркандский государственный университет имени Алишера Навои, она защитила кандидатскую диссертацию, а затем и докторскую диссертацию. Почти 30 лет работала в институте ботаники АН Республики Узбекистан. В 1990 г. как ведущий специалист биоэколог была приглашена на педагогическую работу, на должность заведующей вновь организованной кафедры «Экологии» Национального университета Узбекистана. Турахон Рахимова внесла большой вклад в развитие экологического образования и науки. Заведуя головной кафедрой, участвовала в работе ряда международных Конгрессов (США, Англия, Япония и др.), где достойно представляла достижения экологической науки Узбекистана. В 2000 г. Турахон Рахимова за многолетнюю научно-педагогическую деятельность награждена почетным званием «Заслуженный деятель народного образования Республики Узбекистан».

Научную эстафету родителей приняли их сыновья. Старший сын Дийдор, кандидат технических наук - горняк, также занимается научной деятельностью, младший - Надырбек, занимается важнейшими задачами экономики горного производства.

Такова семейная научная династия ученых горняков!

Поздравляя академика Вахоба Рахимовича Рахимова с юбилеем, горнотехническая общественность, друзья и коллеги, огромная армия его учеников желают ему здоровья, неиссякаемой бодрости и энергии, новых творческих успехов и долгих лет активной трудовой деятельности на благо прогресса отечественной науки и процветания Узбекистана!

АВТОРЫ И НАЗВАНИЕ СТАТЕЙ	№	стр.
--------------------------	---	------

YUBILEYINGIZ BILAN / С ЮБИЛЕЕМ

Степура В.Н. Гидрометаллургическому заводу № 2 - 40 лет	2	3
Черкасов В.Ю., Азеев Д.С. Основные принципы технической политики развития ГМЗ-2	2	7
Штеер В.К. Поэтапное освоение месторождения фосфоритов	2	10
Раммэ В.Ю. Карьер Кальмакыр -50 лет в строю	3	3
Приходько В.И., Урунгулов Б.Р. Организация ремонта и межремонтного обслуживания горного оборудования	3	7
Лосевский А.А., Бодуэн Я.С. Увеличение надежности электроснабжения рудника Кальмакыр	3	8
Манахова В.А. Большой Кальмакыр – наша полувековая судьба	3	9
Думбрава А.А. ГМЗ-1 – 45 лет	4	3

GEOLOGIYA / ГЕОЛОГИЯ

Бадалов С.Т. Комплексное использование минерального сырья на геохимической основе	1	3
Туляганов Б.И., Мирасланов М.М. К вопросу анализа, оценки и прогноза инженерно-геологических условий в процессе геологоразведочных работ на месторождениях полезных ископаемых	1	5
Колдаев А.А., Безделига Н.Я., Осинская Н.С., Цой Л.А. Церийсодержащий сидерит из коры выветривания Ангренского каолин-бурогольного месторождения	1	12
Федянин С.Н. Причины, формирующие ландшафты, на примере Центральных Кызылкумов	1	15
Тураев А.С. Инженерно-геологическое районирование территории г. Бухары	1	20
Игамбердиев Э.Э. Юсупташский тип благороднометалльной минерализации на Арашан-Ангренской территории	1	24
Глотов Г.Н. О некоторых аспектах геотехнологического районирования рудных залежей пластово-инфильтрационных месторождений урана	2	13
Игамбердиев Э.Э. Серебро – золоторудные месторождения Алмалык-Ангренского рудного района и их платиноносность	2	17
Рахимов В.Р., Чунухин С.Г., Касымов Р.М. Комплексное и полное освоение месторождений – важнейший резерв повышения эффективности использования недр	3	12
Исоков М.У., Стрельникова М.Г., Зималина В.Я., Таджикиев А.С. Укрепление минерально-сырьевой базы – залог успешной работы комбината	3	18
Исоков М.У., Королева И.В., Цой В.Д., Таджикиев А.С. Минералого-технологические особенности руд отработываемых месторождений Ангренской ЗИФ АГМК	3	20
Королева И.В., Цой В.Д., Мулява Г.С. Минералого-геохимические особенности распределения меди и железа в концентратах и шлаках МПЗ АГМК	3	24
Бадалов С.Т. Некоторые минералого-геохимические особенности благородных металлов в рудообразующих системах Алмалыка	3	30
Колоскова С.М. К проблеме восполнения минерально-сырьевой базы благородных металлов Алмалык-Ангренского горнорудного комплекса	3	33
Ахмеров Р.З., Барсукова Н.В., Каримова Г.Г. Результаты исследований методом детальной сейсмотомографии на площади Кызылалмасайского рудного поля	3	38
Мирзаева Г.А., Сулейманов М.О. Геолого-структурные особенности месторождения Гузаксай-Чадакского рудного поля	3	41
Мирзаева Г.А., Турапов М.К., Сулейманов М.О. К особенностям формирования и потенциала рудности Гузаксайского грабена	3	43
Кулдашев А.Г., Абдурахманов А.А. Чадакские месторождения – первенцы золоторудной промышленности Республики Узбекистан	3	44
Шеметов П.А., Сытенков В.Н., Федянин С.Н., Наимова Р.Ш. Обоснование пороговых значений содержания золота для разделения руд месторождения Мурунтау на сорта	4	8
Мирзаева Г.А., Турапов М.К., Сулейманов М.О., Прутик Е.В. Структурно-тектонические особенности Гузаксайского грабена Чадакского рудного поля	4	13
Арипова Л.Т. Исследование некоторых физико-механических свойств Нурагинского мраморного месторождения	4	15

