

MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ

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
geotexnologiya va rangli metallurgiya
ilmiy-tadqiqot va loyihalashtirish instituti
«O'zGEORANGMETLITI»

Moliyaviy qo'llab quvvatlovchilar:

«Navoiy KMK» DK,
«Olmaliq KMK» OAJ,
«O'zGEORANGMETLITI» DUK

Bosh muharrir:

Norov Yu.D.

Bosh muharrir o'rinbosarlari:

Salomov F.I., Shemetov P.A.

Tahririyat kengashi:

Abduraxmonov S.A., Bekmurzayev B.B., Bibik I.P.,
Gulyamov B.V., Isokov M.U., Kosimov M.O.,
Muxiddinov B.F., Popov Ye.L., Raimjanov B.R.,
Rahimov V.R., Sagdiyeva M.G., Sanakulov K.S.,
Sattarov G.S., Snitka N.P., Turesebekov A.X.,
Farmanov A.K., Xalikulov E.X., Yakubov M.M.

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:

210100, Navoiy shahri, Janubiy ko'chasi 27a,
Navoiy davlat konchilik instituti
Tel.: 8 (436) 770-20-48, faks: 770-29-32
210300, Zarafshon shahri, NKMK
Markaziy kon boshqarmasi, Ma'muriy binosi
Tel.: 8 (436) 5770438, 5770354, 5770225
Faks: 8 (436) 5721015

E-mail: I.Bibik@cru.ngmk.uz

Z.Hakberdieva@cru.ngmk.uz

Sayt: <http://www.ngmk.uz>, www.ziyonet.uz

Kompyuter sahifasi:

Xakberdieva Z.T.

Tahliliy guruh:

Nakaryakova O.A., Norov J.A., Fursov A.I.

Dizayn:

Bannov A.N.

Jurnalning chop etilishi va elektron shaklini

yangilab boruvchi mas'ul:

Davlatov B.R.

Nashr qilindi:

NKMK bosmaxonasida
210100, Navoiy shahri, Janubiy ko'chasi, 25
Tel: 8 (436) 5777556, 5778019

Nashr etishga 08.04.2013 y. imzolandi

Adadi 600 nusxa

«O'ZBEKKO'MIR» OAJ - 65 yil / ОАО «УЗБЕКУГОЛЬ» - 65 лет

Косимов М.О. ОАО «O'zbekko'mir»: от настоящего к будущему..... 3

GEOTEKNOLOGIYA / GEOTEKHOLOGIYA

Санакулов К.С., Умаров Ф.Я., Шеметов П.А. Снижение затрат в глубоких карьерах на основе применения крутонаклонного конвейера в составе комплекса ЦПТ 8

Норов Ю.Д., Насиров У.Ф., Норматова М.Ж., Нутфуллаев Г.С. Формирование щелевых зарядов при дроблении разнопрочных горных пород в сложных гидрогеологических условиях 12

Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Норов Ж.А., Урунов Ш.К. Математическая модель действия взрывной волны в разнопрочных горных породах 15

Воробьев А.Е., Аникин А.В. Опыт организации подземной отработки золоторудного месторождения 18

Халикулов Э.Х., Султанов К.С., Логинов П.В. Влияние динамических нагрузок на КНК-270 и технологических - на горный массив борта карьера от КНК-270 21

Умаров Ф.Я., Бибиб И.П. Основные тенденции развития открытого способа добычи в Узбекистане 24

Мирсаидов Г.М., Аннакулов Т.Ж., Жураев С.Т., Эргашев Р.Б. Проблема повышения производительности транспорта на руднике Кальмакыр 31

Мирсаидов Г.М., Аннакулов Т.Ж., Ахроров Ж.Г., Кувондыков О.Б. Обоснование технологических схем вскрышных работ на разрезе Ангренский 34

Мислибоев И.Т., Назаров З.С., Ивановский Д.С., Урунов Ш.К. Влияние конструкции скважинных зарядов взрывчатых веществ на размеры зон ослабления прочности горного массива 36

Тагаев И.А., Некрасов Ф.С., Хамраев Р.Б. Технико-экономическая оценка автоклавного выщелачивания урансодержащих руд 39

Леу С.В., Луин С.В., Мишин Л.Ф. Пути совершенствования техники и технологии взрывных работ 41

GEOLOGIYA / GEOLOGIYA

Воробьев А.Е., Маслова М.С. 3D-моделирование рудных тел золоторудного месторождения 45

Плещенко И.В., Мирзаев А.У., Кушаков А.Р., Булина Н.В., Набиева Р.М. Стратиформное свинцово-цинковое оруденение в девонских формациях Западного Тянь-Шаня 47

Мирзаев А.У., Плещенко И.В. Прогнозные ресурсы нерудных полезных ископаемых в Джизакской области 54

Эшее С.С., Каримов Ё.Л., Хамраев Б.Ш. К вопросу физико-математических характеристик грунтов, пролегающих в ложе водотоков 57

Мирзаева Г.А., Прутик Е.В. Этапы геологической изученности Чадакского рудного поля 59

**METALLURGIYA VA BOYITISH /
ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ**

Донияров Н.А., Абдурахманов Э., Саттаров Г.С., Абдурахманов С.А. Исследование возможности попутного извлечения ценных компонентов из фосфоритовых руд 60

Султанов Б.Э., Намазов Ш.С., Закиров Б.С. Влияние температуры промывной воды на качество фосфоконцентратов 66

Тагаев И.А., Некрасов Ф.С., Хамраев Р.Б. Повышение эффективности процесса биоокисления за счет изменений аппаратного оформления 69

Турдиалиева Ш.И., Алимов У.К., Намазов Ш.С. Физико-химические свойства упаренных экстракционных фосфорных кислот при добавлении серной кислоты 70

**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 и цветной
металлургии «O'zGEORANGMETLITI»

При финансовой поддержке:

ГП «Навоийский ГМК»,
ОАО «Алмалыкский ГМК»,
ГУП «O'zGEORANGMETLITI»

Главный редактор:

Норов Ю.Д.

Зам. главного редактора:

Саломов Ф.И., Шеметов П.А.

Редакционный совет:

Абдурахмонов С.А., Бекмурзаев Б.Б., Бибик И.П.,
Гулямов Б.В., Исоков М.У., Косимов М.О.,
Муриддинов Б.Ф., Попов Е.Л., Раимжанов Б.Р.,
Рахимов В.Р., Сагдиева М.Г., Санакулов К.С.,
Саттаров Г.С., Снитка Н.П., Турсебеков А.Х.,
Фарманов А.К., Халикулов Э.Х., Якубов М.М.

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:

210100, г. Навоий, ул. Южная, 27а,
Навоийский государственный горный институт
Тел. 8 (436) 770-20-48, факс 770-29-32
210300, г. Зарафшан, Административный кор-
пус, Центральное рудоуправление НГМК
Тел. 8 (436) 5770438, 5770354, 5770225
Факс 8 (436) 5721015

E-mail: I.Bibik@cru.ngmk.uz

Z.Hakberdieva@cru.ngmk.uz

Сайт: <http://www.ngmk.uz>, www.ziyonet.uz

Компьютерная верстка:

Хакбердиева З.Т.

Аналитическая группа:

Накарякова О.А., Норов Ж.А., Фурсов А.И.

Дизайн:

Баннов А.Н.

Ответственный за публикацию и обновле-

ние электронной формы журнала:

Давлатов Б.Р.

Оттиснено:

в типографии НГМК
210100, г. Навоий, ул. Южная, 25
Тел. 8 (436) 5777556, 5778019

Подписано в печать 08.04.2013 г.

Тираж 600 экз.

<i>Мукадесова Е.Г., Хамдамов Р.Ш.</i> Извлечение золота из прудковых вод хвостохранилища	74
<i>Холодова А.В., Биккулова О.Ю.</i> Технологический контроль производства – залог высокого качества	76

ГЕОТЕХНИКА / GEOTECHNIKA

<i>Мирсаидов Г.М., Аннакулов Т.Ж., Эргашов Р.Б., Юлдашов Ж.А.</i> Исследование применения альтернативного вида транспорта при перевозке руды	77
<i>Абдурахмонов К.К.</i> Технологическая взаимосвязь экскаваторно-автомобильного комплекса на открытых горных работах.....	80
<i>Авдеев М.А.</i> Перспективы развития бурового парка Северного рудоуправления НГМК.....	83
<i>Мартынов Д.В., Кенжаев И.Х.</i> Перспективы повышения наработки футеровок мельниц ММС и МШЦ.....	85
<i>Каршибаев А.И.</i> Повышение уровня прогнозирования и оперативного планирования электропотребления на горных предприятиях.....	86
<i>Николайчук Д.В.</i> Внедрение современных автоматизированных систем управления технологическими процессами	88

**ILMIY-LABORATORIYA IZLANISHLARI /
НАУЧНО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИЗЫСКАНИЯ**

<i>Эгамбердиев И.П., Муминов Р.О., Бойназаров Г.Г.</i> Исследования динамических параметров вращательно-подающего механизма бурового станка.....	89
<i>Эгамбердиев И.П., Муминов Р.О., Бойназаров Г.Г.</i> Влияние динамических параметров вращательно-подающего механизма бурового станка на его производительность	92
<i>Атауллаев О.Х., Полвонов Н.О.</i> Методика сбора и обработки параметров вибрации на станках шарошечного бурения	93
<i>Абдуазизов Н.А.</i> Зависимость производительности фрезерного комбайна от температуры окружающей среды	96
<i>Тошов Ж.Б., Штейнерт В.А.</i> Динамика поведения породоразрушающих инструментов на поверхности забоя скважины	98
<i>Атауллаев А.О., Темербекова Б.М.</i> Стохастическая экстра- и интерполяция в цифровых системах управления и контроля	102
<i>Атауллаев А.О., Темербекова Б.М.</i> Коррекция показаний датчиков при отклонении условий измерения	104

**EKOLOGIYA VA TEXNIKAVIY HAVFSIZLIGI /
ЭКОЛОГИЯ И ТЕХНИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ**

<i>Тошев Ж.Б., Ислямов Т.Н., Мустафаев О.Б.</i> Физико-химическое моделирование геоэкологических последствий разработки месторождения урана методом подземного выщелачивания	106
<i>Ахмедова Н.А., Хамраев Р.Б.</i> Безопасность горных работ - условие успешного развития горной промышленности.....	108

FAN VA TA'LIM / НАУКА И ОБРАЗОВАНИЕ

<i>Матьякубов Б.М., Ахмедова Ф.С.</i> Физико-химический анализ многофункционального термического процесса.....	110
<i>Kadirov Y.B., Mustafayev M.M., Jo'rayev S.U.</i> Axborot - resurs markazlari va kutubxonalar uchun dasturiy ta'minot: muammolar, yechimlar	118
<i>Фурсов А.И.</i> Применение компьютерных технологий при научно-исследовательской деятельности.....	120

MA'LUMOT / ИНФОРМАЦИЯ

Порядок оформления статей при публикации в журнале «Горный вестник Узбекистана»	124
---	-----

REKLAMA / РЕКЛАМА

На 2 стр. обложки: «Sandvik»
На 3 стр. обложки: «Normet international LTD»
На 4 стр. обложки: «Atlas Copco»

ОАО «O'ZBEKKO'MIR»: ОТ НАСТОЯЩЕГО К БУДУЩЕМУ

Косимов М.О., генеральный директор ОАО «Узбекуголь»



Историческое становление угольной отрасли Узбекистана началось с промышленного освоения Ангренского месторождения - крупнейшего в Центральной Азии, открытого до начала Второй мировой войны. Эксплуатация месторождения началась в 1940-1943 гг. подземным способом с заложением шести шахт.

Строительство угольного разреза было начато в 1941 г. В качестве землеройной техники использовались несовершенные и малопроизводительные паровые экскаваторы на железнодорожном ходу с ковшом вместимостью $1,0 \div 1,25 \text{ м}^3$ фирмы «Марион» (США), транспортные средства отечественного производства грузоподъемностью $1,5 \div 2,0 \text{ т}$ с ручной разгрузкой.

В 1948 г. Ангренский разрез был сдан в эксплуатацию, и эта дата считается началом развития угольной промышленности Узбекистана, т.к. разрез является основным и крупнейшим угледобываю-

Признанием значимости в экономике Узбекистана труда горняков и металлургов стал Указ Президента Республики Узбекистан И.А. Каримова об учреждении Дня работников горной и металлургической промышленности, который с 2001 г. традиционно отмечается в третье воскресенье мая. Примите сердечные поздравления с 65-летним юбилеем угольной отрасли и искренние пожелания счастья, стабильности и процветания. Дорогие горняки! Спасибо за Ваш труд, за уголь, свет и тепло!