GEOTECHNOLOGIYA / ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Санакулов К.С. К вопросу обоснования и разработки технологии переработки отходов горно-металлургических производств	1	27
Санакулов К.С., Сатаров Г.С. Оценка перспективы переработки отходов горно-металлургических производств	1	39
Шеметов П.А., Сытенков В.Н., Наимова Р.Ш. Перспективы вовлечения в переработку отходов горно-перерабатывающего производства на базе золоторудных месторождений	1	43
Колпакова Е.В., Есаулов В.Н., Саттаров Г.С., Першин М.Е., Лильбок Л.А. Научные аспекты развития работ по подземному выщелачиванию урана	1	49
Воробьев А.Е., Джимиева Р.Б., Чекушина Е.В. Инновационные технологии шахтной разработки месторождений горючего сланца и высоковязкой нефти	1	53
Бибиб И.П., Нороев Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Управление эффективными параметрами буровзрывных работ по критерию качества взорванной горной массы	1	60
Сагдиева М.Г., Борминский С.И., Маежудова А.М., Айропотова Ж.С., Халматов М.М. Разработка биотехнологии переработки коллективного сульфидного медно - молибденового концентрата	1	64
Глотов Г.Н. Применение скважинных систем на урановых пластово-инфильтрационных месторождениях, отработываемых способом подземного выщелачивания	1	70
Ивановский Д.С. Результаты опытных работ по взрывному перемещению разнопрочных горных пород	1	73

Санакулов К.С., Шеметов П.А. Ресурсосберегающие технологии переработки минерального сырья техногенного происхождения	2	21
Рахимов В.Р., Казаков А.Н. Анализ геодинамического режима и проявления горных ударов при освоении недр	2	26
Сытенков В.Н., Наимова Р.Ш. Перспективы использования вскрышных пород карьера Мурунтау как источник минерального сырья будущих периодов	2	29
Норов Ю.Д., Насиров У.Ф., Мислибаев И.Т., Баракаев С.С. Исследование размеров зон уплотнения грунта боковых выемок взрывом цилиндрического заряда	2	33
Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Арапбаев Н.Е. Технология ведения буровзрывных работ с использованием зон ослабления массива	2	35
Насиров У.Ф., Мислибаев И.Т., Баракаев С.С., Мирзаева Ф.Ж. Исследование уплотнения грунтов взрывами зарядов выброса	2	37
Насиров У.Ф., Баракаев С.С., Мирзаева Ф.Ж. Теоретические исследования и расчет уплотнения грунта боковых стенок выемки сферическим зарядом	2	39
Меликулов А.Д., Салямова К.Д., Кайгародов В.И. Расчетная оценка состояния массива горных пород вокруг подземных выработок	2	41
Бибики И.П., Морозов В.В., Таджиев Ш.Д. Исследование напряженно-деформированного состояния горного массива в зоне производства взрывных работ	2	46
Бибики И.П., Заиров Ш.Ш. Применение метода физического моделирования при экспериментальных измерениях волн напряжений при взрыве разнопрочных горных пород	2	51
Тошов Ж.Б., Агаева С.Ф. Исследование влияния геометрической формы забоя скважины при разработке конструкции шарошечных долот	2	55
Скрипко С.В., Истомин В.П. Комплексный подход при подборе параметров технологии отработки месторождения Тохумбет методом подземного выщелачивания	2	57
Ражабов А.И., Маматов О.Т. Исследование процесса взрывного разрушения горного массива с инертными сердечниками и продольным каналом	2	61
Маматов О.Т. Исследование режима детонационных волн в зарядах с осевой воздушной полостью	2	64
Арапбаев Н.Е. Исследование ослабления прочности горного массива взрывом	2	67
Ульбашев А.А., Сагатов Н.Х. Об инвестиционном проекте по модернизации, техническому и технологическому перевооружению разреза «Ангренский»	2	69
Санакулов К.С. Перспективы переработки окисленных медных руд месторождения Кальмакыр	3	47
Дунин-Барковская Э.А., Попов Е.Л., Ахмедов Х., Умаров А.З., Мухамеджанова Д.В. Ангренское техногенное месторождение золота и серебра: формы нахождения и технология извлечения благородных металлов	3	50
Лобанов В.С., Мухитдинов А.Т., Киселенко А.С., Оруджов У.С., Кадыров Ф.Х., Шакаров Б.Ш. Классификация способов нарезки блоков и пути совершенствования технологии выпуска руды при разработке жильных месторождений	3	55
Оруджов У.С., Кадыров Ф.Х., Шакаров Б.Ш., Ризаев Х.А. Пути увеличения эффективности отработки рудников Ангренского рудоуправления	3	62
Мирахмедов А.М. Рудник Каульды: горные работы	3	66
Усманов Х.Л., Кадырова З.Р., Шакаров Т.И. Пути утилизации флотоотходов в производстве строительных материалов	3	68
Ян ван Никерк Совершенствование технологии BIOX®	3	69
Глотов Г.Н. Повышение эффективности разработки урановых месторождений способом подземного выщелачивания	3	76
Наимова Р.Ш., Фурсов А.И. Сегрегация горных пород при селективной разработке техногенных образований	3	80
Кизимов Ф.П., Охунова Р.Х. Оценка влияния технологических показателей руды на степень извлечения золота при кучном выщелачивании	3	83
Санакулов К.С., Шеметов П.А. Концепция развития инновационных продуктов и технологий на промышленных предприятиях	4	17
Сытенков В.Н., Коломников С.С., Наимова Р.Ш. Разработка технологических схем формирования внутренних отвалов в отработанной части карьера Мурунтау	4	21
Насиров У.Ф., Раимжанов Б.Р. Исследование размеров зон уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов взрывами траншейных зарядов выброса в промышленных условиях	4	25
Филиппов С.А., Сытенков Д.В. Иерархическая организация системы кондиций как основа управляющих воздействий в недропользовании	4	27
Норов Ю.Д., Бибики И.П., Заиров Ш.Ш. Управление энергией взрыва при дроблении крепких включений в массиве горных пород	4	31
Мирсаидов Г.М., Салямов Р.Д., Вдовин А.А. Актуальные вопросы глубоких карьеров на примере месторождения Мурунтау	4	34
Глотов Г.Н., Каргин Р.М. Некоторые рекомендации для проектирования рядных систем разработок при подземном выщелачивании урана	4	36
Лобанов В.С., Рахимджанов А.А., Киселенко А.С., Казаков Б.И., Вахитов Р.Р. Технология и направления совершенствования отработки месторождения «Чармитан» с применением самоходного оборудования на руднике Зармитан	4	38
Киселенко А.С., Хамраев Ф., Мухитдинов А.Т., Казаков Б.И., Вахитов Р.Р. Изыскание «безлюдных» способов проходки восстающих горных выработок - актуальная задача сегодняшнего дня (на примере Зармитанского рудника)	4	40