щим предприятием не только республики, но и всей Средней Азии. В этом же году была введена в эксплуатацию шахта № 9. Разрез с момента сдачи в эксплуатацию дал свыше 208,6 млн. т угля, более 30 млн. т добыто на предприятии «Ер ости ишлари» («Подземные работы»).

ОАО «O'zbekko'mir» сегодня – это крупнейшее объединение по добыче и сбыту угля. Это филиалы и унитарное предприятие с огромным количеством современной техники и оборудования. «O'zbekko'mir» – это большой коллектив настоящих профессионалов и мастеров, специалистов и тружеников.

Известно, что Узбекистан располагает разведанными запасами угля в количестве 1832,8 млн. т, в том числе: бурого – 1786,5 млн. т, каменного – 46,3 млн. т. Прогнозные ресурсы составляют свыше 3,5 млрд. т угля. В настоящее время добыча угля ведется на трех месторождениях: Ангренском буроуголь-





ном, Шаргуньском и Байсунском месторождениях каменного угля.

В настоящее время ОАО «O'zbekko'mir» осуществляет добычу угля:

- открытым способом филиалом «Разрез Ангренский»;
- подземным способом филиалом «Подземные работы».

Общество с ограниченной ответственностью «Апартак» (ООО «Апартак») осуществляет добычу угля открытым способом на разрезе «Апартак» ангреновского бурогоугольного месторождения. Ежегодно ОАО «O'zbekko'mir» добывает около 3,85 млн. т угля. Основным потребителем угольного топлива является электроэнергетический сектор, на долю которого приходится свыше 85% общего потребления угля.

Спрос на твердое топливо формируют также предприятия промышленности, социальной и коммунальной сферы и население.

По данным мирового угольного института, на долю угля приходится около 90% энергетического потенциала всех пригодных для разработки полезных ископаемых органического происхождения. При существующем уровне потребления топлива

запасы нефти и газа предельно истощаются, а коэффициент извлечения снижается. В сложившейся ситуации в мировом масштабе тенденции потребности в угле становятся более актуальными.

На Международной конференции, организованной при содействии ООН, Европейской Экономической Комиссии ООН (ЕЭС ООН), Экономической и Социальной Комиссии ООН для Азии и Тихого Океана (ЭСКАТО), Конференции ООН по Торговле и Развитию (ЮНКТАД), состоявшейся в ноябре месяце 2012 г. в г. Алма-Ата, обсуждена тема «Привлечение инвестиций в технологии при использовании ископаемых видов топлива».

Участники Конференции пришли к выводу, что в обозримом будущем ископаемые виды топлива будут неотъемлемой частью энергетического баланса. Для обеспечения устойчивого энергетического развития необходимо иметь сбалансированный подход в ограниченном диапазоне доступных источников энергии. Особое внимание было уделено твердому топливу, на которое сегодня крупнейшие страны Китай и Индия делают основную ставку.

Учитывая важность увеличения доли угля в энергетическом балансе Республики Узбекистан, в



ОАО «O'zbekko'mir» разрабатывается Программа развития угольной отрасли, согласно которой внедряются новые передовые технологии, совершенствуются производственные процессы, осуществляется реализация ряда инвестиционных проектов, направленных на модернизацию, технологическое обновление и расширение имеющихся мощностей. Первоочередными задачами ОАО «O'zbekko'mir» в этом направлении являются:

- Увеличение по завершению реализации I этапа технического перевооружения разреза Ангренский к 2016 г. производства вскрышных работ на 25,1 млн. м³ в год с доведением его объемов до 42,6 млн. м³.
- Модернизация, техническое и технологическое перевооружение угольной отрасли.
- Увеличение к 2016 г. добычи, транспортировки, погрузки угля с 3,2 до 6,4 млн. т в год.
- Снижение эксплуатационных затрат за счет внедрения циклично-поточной технологии.
- Создание новых рабочих мест.

Направления по модернизации, переоснащению и обновлению Правительством Республики Узбекистан определены в числе важнейших приоритетов развития промышленности и экономики республики.

Действительно, у нас в стране в центре особого внимания стоят вопросы реализации программ технического и технологического обновления производства, создания новых предприятий и реконструкции действующих, привлечения инвестиций в отрасль. Результатом таких работ является рост темпов производства на предприятиях реального сектора экономики.

В соответствии с Постановлением Президента Республики Узбекистан от 12.03.2009 г. № ПП-1072 в угольной отрасли идет реализация инвестиционного проекта, благодаря которому совершенствуется технологический процесс за счет внедрения циклично-поточной технологии. Во исполнение постановления Президента Республики Узбекистан от 27 декабря 2011 г. № ПП-1668 ОАО «O'zbekko'mir» реализует Инвестиционный проект «Перевод котлов № 1-5 Ново-Ангренской ТЭС на круглогодичное сжигание угля с модернизацией разреза «Ангренский». (Увеличение к 2016 г. добычи, транспортировки, погрузки угля с 3,2 до 6,4 млн. т в год).

На сегодняшний день в рамках реализации данного проекта приобретено более 15 экскаваторов марок - ЭКГ-15, ЭКГ-5У, 8УС, 30 автомобилей «БелАЗ», грузоподъемностью до 110 т, основные технологические линии конвейерного транспорта общей протяженностью свыше 14000 м, кроме того, приобретены перегружатели, грейдеры, бульдозеры, буровые установки, гусеничные экскаваторы и другое вспомогательное оборудование.

Ведется также проработка и других инвести-

онных проектов:

1. II этап модернизации разреза «Ангренский».
2. Модернизация ОАО «Шаргунькумир», в рамках которого планируется обеспечить добычу каменного угля в объеме 900 тыс. т в год.
3. «Модернизация завода РГТО», основной целью которого является выпуск импортозамещающей продукции. Проектом предусмотрено увеличение мощности завода в среднем в 2,5 раза, поддержания в рабочем состоянии эксплуатируемого горно-транспортного и горно-шахтного оборудования.
4. Организация производства по добыче глиежа на разрезе «Ангренский» с прогнозной стоимостью 4,0 млн. долл. США за счет собственных средств. Ожидаемый эффект: добыча глиежа - 300 тыс. т в год для реализации на внутреннем рынке (цементным заводам) и создание новых рабочих мест.

При содействии ОАО «O'zbekko'mir» в кооперации с созданными на базе СИЗ «Ангрен» совместными предприятиями начата реализация перспективных проектов по созданию брикетных линий на базе пункта распределения угля в Ферганской долине и городе Ангрене. Специалисты филиала «Завод РГТО», выпустив первую партию угольных брикетов по специальной технологии на опытно-промышленной установке, выявили тот факт, что брикеты являются одним из оптимальных видов твердого топлива для мини котельных, котельных, отопления жилых помещений и учреждений.

В СИЗ «Ангрен» сегодня многие совместные предприятия заняты производством и выпуском брикетов, которые являются экономичным и удобным видом топлива, применяемым в производстве и повседневной жизни для обогрева помещений. Благодаря своей компактности, брикеты удобны в транспортировке и в хранении.

Также к основным преимуществам применения угольного брикета относится и то, что:

- сырьем для изготовления брикетов является угольная пыль, которая ранее была непригодна и уходила в отходы;
- длительное горение (около трех часов один брикет) и постоянство температуры при сгорании;



- удобство в утилизации;
- удобный размер и возможность компактной упаковки;
- достаточная механическая прочность и сохранение формы до конца горения.

Внедрение прогрессивных технологий, использование вторичного сырья – это путь к повышению конкурентоспособности продукции. И когда в мире ведется поиск новых видов источников энергоресурсов, уголь остается одним из основных природных ресурсов, используемых во многих областях деятельности человека. Угледобывающее производство нашей страны технологически сопровождается образованием значительного количества различных отходов, достигающих до 30% от добычи угля. Исходя из этого, ОАО «O'zbekko'mir» содействует в разработке проектов по переработке и утилизации техногенных отходов, которые важны не только с точки зрения их использования как альтернативного источника сырья, но и с точки зрения улучшения охраны окружающей среды в регионе.

Во исполнение Постановления Кабинета Министров Республики Узбекистан от 8 августа 2011 г. № 229-18 «О дополнительных мерах по обеспечению областей Ферганской долины топливно-энергетическими ресурсами» в ОАО «O'zbekko'mir» созданы территориальные дистрибьюторские центры в Ферганской области. Это, в свою очередь, позволяет расширить потребительский спрос и использование угля в жилых домах, учреждениях, учебных заведениях, объектах здравоохранения.

В соответствии с Постановлением Кабинета Министров Республики Узбекистан от 29 февраля 2012 г. «О мерах по упорядочению реализации угля населению и бюджетным организациям в Республике Каракалпакстан, Бухарской и Хорезмской областях», в целях устойчивого обеспечения потребителей данных регионов топливно-энергетическими ресурсами создаются дистрибьюторские центры в форме унитарных предприятий с филиалами для реализации угля по регламентированным ценам населению и бюджетным организациям.

Стоит отметить, что ОАО «O'zbekko'mir» совместно с Академией наук Республики Узбекистан прорабатывает перспективный проект по глиноземно-цементному производству из вторичных каолинов. Проект подобного ранга не имеет аналогов в мировой практике, и реализация его позволит коренным образом изменить и улучшить экономическое и финансовое состояния общества.

Кроме того, прорабатывается проект по созданию производства органоминеральных удобрений из угольных отходов, благодаря которому улучшится плодородие поливных земель и увеличится их урожайность.

Специалистами угольной отрасли сегодня прорабатывается проектная идея по освоению угольно-

го месторождения «Вуадиль» с прогнозными запасами угля 117 млн. т, расположенного на территории Ферганской области (24 km от города Фергана).

Реализация всех намеченных проектов будет иметь такие положительные факторы, как:

1. Коренной пересмотр структуры баланса выработки электроэнергии в Узбекистане и значительное увеличение доли угля.

2. Увеличение мощности энергоснабжения для удовлетворения растущего спроса на энергию.

3. Расширение ассортимента высококачественных продуктов угледобывающих предприятий.

Учитывая масштабы проводимых работ, ОАО «O'zbekko'mir» взаимодействует с множеством специализированных организаций, обеспечивая координацию и синхронизацию выполнения всего комплекса производственных работ в рамках проектов, эффективно выполняя функцию главного партнера.

OАО «O'zbekko'mir» является крупной устойчивой организацией с 65-летней историей, уверенно работающей и продолжающей свое развитие.

В ходе расширенного собрания, на котором были подведены итоги 2012 г. и определены важнейшие задачи на будущее, было отмечено, что 2012 г. стал очередным годом испытаний, с которыми коллектив угольной отрасли справился успешно.

В Обществе за прошедший год активно внедрялись этапы технического перевооружения, происходили серьезные производственные и кадровые изменения, увеличились добыча и поставка твердого топлива для нужд ГАК «Узбекэнерго» и другим потребителям. Начаты работы по доразведке новых угольных месторождений и новые проекты по модернизации, обеспечивающие дальнейшее развитие топливного сектора.

В 2012 г. объем товарной продукции в действующих ценах составил 147,73 млрд. сумов при темпах роста 133,5%. Добыча угля по ОАО «O'zbekko'mir» составила 3920 тыс. т; в том числе по ОАО «Шаргунькумир» - 70 тыс. т; ООО «Апартак» - 295 тыс. т. Твердого топлива для нужд населения реализовано на 46,1 млрд. сумов показатель выполнен на 125,6%. Показатель по экспорту продукции выполнен на 114,3%. Платные услуги населению перевыполнены на 138,6%, при темпах роста 140,6%.

Наряду с работами по добыче угля и каолина в ОАО «O'zbekko'mir» налажена деятельность по сбыту, поставке продукции, выполнению работ по проектам технического перевооружения, комплексному обследованию угольных месторождений, требующих реконструкции и выбор инновационных решений для проведения работ.

Производство локализуемой продукции обеспечено на 100% с темпом роста 128,3%, выпущено и реализовано товарной продукции на 3,2 млрд. су-

мов. По договорам, заключенным на Кооперационной бирже, приобретены товарно-материальные ценности от внутриреспубликанских поставщиков на 18,5 млрд. сумов.

Согласно решению годового общего Собрания акционеров, общества «Унитарные предприятия» с 1 июля 2012 г. присоединены к OAO «O'zbekko'mir» в качестве филиалов без прав юридического лица. Оптимизация организационной структуры общества позволила укрепить исполнение договорных обязательств.

Созданы новые рабочие места для 712 чел., в том числе 112 рабочих мест по развитию отрасли в рамках дистрибьюторских центров, 457 чел. по инвестиционной программе, 50 чел. по программе локализации и 83 чел. по надомному труду.