GEOMEXANIKA / ГЕОМЕХАНИКА

Рахимов В.Р., Марков А.В., Кодиров В.Р. Исследование напряжений прибортового массива карьера Мурунтау с учетом тектонических сил	4	43
Меликулов А.Д., Салямова К.Д., Гасанова Н.Ю. Моделирование процесса распространения технологического раствора в трещиноватом массиве горных пород	4	47

FOYDALI QAZILMALARNI BOYITISH VA METALLURGIYA / ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

Абдурахмонов С.А., Абдурахмонов Э., Донияров Н.А. Обесшламливание низкосортных фосфоритовых руд Джерой–Сардара	1	76
Абдурахмонов С.А., Ахтамов Ф.Э., Хужакулов Н.Б. Исследование возможности переработки лежалого медного клинкера	1	77
Эрназаров М.Ю., Самадов А.У., Холикулов Д.Б. Исследования процесса цианирования золото-серебросодержащих руд	1	79
Валиев Х.Р., Холикулов Д.Б., Худояров С.Р. Паротермическое окисление хвостов медно-обогатительной фабрики АГМК	1	80
Донияров Н.А. Обогащение низкосортных фосфоритовых руд Джерой–Сардара с применением отходов производства	1	82
Васильюк П.А. Изучение возможностей дробления пресс-валками в процессе рудоподготовки при кучном выщелачивании	1	84
Кенжаев И.Х. Выбор мельничного блока с оптимальными показателями надёжности	1	87
Атаханов А.С., Хасанов А.С. Особенности получения железа из медных шлаков	2	72
Жакиенова С.Ш. Анализ качества продуктов технологических переделов цветной металлургии в Казахстане	2	74
Якубов М.М., Худояров С.Р. Рациональная технология сокращения потерь смолы при сорбционном выщелачивании	4	57
Асадов И.С., Гуро В.П., Хаспаладов В.Ш., Ибрагимова М.А. О возможности доизвлечения молибдена из кеков переработки молибденовых концентратов	4	59
Гуро В.П., Ибрагимова М.А., Хаспаладов В.Ш. Ионнообменное и экстракционное извлечение металлов из растворов переработки горючих сланцев	4	62
Ахмаджанов У.М., Абдурахмонов С.А., Эрназаров М., Бабаев Ш.Р. Извлечение благородных металлов из серебросодержащих руд методом кучного выщелачивания	4	65
Попов Е.Л., Ахмедов Х., Хабибуллаева Г.Р., Соатов С.А., Нурмухамедов И.С., Якубжанова М.Е., Хушбоков Э.М. Сравнительные испытания новых местных реагентов в полупромышленных условиях	4	68
Умарова И.К., Аминжанова С.И. Изучение процесса кучного выщелачивания забалансовых медных руд	4	71
Агеев Д.С., Палвонов С. Изменение схемы подачи полиакриламида в суспензии на ГМЗ-2	4	73

GEOTEKNIKA / GEOTEKHNIKA

Лагунова Ю.А., Жиганов П.А. Оценка влияния дробильно-перегрузочных агрегатов на поточность транспортных потоков карьеров	2	78
Эгамбердиев И.П., Абдуазизов Н.А., Махмудов А.М. Вибрационные методы исследования технического состояния буровых станков	2	82
Абдуазизов Н.А., Эгамбердиев И.П., Худайбердиев Ш.М. Анализ работы современных карьерных комбайнов	2	84
Атакулов Л.Н., Абдуазизов Н.А., Курбонов Ф.А. Сравнительный анализ методов определения радиуса переходного участка загрузочного узла крутонаклонного конвейера с прижимной лентой	2	87
Атауллаев О.Х., Эгамбердиев И.П., Атауллаев А.О. Оценка качества роликов мощных ленточных конвейеров	2	91
Каргер Р. Tarkraft: мобильная дробильная установка на открытых горных работах	3	86
Курбанов А.А. Базальтоволоконный фильтр в состоянии статики и динамики	3	89
Болтаев М.Б. Опытнo-промышленная эксплуатация мобильного дробильно-перегрузочного комплекса в карьере Мурунтау	3	92
Болтаев М.Б. Анализ проектных решений по применению в карьере Мурунтау комплекса ЦПТ-руда	3	95
Морозов В.В., Бирик И.П., Таджикиев Ш.Д. Определение структурных особенностей горного массива методом визуальных наблюдений	4	49
Глуценко А.Д., Ризаев А.А., Йулдашев А.Т. Динамическая балансировка вращающихся роторов	4	56

ILMIY-LABORATORIYA IZLANISHLARI / НАУЧНО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИЗЫСКАНИЯ

Шукуров Р.У. Методика определения силы сопротивления резанию прочного грунта зубьями экскаваторов	1	91
Мурадов М., Муродов Ш.М., Муродов Н.М. К методике изучения взаимодействия рабочего органа с почвой	1	94
Базаров М.Б. Эффективные алгоритмы к выбору режимов технологических процессов в условиях интервальной неопределенности	2	97
Кушназаров И.К., Мардонов Б.Т., Алтынбаев Р.Р., Валиев М.В. Опыт промышленного внедрения операции ротационного фрезерования	2	100
Бахронов Х.Ш. Интенсификация выпаривания в аппаратах с кипением раствора в трубах	2	101
Набиев А.Н., Аскарлов М.А., Ёриев О.М., Каримова Д.А. Исследование процесса образования фрактально-структурных интерполимерных соединений полианилина с поликислотами	4	80
Курбанов А.А. Расчет изгиба базальтоволоконного фильтра	4	82
Бахронов Х.Ш., Худойбердиева Н.Ш. Интенсификация теплообмена в выпарном аппарате с вынесенной зоной кипения	4	85
Тилабов Б.К., Мухамедов А.А. Технология изготовления литых деталей с твердосплавными и износостойкими покрытиями	4	87
Каландаров У.Х., Махмудов Н.А., Азимов У.И. Задача о крутильных колебаниях цилиндрического слоя вязкой несжимаемой жидкости	4	90

EKOLOGIYA VA TEXNIKA HAVFSIZLIGI / ЭКОЛОГИЯ И ТЕХНИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

Биккулов А.О. Прогноз состава воздуха в глубоком карьере: можно ли «сжечь» весь кислород в его атмосфере	1	103
Филимонов А.Е. Экологические аспекты производства	3	98
Сытенков В.Н., Биккулов А.О. Обеспечение безопасных условий труда в загрязненной атмосфере глубоких карьеров: осуществленная реальность	4	93

FAN, ISHLAB CHIQRISH VA TA'LIM / НАУКА, ПРОИЗВОДСТВО И ОБРАЗОВАНИЕ

<i>Шодиева Қ.С.</i> Бўлажак ўқитувчининг педагогик маҳорати	1	105
<i>Шодиева Қ.С.</i> Бўлажак ўқитувчининг шахсият замонавий талаблар	1	108
<i>Долгова Н.Я., Омищенко Е.И.</i> Принципы построения учебного фильма	2	105
<i>Шодиева Қ.С.</i> Бўлажак ўқитувчининг педагогик маданияти ва техникаси	2	108
<i>Исматуллаев П.Р., Аъзамов А.А.</i> Проблемы подготовки кадров по направлениям «Стандартизация, метрология и сертификация» и «Менеджмент качества продукции» в ВУЗах Республики Узбекистан	3	101
Положение о работе с творчески активными студентами	3	105