Прогноз освоения капитальных вложений за 2012 г. по OAO «O'zbekko'mir» выполнен на 106,8% (при прогнозе – 280,8 млрд. сумов факт составил - 299,92 млрд. сумов).

В целях подготовки высококвалифицированных специалистов для угольной отрасли, отвечающих современным требованиям, работники предприятий Общества, выпускники 2011–2012 учебного года - бакалавры Ташкентского государственного университета и Навоийского государственного горного института группой из 17 чел. в прошедшем году были направлены на учебу в магистратуру Московского государственного горного университета на контрактной основе.

OAO «O'zbekko'mir» также выполняет обязанности и по социально-экономическому развитию, участвуя в софинансировании в проведении ряда мероприятий для ветеранов, молодых специалистов, детей работников отрасли, для детей-сирот, детей, оставшихся без попечения родителей, детей-инвалидов, горожан в целом. Разработанный и утвержденный план мероприятий в 2012 г. по выполнению Программы «Год семьи», состоящий из одиннадцати пунктов на сумму 1047,0 млн. сумов, фактически выполнен на общую сумму 1099,3 млн. сумов.

В 2012 г. в Обществе нормализовались производственные процессы, увеличились объемы производства, пересмотрена и упорядочена организационная структура, оптимизировано число управленческого персонала.

Показатели предприятий отрасли в целом растут, поэтому, в юбилейном 2013 г., перед коллективом отрасли стоят задачи по увеличению добычи и поставки твердого топлива.

Необходимо привести в нормативное состояние борта «Разреза Ангренский», обеспечить норматив готовых к выемке запасов угля.

Для восполнения отставания по вскрышным работам на «Разрезе Ангренский» необходимо ускорить ввод в эксплуатацию оборудования цикличес-

но-поточной технологии I этапа технического перевооружения с производительностью 7,6 млн. м³ на 2013 год. OAO «O'zbekko'mir» намерено продолжить совершенствование внутренних бизнес-процессов с целью повышения эффективности выполнения работ, содействовать улучшению процедуры взаимодействия участников инвестиционного процесса и развитию собственного производственного потенциала.

Намеченные к реализации проекты по созданию «Корпоративной сети технологической связи и передачи данных (КСПД)», а также «Автоматизированной информационной системы централизованного диспетчерского контроля и управления производством (АИС ЦДК)» внесут в экономические процессы развития OAO «O'zbekko'mir» осязаемый благоприятный импульс.

Наряду с этим OAO «O'zbekko'mir» планирует и дальше развивать приоритетные направления деятельности по рациональному использованию топливно-энергетических ресурсов и оптимизации технологических процессов, реализовывать мероприятия по энергосбережению, применяя циклично-поточную технологию транспортировки угля и попутно извлекаемых полезных ископаемых, усилению работы с профессиональными колледжами и развитию программы формирования резерва кадров путем обучения в зарубежных образовательных учреждениях.

В Обществе ведутся работы по облагораживанию и благоустройству. Проводятся масштабные работы по озеленению центральных улиц города. В самом центре Ангрена силами работников OAO «O'zbekko'mir» возведен парк с теннисными аллеями. Вокруг детской площадки, которую угольщики в дар детям города построили в 2012 г., организованы клумбы с зелеными насаждениями, красивыми оградками и скамеечками. К ухоженным газонам парка «Ёшлар боги» добавились площадки, засаженные декоративными растениями, новые цветущие лужайки.

Угольная отрасль отмечает свой 65-летний юбилей новыми достижениями и успехами. Разработав тактику деятельности в кризисных условиях, OAO «O'zbekko'mir» будет продолжать успешно внедрять все проекты по техническому перевооружению, инвестиционные проекты, которые позволят обеспечить рост объемов производства, повысить экономическую эффективность деятельности Общества, определив тем самым стабильное развитие в будущем.

Курс коллектива OAO «O'zbekko'mir» взят на обновление, техническую и технологическую модернизацию отрасли, что, в свою очередь, позволит внести свой достойный вклад в экономическое и социальное развитие нашей страны.

СНИЖЕНИЕ ЗАТРАТ В ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ НА ОСНОВЕ ПРИМЕНЕНИЯ КРУТОНАКЛОННОГО КОНВЕЙЕРА В СОСТАВЕ КОМПЛЕКСА ЦПТ

Санакулов К.С., генеральный директор НГМК, докт. техн. наук; Умаров Ф.Я., декан факультета «Геология и горное дело», канд. экон. наук; Шеметов П.А., докт. техн. наук

Современный этап развития открытого способа разработки характеризуется ведением горных работ на больших глубинах. Увеличение глубины карьеров приводит к росту объемов и дальности транспортирования вскрышных пород и руды. При этом резко обостряются экономические проблемы разработки месторождений, которые на современном этапе развития приобретают особое значение. Все технологические процессы Навоийского ГМК по добыче и переработке руды имеют высокую степень механизации. На рудниках и заводах комбината эксплуатируются сотни единиц различного горно-металлургического оборудования. При нынешних жестких условиях, диктуемых экономикой рынка сегодняшнего дня, главной целью деятельности Навоийского ГМК, как и всех комбинатов, является достижение максимальной прибыли. Все остальные цели подчинены этой главной основной задаче, поскольку наличие прибыли служит основой и средством для дальнейшего роста прочих показателей комбината. Консервативность при наличии стандартного и серийно выпускаемого горного оборудования создает ситуацию, в которой отдельному комбинату трудно добиться экономического преимущества за счет технологического совершенствования производства. Низкое содержание металлов в руде обуславливает большие объемы горных работ, что увеличивает потребление товарно-материальных ценностей в производстве. Это ведет к расширению горного производства и значительному удельному весу материальных ресурсов в себестоимости продукции. В условиях рыночных отношений существенным резервом снижения себестоимости на горных производствах, повышения эффективности деятельности комбинатов и повышения финансовых результатов является экономия материальных затрат.

Наиболее эффективным путем развития комбинатов с достижением максимальной производительности горного производства и одновременным снижением затрат, позволяющим в значительной мере уменьшить отрицательные последствия увеличения глубины ведения горных работ, является повышение экономичности работы глубоких карьеров за счет обеспечения дальнейшего развития ресурсосберегающей циклично-поточной технологии (ЦПТ) с применением крутонаклонных конвейеров (КНК).

Известно, что при увеличении глубины карьера на 100 м затраты на транспортирование автосамосвалами возрастают примерно в 1,5 раза, а конвейерами на

5...6%. Так, при увеличении глубины карьера Мурунтау Навоийского ГМК от 100 до 400 м производительность автосамосвалов грузоподъемностью 40 и 110 т снизилась соответственно в 2,0 и 2,9 раз [1]. При дальнейшем увеличении глубины карьера попытки стабилизировать основные технико-экономические показатели карьерного автотранспорта путем увеличения грузоподъемности до 136; 170; 190 т дали временные желаемые результаты. В настоящее время глубина карьера Мурунтау составляет 600 м, а перспективная оценивается в 1000 м, что еще более обостряет экономические проблемы транспортировки из-за больших расстояний перевозки горной массы. Совершенно очевидно, что при отработке такого карьера наиболее сложным и проблемным становится выбор эффективного вида транспорта, доля которого в себестоимости 1 м³ горной массы составляет около 70%.

В этой связи при отработке глубокого карьера Мурунтау было предусмотрено повышение эффективности работы действующих транспортных систем. Значительное сокращение расстояния перемещения горной массы автосамосвалами достигнуто благодаря использованию комбинированного вида транспорта, в частности, путем ввода в карьер Мурунтау комплекса ЦПТ традиционной конструкции (15⁰). Использование организационных, технических и технологических мероприятий обеспечили максимальную производительность комплекса ЦПТ до 22,3 млн. м³ горной массы в год. О возникших проблемах и их решении при вводе комплекса ЦПТ в глубоком карьере Мурунтау подробно изложено в [1-3].

Применение ЦПТ традиционной конструкции в глубоком карьере Мурунтау позволило сократить расстояние транспортирования горной массы автосамосвалами на 30-40%, снизить высоту её подъема на 50-70%, сэкономить затраты на эксплуатацию в сравнении с автомобильным транспортом, уменьшить загазованность в карьере [1].

Инновационное развитие ресурсосберегающей ЦПТ и её влияние в глубоком карьере Мурунтау на снижение затрат представлено в табл. 1.

На южном борту карьера в 1984 г. введен в эксплуатацию комплекс ЦПТ в составе трех дробильно-перегрузочных пунктов (ДПП), одного грохота, двух отвалообразователей и двух конвейерных линий традиционной конструкции с шириной ленты 2000 мм производительностью 7000 т/ч. В настоящее время

грохот и два ДПП демонтированы для дальнейшего разноса борта карьера. В период работы с 2007 по 2009 гг. межступного перегружателя с крутонаклонным конвейером (КНК-30) с высотой подъема горной массы 30 м, эксплуатируемого на южном борту карьера в составе существующего комплекса ЦПТ, была показана хорошая работоспособность и перспективность применения крутонаклонных конвейеров в карьере Мурунтау.

В настоящее время отработка месторождения Мурунтау ведется объединенным карьером Мурунтау-Мютенбай. С целью снижения затрат на транспортирование руды в составе комплекса ЦПТ введен в эксплуатацию выносной конвейер традиционной конструкции с ДПП на базе двухвалковой шнекозубчатой дробилки ДШЗ-1300/300, размещенной в зоне интенсивного ведения горных работ. Выносной конвейер с ДПП в полустационарном исполнении предназначен для транспортировки на перегрузочный пункт карьера (ППК) руды из карьера Мютенбай и внешних складов, накопленных за время эксплуатации карьера Мурунтау.

На поверхности карьера в 1995 г. внедрен второй комплекс ЦПТ, состоящий из системы модульных конвейеров с дробилкой Нордберг-160 на самоходном шасси «Локотрак», предназначенный для транспортировки бедных руд из внешних складов, накопленных за время эксплуатации карьера, на участок кучного выщелачивания.

Определены пути дальнейшего рационального развития внутрикарьерных транспортных коммуникаций, позволяющих перемещать горную массу кратчайшим путем, связанные с реконструкцией глубокого карьера Мурунтау на основе традиционных ленточных конвейеров и крутонаклонного конвейера с высотой подъема горнорудной массы 270 м (КНК-270). КНК-270 с 2013 г. взял на себя перемещение на борт карьера до 45% товарной руды для перегруза её в железнодорожные думпкары с целью дальнейшего транспортирования на гидрометаллургический завод (ГМЗ-2) для переработки. Для повышения эффективности работы комплекса ЦПТ-руда с КНК в настоящее время применяется совмещение породного и рудного грузопотоков.

Капитальные вложения при строительстве комплекса ЦПТ-руда с КНК на карьере Мурунтау составили в эквиваленте 74,1 млн. долл. США. Укрупненная оценка развития ЦПТ в транспортной схеме глу-

Таблица 1

Инновационное развитие ресурсосберегающей ЦПТ и её влияние на экономию средств в карьере Мурунтау

Технологический процесс	Инвестиционный проект и год внедрения	Эффективность
Транспортирование горнорудной массы	Применение комплекса ЦПТ в составе трех ДПП, одного грохота, двух отвалообразователей и двух конвейерных линий с шириной ленты 2000 mm производительностью 7000 t/h (1984 г.)	Сокращение расстояния транспортирования горной массы автотранспортом на 30-40%, снижение высоты подъема на 50-70%. Увеличение производительности мощности карьера по горной массе на 30%
	Ввод в эксплуатацию в составе действующего комплекса ЦПТ крутонаклонного конвейера, с высотой подъема горной массы 30 м. производительностью 3460 t/h (2007 г.)	Сокращение расстояния откатки руды автотранспортом на 480 м, высоты подъема на 60 м. Приобретен опыт работы и отработана технология транспортирования руды на КНК
	Ввод в эксплуатацию в составе комплекса ЦПТ выносного конвейера с ДПП на базе шнеко-зубчатой дробилки (2009 г.)	Транспортировка на ППК руды из зон интенсивного ведения горных работ карьера Мютенбай и внешних складов. Сокращение расстояние откатки руды автотранспортом на 600 м.
	Ввод в эксплуатацию комплекса ЦПТ-руда с КНК с высотой подъема горной массы 270 м (2011 г.)	Снижение затрат на эксплуатационные расходы на 2,7 млн. долл. в год.
	Ввод в эксплуатацию на поверхности карьера второго комплекса ЦПТ, состоящего из системы модульных конвейеров с дробилкой на самоходном шасси «Локотрак» (1995 г.)	Транспортировка забалансовых и бедных руд из зон интенсивного ведения горных работ на участок кучного выщелачивания

бокого карьера Мурунтау с применением КНК показывает, что объемы инвестиций на внедрение КНК-270 ниже на 1,5 млн. долл. США, а на эксплуатационные расходы на 2,7 млн. долл. США в год, чем на развитие автомобильного технологического транспорта. Ввод КНК-270 в эксплуатацию в марте 2011 г. позволил сократить расстояние транспортирования горнорудной массы автомобильным транспортом в среднем на 3,5 км, высоту подъема на 285-320 м. Как показывает практика работы карьера Мурунтау, применение комплекса ЦПТ-руда с КНК дает возможность повысить производительность автосамосвалов на 30%, сократить годовой пробег машин на 30,4%, количество автосамосвалов, водителей и ремонтников – на 27,2%, расход горюче-смазочных материалов – на 37% [4]. Таким образом, внедрение схемы с комплексом ЦПТ-руда с КНК при менее низких капитальных вложениях имеет также более низкие текущие затраты на эксплуатацию, связанные со сниженной потребностью в самосвалах, водителях и обслуживающем персонале. Своевременная реконструкция действующего комплекса ЦПТ и внедрение нового

Таблица 2

Основные технические характеристики КНК-270, транспортируемой горной массы и условий эксплуатации

№ п/п	Техническая характеристика	Единица измерения	Показатель
1	Техническая производительность	t/h	3500
2	Эксплуатационная суточная производительность	тыс. t	до 53,5
3	Длина КНК (в т.ч. наклонной части)	m	960 (483)
4	Высота подъема горнорудной массы	m	270
5	Угол наклонной части конвейера	grad	37
6	Скорость движения лент конвейера	m/s	3,15
7	Общая протяженность транспортирования	m	1285
8	Подводимое напряжение	V	6000
9	Транспортируемый материал		Скальная порода
10	Гранулометрический состав	mm	0...300 (60%) 300...1200 (38,5%) Более 1200 (1,5%)
11	Размер кусков после дробления	mm	Не более 300
12	Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова		7...15
13	Плотность в целике	t/m ³	2,6
14	Насыпная плотность	t/m ³	1,75
15	Предел прочности на сжатие	МПа	До 250
16	Диапазон температуры воздуха	°C	- 28,8...+48,6
17	Максимально допустимая скорость ветра	m/s	25
18	Сейсмичность зоны (по 12-балльной шкале)	балл	7
19	Сейсмичность от массовых взрывов в карьере (по 12-балльной шкале)	балл	До 8

оборудования позволяет обеспечивать плановые объемы добычи и устойчивое развитие карьера с наименьшими затратами.

Комплекс ЦПТ-руда с КНК введен в эксплуатацию на карьере в 2011 г. По высоте подъема, производительности, оригинальности конструктивной схемы и конструкции узлов КНК-270 является уникальным транспортным оборудованием, не имеющим аналогов в мире. Основные технические характеристики КНК-270, транспортируемой горной массы и условий эксплуатации приведены в табл. 2.

Основу комплекса ЦПТ-руда представляет мощный крутонаклонный конвейер, связывающий полустационарный дробильно-перегрузочный пункт (ДПП), размещенный на целике с откосом 45°...50° на гор. +285...+300 м., смонтированный в карьере, с расположенным на его поверхности складским конвейером, транспортирующим руду на промежуточный склад или в железнодорожные думпкары. КНК представляет собой двухленточный конвейер типа «сэндвич» с прижимной лентой, способный транспортировать горную массу под углом 37° к горизонту. Схема КНК и его параметры увязаны с профилем северо-восточного борта карьера и размещением на его поверхности склада руды. Коэффициент готовности КНК составил 0,71 на период ввода в эксплуатацию и 0,803 после завершения опытной эксплуатации. Опоры КНК установлены на предохранительных бермах отстроченного участка борта карьера, конфигу-

рация трассы КНК сочетает участки борта карьера с различными углами наклона, сводя до минимума горно-подготовительные работы. В перспективе имеется возможность дальнейшего поэтапного ввода комплекса КНК в нижней зоне карьера еще на 180,0 м при установке КНК-180.

КНК имеет две замкнутые ленты: нижнюю грузонесущую типа St 5400 и верхнюю прижимную типа St 3500, рабочая ветвь которой прижимает транспортируемую горнорудную массу к рабочей ветви грузонесущей ленты. Прижимная лента на крутонаклонной части конвейера располагается над грузонесущей лентой. Увеличенные силы трения удерживают транспортируемый груз между лентами от его сползания вниз по крутонаклонной части конвейера. Ролики КНК имеют храповые механизмы, которые позволяют им вращаться только в одну сторону и способствуют остановке конвейерной ленты при сползании в случае ее обрыва. Кроме того, на КНК установлен ловитель холостой ветви грузонесущей конвейерной ленты.

Система управления АСУ комплекса «ЦПТ-руда» полностью компьютеризирована, имеет диагностические средства, которые помогают как при технологических режимах работы, так и при запусках комплекса, отыскании неисправностей в случаях аварийной остановки, а также дает богатый материал для учета и анализа работы оборудования комплекса и персонала.

Наблюдение за состоянием и ходом технологического процесса, а также управление, вплоть до запуска отдельного привода на машинах комплекса, осуществляется с экрана компьютера в центральном пункте управления (ЦПУ) и операторских панелей с графическим дисплеем в кабинах ДПП и ПШС. Предусмотрен новый вид остановки линии комплекса - прямоточная программная - от места его формирования до разгрузки. При программной остановке вначале отключается питатель ДПП, затем с выдержкой времени последовательно дробилка, КНК, складской конвейер и реверсивный конвейер ПШС. Выдержки времени обеспечивают разгрузку дробилки и всех конвейеров. В результате вся линия освобождается от горной массы и облегчается следующий пуск, что особенно важно для КНК с его приводами мощностью 5000 kW. Сохранена и экстренная противоточная остановка для тех случаев, когда прямоточная

программная остановка недопустима (например, от аварийного тросового выключателя).

Все операции фиксируются в журнале событий программируемых логических контроллеров и компьютерах ЦПУ, что позволяет восстанавливать ретроспективу предшествовавших событий. При отказе составных частей АСУ выполняется ее диагностика, по результатам которой указывается конкретный элемент, подлежащий восстановлению. Для обучения персонала, тестирования программно-технических средств, отладки новых функций и изменений в программах предусмотрен сервисный стенд. Обслуживающий персонал имеет ограничения по доступу к имеющимся функциям в соответствии со своей квалификацией и должностными обязанностями. Очень наглядными и полезными для оптимизации работы групповых электроприводов из 8-ми двигателей, оборудования и всей технологии оказались тренды, которые графически в масштабе отражают наиболее важные процессы в текущее время и в прошлые смены на протяжении более месяца.

Для удобства обслуживания и ремонта КНК снабжен ремонтной тележкой с грузоподъемными механизмами и механическим приводом для ее перемещения по рельсам, уложенным сверху металлоконструкции вдоль конвейерного става. Кроме того, для текущих осмотров КНК оборудован лифтовой установкой с кабиной для перемещения обслуживающего персонала по крутонаклонной части.

С начала эксплуатации на 01.01.2013 г. через комплекс ЦПТ-руда с КНК-270 в карьере Мурунтау отгружено около 16,5 млн. т горной массы (рис. 1). Максимальная достигнутая производительность - 1 млн. 190,8 тыс. т/мес. Организована выдача из экскаваторных забоев северного и юго-восточного борта карьера на ДПП КНК-270 вскрышных пород и руды. При этом на поверхностном перегрузочном складе задействованы один гидравлический экскаватор с емкостью ковша 17 м³ и 2-3 единицы автосамосвалов с вывозом породы вскрыши на отвалы.

По реконструкции карьера Мурунтау предусматривается расчленивание запасов южного борта карьера под существующим комплексом ЦПТ и расширение карьера в юго-восточном направлении и слияние его с участком открытых горных работ карьера Мютенбай. Месторождение Мютенбай вскрывается двумя полутраншеями, расположенными в восточной части карьера на отметке +480 м и в западной части на отметке +490 м и далее тупиковыми съездами на его северном и восточном бортах. В рассматриваемой схеме вскрытия карьеры Мютенбай и Мурунтау по проекту соединяются на отметке +375 м, ниже которой они имеют самостоятельное вскрытие. С целью отработки рудного тела на южном борту карьера, законсервированного действующим комплексом ЦПТ традиционной конструкции, производятся работы по демонтажу выбывших из эксплуатации фундаментов ДПП. В соответствии с инвестиционным проектом на

юго-восточном борту карьера закончено строительство наклонного конвейера традиционной конструкции (13,5°) и ДПП на гор. +405 м для выдачи породы по существующему комплексу ЦПТ в отвал посредством отвалообразователя. В результате перемонтажа конвейера в новое положение на гор. +405 м и ввода в эксплуатацию ДПП в 2012 г. увеличилась площадь рабочего пространства карьера для добычи руды.

В настоящее время транспортная цепочка ЦПТ с совмещенным рудным и породным грузопотоком в составе трех ДПП представляет собой единую схему доставки руды и породы из карьера на поверхность. Дополнительным звеном является выносной слабонаклонный конвейер с ДПП на базе шнеко-зубчатой дробилки, расположенный на борту карьера, предназначенный для транспортировки на ППК руды из карьера Мютенбай и внешних складов. При этом применение в транспортной схеме карьера конвейеров с ДПП, размещенных в зонах интенсивного ведения горных работ, обеспечивает минимальные расстояния транспортирования горнорудной массы автосамосвалами.

Выполненными расчетами по определению рационального соотношения объемов грузопотоков между автомобильным и комбинированным транспортом для рассматриваемых горно-технических условий карьера Мурунтау установлено, что максимальный экономический эффект достигается, если доля грузоперевозок автотранспортом составляет 30-40%, соответственно комбинированным (автомобильно-конвейерным с КНК) - 60-70%. При этом удельная эффективность применения комплекса ЦПТ-руда с КНК с размещением ДПП на гор.+375 м приблизительно равна 0,193 долл. США на тонну. Следова-



Рис. 1. Транспортировка горной массы крутонаклонным конвейером

тельно, при производительности комплекса ЦПТ-руда с КНК 14,0–16,0 млн. т общая годовая эффективность составляет 2,7–3,1 млн. долл. США.

При дальнейшем совершенствовании ЦПТ необходимо значительно увеличить её адаптационную способность к изменяющимся условиям разработки. Так, поддержание мощности карьера по горнорудной массе требует развития горных работ на объединенном карьере Мурунтау-Мютенбай с самостоятельными схемами транспорта. При этом для сокращения объема автоперевозок должна быть решена задача более глубокого ввода комплекса ЦПТ-руда с КНК.

Внедрение комплекса ЦПТ-руда и на его основе КНК-270 является новым этапом в развитии технологии добычи с использованием ресурсосберегающей ЦПТ и основой перехода разработки полезных ископаемых открытым способом на более глубокие горизонты без снижения и даже с увеличением эффективности горных производств.

В процессе пусконаладочных работ и в процессе эксплуатации в течение первого года работы на ЦПТ-руда с КНК выявлены недоработки проекта [5]. В процессе пуско-наладочных работ и эксплуатации в течение первого года работы недоработки проекта были устранены. Тем не менее, при проектировании комплекса ЦПТ-руда с КНК-270 в состав оборудова-

ния заложены большие резервы, поэтому в перспективе, при необходимости, возможно без существенных капиталовложений и трудовых затрат увеличить производительность КНК-270 до 20% и увеличить длину (глубину подъема горной массы) крутонаклонной части КНК. Таким образом, на опыте работы карьера Мурунтау созданы все предпосылки для широкого внедрения в глубоких карьерах ЦПТ традиционной конструкции, использование в составе комплексов ЦПТ выносных конвейеров, ЦПТ на базе высокопроизводительных и технологичных КНК, полустационарных ДПП и межступенных крутонаклонных перегружателей. Развитие объединенного карьера Мурунтау-Мютенбай в перспективе связано с эксплуатацией комплексов ЦПТ традиционного и крутонаклонного исполнения.

Таким образом, дальнейшее развитие открытых горных работ для Навоийского ГМК связано с решением сложной задачи по оптимизации и сокращению затрат, повышению эффективности горного производства. В условиях мирового кризиса, когда неопределенность возрастает, ресурсы ограничены и требуется сокращение затрат, применение КНК в составе ЦПТ является практически единственным технологически эффективным решением в глубоком карьере Мурунтау.