IQTISOD VA QONUNCHILIK / ЭКОНОМИКА И ЗАКОНОДАТЕЛЬСТВО

<i>Сытенков Д.В.</i> Принципы и приемы адаптации взаимоотношений в системе «государство – инвестор» к изменению динамических кондиций	1	95
<i>Глотов Г.Н., Скрипко С.В., Скрипник А.Б.</i> Разработка планов горных работ на предприятиях подземного выщелачивания урана	1	100
<i>Мавланов А.С., Абасов А.А.</i> Производство катодной меди в соответствии с международными стандартами	3	97
<i>Глотов Г.Н.</i> О нормативах готовых к добыче запасов для обеспечения годовой производительности предприятия подземного выщелачивания урана	4	99
<i>Раҳматов Б.Б., Бақоев Ҳ.Н.</i> Эркин иқтисодий зоналар: ташкил этиш йўналишлари	4	101
<i>Пердебает Т.П.</i> Труд: организация, оплата и эффективность	4	104

ELEKTR TA'MINOTI VA MEХАНИКА / ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ И МЕХАНИКА

<i>Худайбердиев Ш.М.</i> Анализ применения частотно-регулируемого электропривода для погружных насосов	2	93
<i>Бобожанов М.К., Атауллаев А.О.</i> Высокоэффективный полюсопереключаемый двухскоростной двигатель	2	94
<i>Садуллаев Н.Н., Шойматов Б.Х., Мавлонов Ж.А., Холмуродов М.Б.</i> Оптимизация параметров в системе внутризаводского электроснабжения	4	74
<i>Каршибаев А.И., Атауллаев Н.О., Хужаев Х.</i> Управление электропотреблением на горных предприятиях	4	77
<i>Абдуллаев Б.А.</i> Об эквивалентной электромагнитной емкости нелинейной индуктивности	4	79

TALABALAR SANIFASI / СТУДЕНЧЕСКИЕ СТРАНИЦЫ

<i>Илтерьяков А.П.</i> Обеспечение безопасности горных работ в районе деформаций карьера Мурунтау	1	111
<i>Лазебная Н.С.</i> Анализ водного баланса хвостов гидро-металлургического завода № 2	1	112
<i>Данишевский Д.С.</i> Анализ действующей схемы электроснабжения глубокого карьера	1	114
<i>Зайнуллина И.Р.</i> Обоснование оптимальной плотности сети опробования разведочных выработок	1	115
<i>Холикулов Х.Ш.</i> Контурное взрывание: повышение устойчивости высоких бортов и снижение обводненности последующего бурения	1	117
<i>Сайфуллин Р.Р.</i> Разработка системы автоматического контроля и регулирования уровня воды в резервуаре	3	108

TARIX / ИСТОРИЯ

<i>Каршиев Р.М., Сариев Н.Т.</i> Краткое описание истории развития горного промысла в средней Азии (XVI-XIX вв.)	4	106
--	---	-----

BIZNING YUBILYARLAR / НАШИ ЮБИЛЯРЫ

Муродов Мустафо Муродович (к 70-летию со дня рождения)	2	111
Лашко Виктор Трофимович (к 70-летию со дня рождения)	2	112
Петр Александрович Шеметов (к 60-летию со дня рождения)	4	113
Вахоб Рахимович Рахимов (к 75-летию со дня рождения)	4	114

HABARLAR / ИНФОРМАЦИЯ

Защита диссертации	1	128
Правильность обозначения величин при публикации статей в журнале «Горный вестник Узбекистана»	2	119
Порядок оформления статей при публикации их в журнале «Горный вестник Узбекистана»	3	120
<i>Кадырова А.А.</i> «Инновация – 2009»	4	108
<i>Бабаджанова О.Э.</i> «Центральноазиатская промышленная неделя» - демонстрация индустриального потенциала	4	110

ADABIY-BADIY SANIFA / ХУДОЖЕСТВЕННО-ЛИТЕРАТУРНЫЕ СТРАНИЧКИ

<i>Марченко В.С.</i> Необыкновенный Учкудук	1	119
<i>Марченко В.С.</i> Необыкновенный Учкудук	2	113
<i>Карабалиев Д.К.</i> Вам родной комбинат и родной город посвящается	3	110
<i>Марченко В.С.</i> Необыкновенный Учкудук	3	112