Список литературы:

1. Мальгин О.Н., Сытенков В.Н., Шеметов П.А. Циклично-поточная технология в глубоких карьерах. Ташкент. «ФАН». 2004. 337 с.
2. Шеметов П.А., Мальгин О.Н. Транспортирование горной массы межступенным крутонаклонным перегружателем // Горный Журнал. - 2007. № 5. с. 46-47.
3. Санакулов К.С., Шеметов П.А. Карьер Мурунтау на пути к рекордной глубине: основные этапы развития и модернизации горных работ // Горный Журнал. - 2009 № 11. с. 98-102.
4. Санакулов К.С., Шеметов П.А. Развитие циклично-поточной технологии на основе крутонаклонных конвейеров в глубоких карьерах // Горный Журнал. - 2011. № 85. с. 34-37.
5. Санакулов К.С., Шеметов П.А., Киченко В.И. Особенности технологии монтажа крутонаклонного конвейера // Горный Вестник Узбекистана. - 2011. № 2. с. 18-26.

УДК 622.24.001

© Норов Ю.Д., Насиров У.Ф., Норматова М.Ж., Нутфуллаев Г.С. 2013 г.

ФОРМИРОВАНИЕ ЩЕЛЕВЫХ ЗАРЯДОВ ПРИ ДРОБЛЕНИИ РАЗНОПРОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД В СЛОЖНЫХ ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

Норов Ю.Д., начальник горного бюро ЦНИЛ НГМК, докт. техн. наук, профессор; Насиров У.Ф., профессор кафедры «Горное дело» ТашГТУ, докт. техн. наук; Норматова М.Ж., ст. преподаватель кафедры «Горное дело» НГГИ; Нутфуллаев Г.С., аспирант МГРУ

В труднодоступных и заболоченных районах сельскохозяйственных работ при разработке мерзлых грунтов, а также в мелиоративном строительстве линейных сооружений в условиях, где земле-

ройные и сельскохозяйственные машины имеют низкий коэффициент использования, взрывной способ с использованием щелевых зарядов является незаменимым. Эффективность и экономическая

целесообразность применения взрыва щелевых зарядов в различных горно-технических условиях приведены в работах [1-9].

В работе [1] приведены три варианта расположения щелевого заряда для рыхления мерзлых грунтов.

Вариант 1 предусматривает расположение щелевого заряда по оси строящейся траншеи на глубину половины мощности мерзлого слоя грунта. При взрыве такого заряда диаметр воронки выброса оказывается больше ширины траншеи. С другой стороны, глубина рыхления не достигает полной мощности мерзлого слоя грунта. В этом случае ковш экскаватора в состоянии выбрать разрыхленный мерзлый грунт только наполовину его мощности. Дальнейшее сооружение траншеи в глубину по данному варианту может быть осуществлено повторным взрывом оставшегося слоя мерзлого грунта шпуровыми зарядами или его надо разрыхлить при помощи клин-бара. Этот вариант взрывного рыхления мерзлого грунта малоэффективен.

Вариант 2 отличается от предыдущего глубиной заложения щели, составляющей около 80% полной мощности мерзлого слоя. В результате взрыва усиленного заряда, заложенного на значительно большую глубину, чем в первом варианте, можно обеспечить полную проработку всего массива мерзлого грунта, достигнув поверхностного слоя талого грунта. Однако при этом варианте, хотя и увеличивается радиус действия взрыва, не создается минимальной кусковатости грунта, обеспечивающей наибольший коэффициент использования ковша экскаватора, как правило, из-за того, что отдельные глыбы взорванного грунта не захватываются ковшом и требуют дополнительного рыхления. С другой стороны, вершина обратного конуса рыхления, образованного в слое мерзлого массива, препятствует проникновению ковша в слой талого грунта.

Вариант 3 является наиболее эффективным для экскавации грунта. Сущность этого варианта состоит в том, что энергия, затрачиваемая на создание воронки, увеличивается с двух сторон щелевыми выработками. Эти выработки являются компенсирующим пространством при взрыве заряда ВВ, заложенного в центральную часть и засыпанного забойкой. Оконтуривающие щели прорезаются на ширину траншеи и ВВ не заряжаются. При этом уборка взорванного грунта ковшом экскаватора в значительной степени облегчается в сравнении с предыдущими вариантами.

В табл. 1 приведены основные параметры рыхления мерзлых грунтов щелевыми зарядами.

Разработан способ [1], который предназначен для строительства каналов в талых грунтах. Сущность его состоит в том, что вслед за рабочим орга-

Таблица 1
Основные параметры при рыхлении мерзлых грунтов (суглинков) однорядными щелевыми зарядами при ширине щели 0,14 м

Вариант	Мощность мерзлого слоя грунта, м	Глубина щели, м	Глубина взрывного рыхления, м	Ширина воронки рыхления, м	Масса 1 м щелевого заряда ВВ, кг
I	1,1-1,2	0,8	1-1,2	3-3,5	4,5-5
II	1,2-1,4	1-1,2	1,3-1,5	3,5-4,5	5,5-6
III	1,4-1,7	1,2-1,4	1,5-1,7	4,5-5	6,5-7

ном машины, устраивающую на заданной глубине горизонтальную цилиндрическую скважину, прокладывают при помощи зарядной машины эластичный полиэтиленовый шланг высокого давления, заранее заполненный рыхлым ВВ, и длиной порядка 250-300 м. Одной из гусениц трактора пресуют щель, образованную ножом в результате укладки заряда с целью создания более плотной забойки уложенного заряда.

Известен способ [2] образования выемок взрывами щелевых зарядов, который применяется при строительстве каналов и рыхления мерзлых грунтов в зимнее время, включающий нарезание щелей, их зарядку ВВ щелерезной машиной марки ЩЗМ-1, забойку и взрывание. Установлено, что производительность предлагаемого взрывного метода [3] при разработке мерзлых грунтов в 10 раз выше, чем при применении обычных землеройных машин.

Известен способ [4] взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород с твердыми включениями на карьере, включающий бурение рядов основных скважин с одновременным определением мощности крепких пропластков, зарядание ВВ и забойку (рис. 1). Согласно данному способу бурят вертикальные скважины (1) по паспорту буровзрывных работ с одновременным определением мощностей крепких пропластков (2). Для обеспечения качественного дробления разнопрочных горных пород с включениями крепких пропластков в дополнительных щелях (3) располагают заряд ВВ

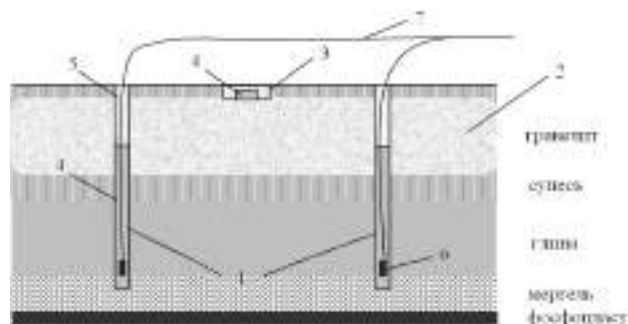


Рис. 1. Способ взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород: 1 – вертикальные скважины; 2 – крепкое включение; 3 – дополнительная щель; 4 – заряд ВВ; 5 – забойка; 6 – промежуточный детонатор; 7 – детонирующий шнур

(4), производят забойку (5) и одновременное взрывание основных скважинных и дополнительных щелевых зарядов ВВ. Данный способ нашел применение при разработке Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов, которое имеет сложные горно-геологические условия ведения добычных работ.

Таким образом, путем расположения дополнительных щелевых зарядов ВВ над пропластками можно добиться равномерного их дробления за счет направленного использования энергии взрыва по крепким пропласткам, находящимся в верхней части уступа в зоне неуправляемого дробления.

В работах [5-6] разработаны способы образования удлиненных выемок в оплывающих песчаных грунтах взрывами траншейных зарядов выброса, обеспечивающих снижение дополнительных трудозатрат, а также повышение надежности детонирования зарядов в сложных гидрогеологических условиях.

Разработаны методики [7, 8] определения размеров зон уплотнения выемки в оплывающих песчаных грунтах взрывами траншейных зарядов выброса с предварительным уплотнением ее дна и бортов боковыми камуфлетными скважинными зарядами и раствором ПАВ. На основе данной методики разработан состав раствора ПАВ, обеспечивающий слияние зон повышенной плотности, разжижения и пониженной плотности в единую зону уплотнения. Установлены параболические зависимости изменения плотности массива оплывающих песчаных грунтов взрывом траншейных зарядов выброса с применением различных типов раствора ПАВ от расстояния. Авторами [8, 9] установлено, что под воздействием раствора ПАВ зоны повышенной плотности, разжижения и пониженной

плотности сливаются в единую зону уплотнения. Наиболее эффективным и экономически выгодным раствором ПАВ при уплотнении оплывающего песчаного грунта является раствор гидроокиси алюминия. Способы образования удлиненных выемок в оплывающих песчаных грунтах взрывами траншейных зарядов выброса применялись при строительстве коллекторов «Чинка» и «Машанкуль-Судочье» в Республике Узбекистан с экономическим эффектом 1,19 сум/м³.

Разработана также методика определения размеров выемок взрывами траншейных зарядов выброса с использованием раствора ПАВ, на основе которой установлены параболические зависимости изменения размеров выемки от удельного расхода и угла грунтовой обваловки при различных степенях плотности оплывающих песчаных грунтов. В работе [9] разработаны и экспериментально проверены методики инженерных расчетов размеров зон уплотнения массива, параметров траншейных зарядов выброса и размеров выемок в оплывающих песчаных грунтах.

Однако каждый из приведенных методов разрушения разнопрочных горных пород взрывом щелевого заряда, помимо достоинств, имеет ряд недостатков.

Таким образом, в результате проведенного анализа эффективности и экономической целесообразности применения взрыва щелевых зарядов в различных горно-геологических условиях установлено, что научно-исследовательские работы, проведенные вышеперечисленными авторами, являются основой для будущих научно-исследовательских работ и могут применяться в условиях действующих горных предприятиях с учетом адаптации к конкретным условиям.

Список литературы:

1. Кушнарев Д.М., Миндели Э.О., Авдеев А.Ф. Справочник по взрывным работам в мелиоративном и водохозяйственном строительстве. – М.: Недра, 1985. – 446 с.
2. Кушнарев Д.М., Патрашев А.Н. Новая поточная технология буровзрывных работ в гидромелиоративном и водохозяйственном строительстве. – М.: Центральная лаборатория мелиоративных и гидровзрывных исследований СевНИГиМа, 1971. – 9 с.
3. Глоба В.М. Буровзрывные работы при строительстве магистральных трубопроводов и подземных хранилищ. – М.: Недра, 1984. – 239 с.
4. Шеметов П.А., Норов Ю.Д., Мислибоев И.Т., Бирик И.П., Снитка Н.П., Заиров Ш.Ш. Способ взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород. // Патент на изобретение № IAP 03938. Зарегистрирован в государственном реестре изобретений Республики Узбекистан 23.04.2009 г.
5. Патент № 5920 (РУз) Способ формирования траншейного заряда взрывчатого вещества / Норов Ю.Д., Раимжанов Б.Р., Тураев А.С., Насиров У.Ф., Шарипов Э.А. // Расмий ахборотнома. – 1999. – №3.
6. Норов Ю.Д., Насиров У.Ф. Образование выемок взрывами траншейных зарядов выброса в оплывающих песчаных грунтах. – Ташкент: Фан, 2007. – 134 с.
7. Насиров У.Ф., Уринов Ш.Р., Заиров Ш.Ш. Методика определения размеров зон уплотнения выемки в оплывающих песчаных грунтах взрывами траншейных зарядов выброса с использованием ПАВ. – Навоий, 2009. – 34 с.
8. Норов Ю.Д., Насиров У.Ф., Мухаммедов Ш., Усаров И., Методика комплексного исследования упрочнения массива в оплывающих песчаных грунтах взрывным способом. – Навоий, 2005. – 24 с.
9. Насиров У.Ф. Научно-технические основы взрывной технологии образования открытых горных выработок в сложных гидрогеологических условиях // Автореф. дисс. ... докт. техн. наук. – Ташкент, 2011. – 48 с.

МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВНОЙ ВОЛНЫ В РАЗНОПРОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОДАХ

Норов Ю.Д., начальник горного бюро ЦНИЛ НГМК, докт. техн. наук, профессор; Заиров Ш.Ш., и.о. доцента кафедры «Горное дело» НГТИ, канд. техн. наук; Норов Ж.А., инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК; Урунов Ш.К., аспирант НГТИ

Массив разнопрочных горных пород представляет собой прослойки крепких пород с различными глинами и грунтами во вмещающих менее крепких породах, отличающиеся друг от друга по прочности и акустической жесткости. При взрыве скважинных зарядов взрывчатых веществ (ВВ) в разнопрочных горных породах основная часть энергии взрыва затрачивается на уплотнение мягких пород, и лишь незначительная часть энергии расходуется непосредственно на рыхление крепких пропластков. В связи с этим исследование распространения взрывных волн в разнопрочных горных породах приобретает в настоящее время исключительную важность.

Рассмотрим математическую постановку задачи о распространении взрывной волны в разнопрочных горных породах.

Движение разнопрочной горной породы в переменных Лагранжа описывается системой уравнений [1]:

$$\begin{aligned} \frac{\partial V}{\partial t} - \frac{1}{\rho_0} \left(\frac{R}{r} \right)^v \frac{\partial u}{\partial r} - \frac{uV}{R} &= 0; \\ \frac{\partial u}{\partial t} + \frac{1}{\rho_0} \left(\frac{R}{r} \right)^v \frac{\partial p}{\partial r} &= 0, \end{aligned} \quad (1)$$

где $u = \partial R / \partial t$; $V = 1 / \rho_0$,

R – координата Лагранжа;

V – удельный объем среды, при сферическом, цилиндрическом и плоском взрывах соответственно равен 2, 1 и 0;

ρ_0 – плотность среды.

Уравнение состояния многокомпонентной нелинейно-упругой среды имеет вид:

$$\frac{V}{V_0} = \sum_{i=1}^3 \alpha_i \left[\frac{\gamma_i (p - p_0)}{\rho_{i0} c_{i0}^2} + 1 \right]^{\frac{1}{\gamma_i}}, \quad (2)$$

где V – начальный удельный объем среды при текущем давлении;

V_0 – начальный удельный объем среды при атмосферном давлении, $V_0 = 1 / \rho_0$;

γ_i – показатель изоэнтропии i -го компонента;

i – номер компонента в грунте разнопрочных горных пород (1 – воздух; 2 – жидкость; 3 – твердые частицы);

p – гидростатическое давление, Па;

p_0 – атмосферное давление, Па;

α_i – содержание по объему компонентов;

ρ_{i0} – плотность компонентов;

c_{i0} – скорость звука в компонентах при атмосферном давлении.

Детонация заряда ВВ предполагается мгновенной безволновой, расширение продуктов детонации происходит в соответствии с уравнением:

$$p = A \rho_{\text{пд}}^{n_0} + B \rho_{\text{пд}}^{\gamma_0+1}; \quad \frac{\rho_{\text{пд}}}{\rho_n} = \left(\frac{r_0}{r_n} \right)^{\gamma_0+1}, \quad (3)$$

где $\rho_{\text{пд}}$ – плотность продуктов детонации, kg/m^3 ;

A, B, n_0, γ_0 – константы, определяемые из следующего условия.

Кривая, удовлетворяющая уравнению (3), имеет общую точку (p_n, ρ_n) и общую касательную в этой точке при $p \rightarrow p_0$. При расширении от p_n до p_0 совершается работа, равная энергии взрывчатого превращения Q . Эти условия совместно с уравнением (3) дают систему четырех уравнений для определения указанных констант:

$$\left. \begin{aligned} k_n &= n_0 + \frac{B \rho_n^{\gamma_0}}{p_n} (\gamma_0 - n_0 + 1); \quad \gamma_0 = k_0 - 1; \\ Q &= \frac{p_n}{\rho_n (n_0 - 1)} + \frac{B \rho_n^{\gamma_0 - 1} (n_0 - \gamma_0 - 1)}{(\gamma_0 - 1)(n_0 - 1)}; \\ p_n &= A \rho_n^{n_0} + B \rho_n^{\gamma_0 + 1}. \end{aligned} \right\} \quad (4)$$

Сразу же после детонации по разнопрочной горной породе распространяется ударная волна, называемая падающей ударной волной, на фронте которой выполняются соотношения:

$$p - p_0 = \rho_0 u D; \quad \rho u = (\rho - \rho_0) D, \quad (5)$$

где ρ_0 и ρ – плотности пород перед и на фронте падающей ударной волны.

На контактной границе «Продукты детонации – порода» предполагается непрерывность давления и скорости частиц сред.

Параметры напряженно-деформированного состояния разнопрочных горных пород определяются в результате численного счета. При этом система уравнений (1) имеет два семейства характеристик, вдоль которых выполняются характеристические соотношения:

$$\frac{dp}{\rho c} + du + \frac{u c}{R} dt = 0 \quad \text{при} \quad dr = \frac{c \rho}{\rho_0} \left(\frac{R}{r} \right)^v dt; \quad (6)$$

$$\frac{dp}{\rho c} - du + \frac{u c}{R} dt = 0 \quad \text{при} \quad dr = -\frac{c \rho}{\rho_0} \left(\frac{R}{r} \right)^v dt.$$

При взрыве в разнопрочных горных породах пара-

метры p_2, u_2, D_2, V_2 в отраженной ударной волне и параметры p_3, u_3, D_3, V_3 в проходящей ударной волне определяются из системы уравнений [2]:

$$\left. \begin{aligned} u_2 &= u_1 - \sqrt{(p_2 - p_1)(V_1 - V_2)}; \\ D_2 &= u_1 - V_1 \sqrt{(p_2 - p_1)/(V_1 - V_2)}; \\ u_3 &= \sqrt{(p_3 - p_{30})(V_{30} - V_3(p_3))} - u_{30}; \\ D_3 &= V_{30} \sqrt{(p_3 - p_{30})/(V_{30} - V_3(p_3))} - u_{30}, \quad u_3 = u_2, \quad p_3 = p_2, \end{aligned} \right\} (7)$$

где p_{30}, V_{30} – давление и удельный объем пород перед фронтом проходящей ударной волны.

Учитывая, что одна из пород более сжимаема, то после падения падающей ударной волны с параметрами p_1, u_1, V_1 на границу раздела пород начнут распространяться две волны – в первой породе отраженная волна разрежения с параметрами p_2, u_2, V_2 и во второй породе – проходящая ударная волна с p_3, u_3, V_3, D_3 .

Параметры отраженной и проходящих волн определяются из системы уравнений:

$$\left. \begin{aligned} u_2 &= u_1 - \int_{p_1}^{p_2} c(\rho) \frac{dp}{\rho}; \quad u_3 = \sqrt{(p_3 - p_{30})(V_{30} - V_3)}; \\ D_3 &= \sqrt{(p_3 - p_{30})(V_{30} - V_3)} - u_{30}, \quad u_2 = u_3; \quad p_2 = p_3. \end{aligned} \right\} (8)$$

Функции $V(p_2)$ и $V_3(p_3)$ имеют вид (2). Система уравнений (1), (2) с граничными условиями (3), (5), (7), (8) является математической постановкой задачи распространения взрывных волн в разнопрочных горных породах.

Рассмотрим действие скважинного заряда ВВ в разнопрочных горных породах, при взрыве которых в грунтах образуются газовые полости с созданием жестких стенок.

Теоретические и экспериментальные исследования, проведенные авторами работ [3-5], показывают, что после взрыва скважинного заряда закономерность изменения напряжения и деформации от расстояния в грунтовом массиве определяется по формулам:

$$\sigma_r = K_\sigma \left(\frac{x}{r_0}\right)^{-\mu_\sigma}, \quad (9)$$

$$\varepsilon = k_\varepsilon \left(\frac{x}{r_0}\right)^{-\mu_\varepsilon}, \quad (10)$$

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

K_σ – коэффициент изменения напряжений на фронте волны с расстоянием, Па;

μ_σ – показатель степени в закономерности затухания деформаций в волне с расстоянием от взрыва;

r_0 – радиус скважинного заряда;

k_ε – коэффициент в закономерности изменения деформаций с расстоянием;

μ_ε – показатель степени в закономерности затухания деформаций в волне с расстоянием от взрыва.

Обозначив через ε_k деформацию, до которой уп-

лотняется мягкая порода и, используя формулу (10) при $x=h_{ynл}$, получаем:

$$r_0 = h_{ynл} \left(\frac{\varepsilon_k}{k_\varepsilon}\right)^{1/\mu_\varepsilon}.$$

Линейная плотность скважинного заряда имеет вид:

$$\Delta_l = \pi r_0^2 \rho_{вв} = \pi \rho_{вв} h_{ynл}^2 \left(\frac{\varepsilon_k}{k_\varepsilon}\right)^{2/\mu_\varepsilon}. \quad (11)$$

По формуле (11) можно определить глубину уплотнения мягких пород:

$$h_{ynл} = \sqrt{\frac{\Delta_l}{\pi \rho_{вв} \left(\frac{\varepsilon_k}{k_\varepsilon}\right)^{2/\mu_\varepsilon}}}. \quad (12)$$

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

$$\varepsilon = (\rho - \rho_0)/\rho, \quad (13)$$

а начальная плотность мягкой породы с плотностью его скелета связана выражением:

$$\rho_0 = (1 + 0,01 W_g) \gamma_{ск}, \quad (14)$$

деформация грунтового массива примет вид:

$$\varepsilon_k = \frac{\rho - (\gamma_{ск} + 0,01 \gamma_{ск} W_g)}{\rho}. \quad (15)$$

Подставляя (15) в (12) получаем формулу определения глубины уплотнения мягких пород в разнопрочных горных породах:

$$h_{ynл} = \sqrt{\frac{\Delta_l}{\pi \rho_{вв} \left(\frac{\rho - (\gamma_{ск} + 0,01 \gamma_{ск} W_g)}{\rho \cdot k_\varepsilon}\right)^{2/\mu_\varepsilon}}}, \text{ m}, \quad (16)$$

где Δ_l – линейная плотность скважинного заряда;

$\rho_{вв}$ – плотность ВВ;

ρ – плотность мягкой породы;

$\gamma_{ск}$ – плотность скелета мягкой породы;

W_g – влажность мягкой породы.

Максимальная плотность скелета мягкой породы в соответствии с ГОСТ 30416-96 определяется по формуле:

$$\gamma_{ск\max} = \frac{1 - V_a}{\frac{1}{\rho_s} - \frac{W}{\rho_w}}, \quad (17)$$

где ρ_s, ρ_w – плотность минеральных частиц и воды, g/cm^3 ;

W – влажность в долях единицы;

V_a – содержание воздуха в мягкой породе максимальной плотности.

Согласно работам [6, 7], коэффициенты, входящие в функциональную зависимость (10), имеют следующие значения $k_\varepsilon=0,065$; $\mu_\varepsilon=0,18$ для суглинка и $k_\varepsilon=0,01$; $\mu_\varepsilon=0,15$ для супеси.

При $\Delta_l = \pi r_0^2 \rho_{вв}$ окончательно получаем:

$$h_{ynл} = r_0 \left[\frac{\rho \cdot k_\varepsilon}{\rho - \gamma_{ск} \cdot (1 + 0,01 \cdot W_g)} \right]^{1/\mu_\varepsilon}. \quad (18)$$

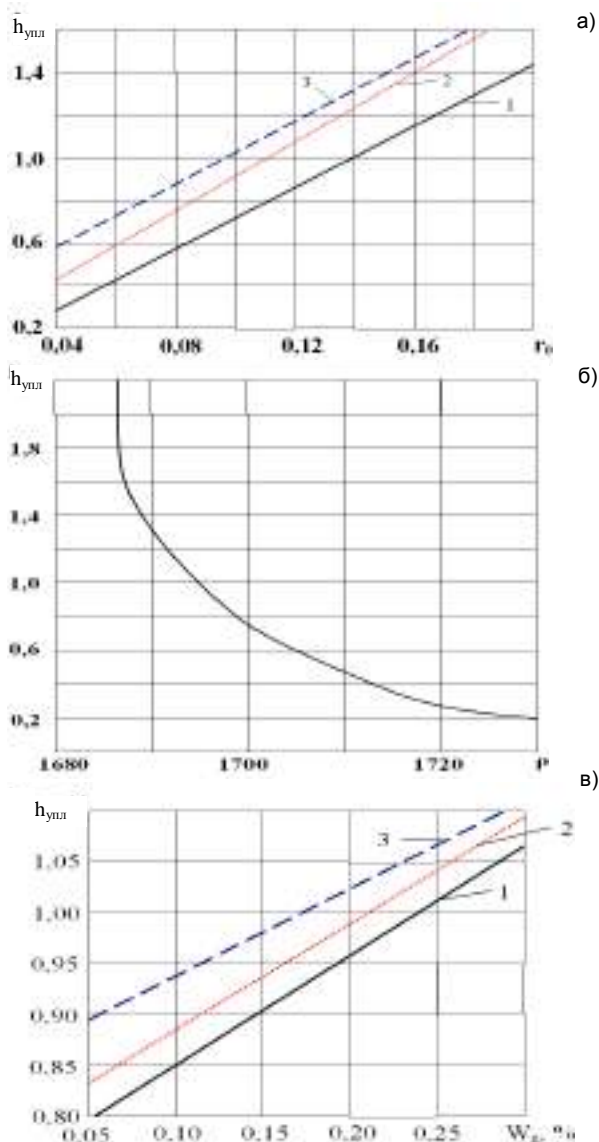


Рис. 1. Изменение глубины зоны уплотнения грунтового массива (m) при взрыве скважинного заряда ВВ в зависимости от его радиуса (а), от плотности (б) и массовой влажности (в) грунта: 1 – суглинок; 2 – супесь; 3 - песок

а) Таким образом, установлено, что при взрыве скважинного заряда ВВ в разнопрочных горных породах в мягких породах создаются жесткие стенки, глубину уплотнения которых можно определить по формуле (18).

Исследованиями установлено, что с увеличением радиуса скважинного заряда ВВ глубина зоны уплотнения грунта возрастает. Также установлено, что с увеличением плотности грунта зона уплотнения уменьшается, а с увеличением массовой влажности грунта глубина зоны уплотнения увеличивается.

б) Изменение глубины зоны уплотнения грунтового массива при взрыве скважинного заряда ВВ в зависимости от его радиуса, плотности и массовой влажности грунта представлено на рис. 1.

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

в) Установлены изменения глубины зоны уплотнения различных грунтов в зависимости от радиуса скважинного заряда, плотности и массовой влажности грунта.

На основании проведенных исследований разработаны компьютерные программы на языке Borland Delphi 7.0 по расчету уплотнения грунта наклонными скважинными зарядами ВВ и по определению параметров буровзрывных работ при дроблении крепких включений в разнопрочных горных породах [8, 9]. Разработана математическая модель действия скважинного заряда ВВ в разнопрочных массивах, состоящих из грунтов и крепких пропластков, которая позволяет установить зону уплотнения грунта, находящегося между крепкими включениями, глубина которого зависит от физико-механических свойств грунтов, коэффициентов, учитывающих затухание взрывной волны, радиуса скважинного заряда, плотности и массовой влажности грунта.

Список литературы:

1. Механический эффект взрыва в грунтах / Лучко И.А., Плаксий В.А., Ремез Н.С. и др.; Под ред. Лучко И.А. – Киев: АН УССР, ин-т геофизики им. С.И. Субботина, 1989. – 232 с.
2. Ляхов Г.М. Основы динамики взрыва в грунтах и жидких средах. – М.: Недра, 1964. – 216 с.
3. Юматов Б.П., Байков В.Н., Смирнов В.П. Открытая разработка сложноструктурных месторождений цветных металлов. – М.: Недра, 1973. – 227 с.
4. Действие взрыва в грунтах и горных породах. // Материалы Всесоюз. науч. конф. – Киев: Наукова думка, 1982. – 284 с.
5. Кравец В.Г., Лучко А.В., Михалюк А.В. Использование энергии взрыва в мелиоративном строительстве. – М.: Недра, 1987. – 208 с.
6. Действие взрыва в грунтах и горных породах. // Материалы Всесоюз. науч. конф. – Киев: Наукова думка, 1982. – 284 с.
7. Кравец В.Г., Лучко А.В., Михалюк А.В. Использование энергии взрыва в мелиоративном строительстве. – М.: Недра, 1987. – 208 с.
8. Шеметов П.А., Норов Ю.Д., Насиров У.Ф., Уринов Ш.Р., Заиров Ш.Ш., Баракаев С.С. Расчет уплотнения грунта наклонными скважинными зарядами взрывчатых веществ. // Государственное патентное ведомство РУз. Свидетельство № DGU 01777. 30.06.2009 г.
9. Норов Ю.Д., Уринов Ш.Р., Мислибоев И.Т., Заиров Ш.Ш. Параметры буровзрывных работ при дроблении крепких включений в разнопрочных горных породах // Государственное патентное ведомство РУз. Свидетельство № DGU 01869. 16.12.2009 г.

ОПЫТ ОРГАНИЗАЦИИ ПОДЗЕМНОЙ ОТРАБОТКИ ЗОЛОТОРУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Воробьев А.Е., зав. кафедрой «Нефтяное и горное дело» РУДН, докт. техн. наук, профессор; Аникин А.В., зав. отделом Газпромбанка

Добыча и переработка полезных ископаемых (в том числе золота) останется и в перспективе одним из стратегических направлений национальной экономики каждой страны. Однако, учитывая имеющееся повышение глобальной конкуренции, ухудшение горно-геологических условий и постоянный рост издержек, в настоящее время, как никогда, остро стоит необходимость повышения эффективности промышленного производства [1-4].

В данной статье приводится опыт организации подземной отработки на примере Центральной и Восточной зон российского золоторудного Васильевского месторождения [5, 6].

Для полноценного анализа эффективности текущих направлений ведения горных работ были собраны все проекты, имеющиеся на ЗАО «Васильевский рудник», и структурированы мероприятия, направленные на повышение эффективности (табл. 1). Вначале была детально, с учетом современных рыночных условий, проанализирована минерально-сырьевая база ЗАО «Васильевский рудник».

Из наиболее близких и перспективных основных минерально-сырьевых золоторудных баз Компании на сегодняшний день – это отработка подземных запасов Васильевского месторождения или отработка запасов месторождения Герфед. В данный момент времени предпочтение отдается интенсификации работ по Герфеду. Хотя месторождение Герфед еще изучено недостаточно полно. В частности, оценка его ресурсов имеет разбег у разных специалистов от 10 до 70 у.е. золота. Запасы, утвержденные в ГКЗ, посчитаны через коэффициент рудоносности и с трудом поддаются прогнозированию. Распределение золота по этому месторождению крайне неравномерное и представлено золотосодержащими линзами с большими промежутками в виде безрудных зон (рис. 1).

Затем пересмотрены текущие планы добычи золотосодержащей руды с помощью горного планировщика NPVScheduler, построены оптимальные формы карьеров и планы-графики отработки запасов.

Учитывая небольшой размер остаточных золоторудных запасов на Николаевском месторождении и низкую степень прогнозируемости золоторудных запасов на Герфед, параллельно в этой ситуации необходимо оценить перспективы развития ЗАО «Васильевский рудник» на золоторудные запасы Васильевского месторождения (предназначенные для подземной отработки). Степень их разведанности, величина и что очень важно – содержание золота (в

среднем 6,0 у.е., а в центральной его части – до 14,0 у.е.) позволяют, при начале работ в 2012 г., уже в 2013 г. получить на фабрике руду с содержаниями, вдвое превосходящими содержания руды месторождения Герфед. При этом существующие на сегодня минеральные запасы «подземки» могут стать основной сырьевой базой рудника на ближайшие 10-12 лет (без увеличения производительности ЗИФ).

Для анализа перспектив подземной добычи были проанализированы специализированные материалы, относящиеся к возможности отработки подземных запасов Васильевского золотосодержащего месторождения, выполненные ОАО «Сибгипрозолото» в 2005 г., а также ИЦМиЗ СФУ и ООО «Красноярскинжиниринг» в 2007 г.

Эти организации (при всей своей академичности), делая достаточно правильные и обоснованные выводы по технологии ведения горных работ, крайне консервативно оценивают сроки и стоимость их осуществления, опираясь на данные 30÷40-летней давности, переводя эти давно устаревшие данные в современные цены поправочными коэффициентами, принятыми при проектировании. При этом не учитываются современные реалии и сложившиеся в последние годы уровни стоимости аналогичных работ.

Следует отметить правильность выбора схемы вскрытия золотосодержащих запасов месторождений наклонными съездами. Но при этом выбор техноло-

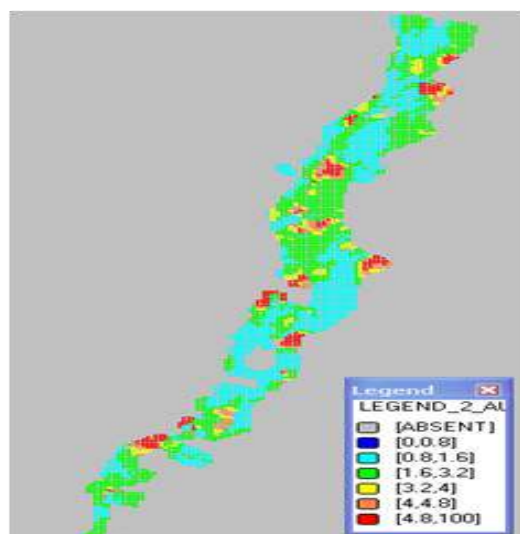


Рис. 1. Распределение золота на месторождении Герфед

Таблица 1

Мероприятия по повышению эффективности горных работ [3-6]

Мероприятие	Описание	Ожидаемые результат/цель	Метод оценки эффективности проекта	График
Расчет оптимальной формы карьера	Построение компьютерной модели карьера с использованием современных оптимизационных программных комплексов NPV Scheduler/ Micromine	Минимизация и оптимальное распределение вскрышных работ	ДДП нового плана отработки в сравнении с существующим проектом	<p>Коэффициент вскрыши, м³/т</p> <p>Коэффициент вскрыши и NPV</p> <p>Годы отработки</p>
Отработка нижних горизонтов подземным способом	Построение компьютерной модели запасов и расчет эффективности отработки глубокозалегающих запасов, нерентабельных к отработке карьером, под подземный способ	Вовлечение в отработку глубоких горизонтов, отработка которых карьером нерентабельна	Построение модели ДДП	<p>Рост NPV, %</p> <p>Рост запасов, %</p> <p>Эффективность вовлечения законтурных запасов</p>
Аутсорсинг горных работ	Анализ собственной себестоимости горных работ (с учетом общехозяйственных и административных затрат) в сравнении со среднетраслевым уровнем и предложениями подрядчиков	Снижение себестоимости горных работ (БВР, экскавация и вывозка горной массы)	Постоянный мониторинг себестоимости	<p>Себестоимость, руб/м³</p> <p>Высокая, Средняя, Низкая</p> <p>БВР, экскавация, бурение</p>
Система автоматической диспетчеризации горных работ	Организация on-line диспетчеризации на базе современных GPS датчиков с передачей данных по локализации, выработке, нагрузке и техническому состоянию техники в диспетчерский пункт	Повышение управляемости техники, мониторинг потребления топлива, оперативность в ведении работ	Анализ простоев оборудования из-за «слепой» диспетчеризации	<p>Рост перевозки горной массы, %</p> <p>Снижение потребления топлива, %</p> <p>Эффект внедрения GPS диспетчеризации</p>
Модернизация парка горной техники	Замена строго неэффективного парка техники новым более производительным оборудованием	Повышение эффективности горных работ	ДДП покупки новой техники	<p>Объем месячной производительности, тыс.м³</p> <p>Стоимость ремонта от стоимости нового, %</p> <p>Годы работы</p> <p>Изменение эффективности работы самосвала</p>
Повышение качества дорог	Обеспечение бесперебойной работы грейдерной и бульдозерной техники, при необходимости переоборудования старых самосвалов (Белаз) под поливальные машины и пескоразбрасывающую технику	Снижение расхода шин и ремонтов ходовых механизмов на горной технике	Анализ срока жизни шин и статистика по ходовым узлам техники	<p>Срок жизни шин</p> <p>Качество дорог</p> <p>Увеличение срока жизни шин</p>
Повышение качества ремонтов	Заключение сервисных договоров на ключевую сложную технику, обеспечение качественного шиномонтажа, переоборудование старых самосвалов (Белаз) в эвакуатор и т.п. (манипулятор шин на базе автопогрузчика, передвижная автомастерская, передвижная моечная установка ППУА)	Снижение простоев в ремонте	Анализ простоев в ремонте, существующей материальной базы ремонтов	<p>Производительность и КТ</p> <p>Качество ремонтов</p> <p>Увеличение срока жизни шин</p>

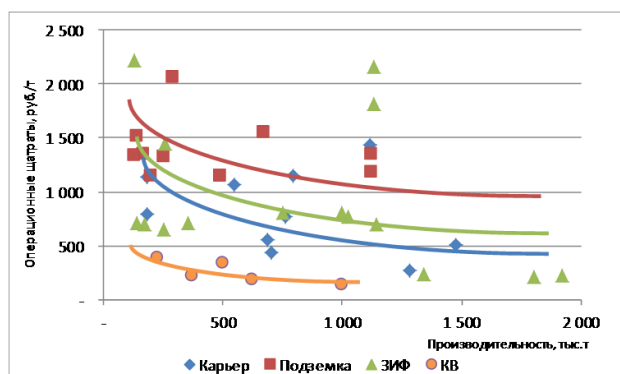


Рис. 2. Эксплуатационные затраты на добычу и обогащение золотосодержащих руд

гического оборудования для ведения горных работ морально явно устарел.

Необходимо учитывать то, что в определении наиболее рационального и эффективного способа получения золота основное значение имеют принятые технологии разработки месторождений [7]. В частности, при открытой добыче золотосодержащих руд необходимые удельные эксплуатационные затраты по обогатительно-металлургическому комплексу существенно превышают затраты по горному цеху. Поэтому в этом случае необходимо исследовать возможности обеспечения существенной реструктуризации перерабатывающего производства (ЗИФ).

В случае применения подземной добычи золотосодержащих руд (особенно в условиях маломасштабного производства) удельные затраты на добычу обычно значительно превышают аналогичные затраты на переработку. Поэтому здесь основной акцент (при изучении возможности улучшения экономических показателей на таких предприятиях) должен быть направлен на снижение стоимости горных работ [7].

Для определения возможной стоимости горных работ были детально проанализированы имеющиеся проекты на строительство схожих по типу и объемам подземных рудников, предназначенных для отработки золотосодержащих запасов.

Так, было установлено (рис. 2), что для проектируемого аналогичного по геологическим условиям золоторудного месторождения и горно-техническим характеристикам золотодобывающего предприятия затраты на добычу золотосодержащей руды открытым способом составляют 761 руб./т, подземным способом – 1376 руб./т, а переработка 1 т руды на ЗИФ в среднем – 908 руб.

При последующих количественных экономических расчетах себестоимость получения золота из забалансовых руд технологией кучного выщелачивания по существующим методикам была принята в

размере 50% от стоимости переработки аналогичной по качеству и объему золотосодержащей руды на ЗИФ.

Кроме этого, были проанализированы показатели золотодобывающих предприятий, разрабатывающих Верхне-Алиинское и Талатуйское месторождения Забайкальского края, выполненные в 2009 и 2010 гг. Это обусловлено тем, что объемы горно-капитальных работ (ГКР), мощность этих рудников по добываемой руде, необходимое крепление горных выработок, а также технология ведения горных работ на этих объектах очень близки к ЗАО «Васильевский рудник».

Результаты такого сравнения приводятся в табл. 2, из которой видно, что в ТЭО (выполненном ИЦМиЗ СФУ и ООО «Красноярскинжиниринг») себестоимость горно-капитальных работ по Васильевскому золоторудному месторождению была принята проектировщиком в 1,5 раза выше.

При этом необходимо отметить, что и по Верхне-Алиинскому и по Талатуйскому золотосодержащим месторождениям было принято решение о приобретении современной высокопроизводительной техники AtlasCopco, HerMannPaus и Sandvik, а в ТЭО Васильевского рудника – морально устаревших МОАЗов и ПД-4.

Причем, срок начала отработки золотосодержащих запасов в ТЭО составляет 1,5 года с начала строительства рудника. Сроки начала отработки запасов Верхне-Алиинского и Талатуйского месторождений также составляют 14-15 месяцев с момента начала строительства рудника.

Учитывая существенную степень разведанности минерально-сырьевых запасов Васильевского место-

Таблица 2
Сравнение стоимости работ и специального оборудования на различных рудниках

№ п/п	Наименование	Стоимость, тыс. руб.
ТЭО Васильевского (в ценах 2007 г.)		
1	ГКР, в том числе	686 317
2	Основное оборудование	15 940
3	Вспомогательное оборудование и инфраструктура	310 805
	ИТОГО	1 013 062
Талатуйское (в ценах 2010 г.)		
1	ГКР, в том числе	401 224
2	Основное оборудование	169 700
3	Вспомогательное оборудование и инфраструктура	145 747
	ИТОГО	716 671
Верхне-Алиинское (в ценах 2009 г.)		
1	ГКР, в том числе	446 693
2	Основное оборудование	187 442
3	Вспомогательное оборудование и инфраструктура	87 000
	ИТОГО	828 366

рождения, наиболее высокие содержания золота в его рудах (по отношению к обрабатываемым в настоящее время и перспективным месторождениям Компании), а также высокую степень уверенности в возможности прироста к ним как минимум 10 у.е. золота (в процессе доразведки флангов), целесообразно в ближайшее время вернуться к технико-экономическим расчётам данных работ.

Кроме указанных выше подходов, которые целесообразно дополнительно перепроверить в порядке проведения ТЭР, необходимо рассмотреть и вариант с проведением горно-капитальных работ (ГКР) силами подрядной организации. В настоящее время рынок подобных услуг достаточно хорошо развит, что позволит провести тендер и соответственно существенно снизить стоимость этих работ. В соответствии с этими предложениями к подготовке ТЭО кондиций,

построение геологической модели и программе ГРР был привлечен крупный красноярский институт «Сибцветметниирпроект», который проводит детальную оценку данных возможностей.

На текущий момент есть уверенность, что для доступа к «богатым» запасам центральной части можно использовать существующий Восточный карьер и через 300 м наклонный съезд Васильевского месторождения с минимальными инвестициями.

При этом необходимо учитывать, что привлечение подрядчиков позволит изменить график финансирования таким образом, что практически 50% общих капитальных затрат (приобретение техники, наём собственного персонала с созданием инфраструктуры) будет отнесено на момент, непосредственно предшествующий добыче золота, что резко улучшит экономику проекта в целом.

Список литературы:

1. Батоева А.А. Разработка технологий минимизации техногенного воздействия на окружающую среду предприятий по добыче и переработке рудного золота // Автореферат диссертации на соискание ученой степени доктора технических наук по специальности 25.00.36 – Геоэкология. Иркутск. 2011.
2. Воробьев А.Е., Аникин А.В., Кушеков К.К., Лоцев Г.В., Пихота А.Н. Организация и управление горными предприятиями на основе их инновационной реструктуризации // Труды 10-й международной научно-практической конференции «Освоение минеральных ресурсов Севера: проблемы и решения». ВГИ. Воркута. 2012. С. 434-438.
3. Воробьев А.Е., Гладуш А.Д. Геохимия золота. Ресурсы и технологии России. – М.: Изд-во РУДН, 2000. – 431 с.
4. Воробьев А.Е., Портнов В.С., Турсунбаева А.К., Маусымбаева А.Д. Алтыннын. уймді сілтіленуі. Караганда (Казахстан). КарМ-Тубастасы. 2010. 300 б.
5. Аникин А.В. Возможности повышения эффективности горного (золотодобывающего) предприятия (на примере ЗАО «Васильевский рудник») // Геология и минерально-сырьевые ресурсы Сибири №4 (8), 2011. С. 76-81.
6. Воробьев А.Е., Аникин А. Организационные мероприятия по повышению эффективности работы ЗАО «Васильевский рудник» // Материалы республиканской научно-технической конференции «Перспективы развития техники и технологии и достижения горно-металлургической отрасли за годы независимости республики Узбекистан». Навои. НГГИ. 2011. С. 34-36.
7. Лодейщиков В.В. Золотоизвлекательные фабрики мира: Аналитический обзор. – Иркутск. ОАО «Иргиредмет». 2005. - 447 с.

УДК 622.33.012: 623.332

© Халикулов Э.Х., Султанов К.С., Логинов П.В. 2013 г.

ВЛИЯНИЕ ДИНАМИЧЕСКИХ НАГРУЗОК НА КНК-270 И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ - НА ГОРНЫЙ МАССИВ БОРТА КАРЬЕРА ОТ КНК-270

Халикулов Э.Х., директор Центрального рудоуправления НГМК; Султанов К.С., гл. научный сотрудник Института механики и сейсмостойкости сооружений АН РУз, докт. физ.- мат. наук, профессор; Логинов П.В., мл. научный сотрудник Института механики и сейсмостойкости сооружений АН РУз

Рассмотрим влияние динамических нагрузок, действующих на комплекс КНК-270 от массовых взрывов. Обеспечение устойчивого и безопасного функционирования уникального в мире комплекса КНК-270 требует определения внешних сил, возникающих в условиях ведения горных работ на карьере Мурунтау [1-3]. Одними из главных внешних сил, действующих на Восточный борт карьера Мурунтау и, следовательно, на размещённый на нём комплекс

КНК-270, являются динамические силы, возникающие от массовых взрывов на карьере Мурунтау.

Параметры колебания горного массива и состояния бортов карьера на регулярной основе фиксируются тремя автономными комплексами сейсмического мониторинга (АКСМ), которые основаны на современной системе регистрации сейсмических колебаний «Дельта-Геон». Приёмниками параметров колебаний горного массива являются сейсмодатчики СМ-

3. Схема расположения АКСМ на карьере Мурунтау приведена в [4]. На основе записей колебаний Восточного борта, где расположен КНК-270, при массовых взрывах на приконтурном массиве карьера Мурунтау определены параметры динамических нагрузок, возникающих от этих взрывов.

Регистратор сейсмических сигналов (РСС) «Дельта-Геон» принимает сигналы от сейсмоприёмников СМ-3 и записывает скорости колебания в милливольтках (МВ). Коэффициент преобразования $K_y=100 \text{ В}^{\text{сек}}/\text{м}$. Полученные скорости колебаний проинтегрируются численно по времени и получаем ускорения колебания. Регистрация сигналов от массовых взрывов по времени происходит тремя каналами одновременно. Вертикальные скорости по оси Z, горизонтальные составляющие скорости по оси X, в направлении «юг-север», горизонтальные составляющие скорости по оси Y в направлении «запад-восток». Полученные записи компонентов скоростей колебания являются колебаниями горного массива Восточного борта. Массы взрывчатых веществ (ВВ) при этом менялись в пределах 200-300 и более т.

Были проанализированы более 300 записей колебаний горного массива Восточного борта, полученные с января по июнь месяц 2012 г. на карьере Мурунтау. Полученные записи скоростей вертикальных и горизонтальных колебаний горного массива служат основой для определения динамических нагрузок, действующих на фундамент, опоры и через них на саму конструкцию КНК-270. Для этого необходимо определить методом численного дифференцирования ускорения колебаний горного массива Восточного борта, на котором расположен КНК-270. Полученные ускорения, умноженные на массу фундамента с опорой КНК-270, принимаются как динамические нагрузки от массовых взрывов на КНК через его фундамент и опоры.

Необходимо отметить, что датчики СМ-3, РСС «Дельта-Геон» установлены на верхнем горизонте горного массива Восточного борта, где возможны наибольшие значения параметров колебания при взрывных воздействиях. Поэтому считается, что определённые из натурных записей сейсмограммы взрывов, ускорения колебаний массива действуют на все опоры КНК-270, т.е. динамическая нагрузка на всех опорах КНК считается одинаковой. Это допущение приводит к некоторому превышению динамических нагрузок на тех опорах КНК, которые расположены на удалённом расстоянии от места регистрации параметров колебания горного массива Восточного борта. Однако это превышение пойдёт в запас прочности как опор, так и самой конструкции КНК-270.

Типичный образец записи скорости колебаний горного массива Восточного борта карьера Мурунтау приведён на рис. 1, а. Здесь показан общий вид записи вертикальной (по оси Z) составляющей скорости горного массива при взрыве на карьере Мурунтау. Запись скорости продолжается от 0 до 80 сек. Длительность самого взрыва составляет 8 сек. (рис. 1, б). Максималь-

ные значения (амплитуда) скорости колебания $v_{\text{max}}=30 \text{ мм}^{\text{сек}}/\text{сек}$, а частота колебания $w_i=8 \text{ гц}$.

Анализ всех (около 300) записей скоростей вертикальных колебаний показывает, что амплитуды колебаний скорости горного массива зависят от мощности взрыва. Однако при тех массовых взрывах, которые были проведены с января по июнь 2012 г., амплитуда колебания скорости горного массива Восточного борта не превышает 30 мм/сек. Поэтому ускорение колебания горного массива Восточного борта определялись на основе записей скорости, где её амплитуда была наибольшей. Частоты вертикальных колебаний во всех случаях массовых взрывов примерно были одинаковыми и равнялись $w_i=8 \text{ гц}$.

Ускорение, определённое численным дифференцированием записи скоростей колебания горного массива, приведено на рис. 1, в. Как и следовало ожидать, частота колебаний осталась при этом без изменения и равняется $w_i=8 \text{ гц}$. Амплитуда ускорения равняется $A_{\text{max}} = 175 \text{ мм/сек}^2 = 0,175 \text{ м/с}^2$, что составляет 1,8% ускорения свободного падения g, т.е. $A_{\text{max}} = 0,018 \text{ g}$.

С точки зрения сейсмологии такая динамическая нагрузка с достаточно высокой, по сравнению с частотами сейсмических волн, частотой особой опасности для КНК не представляет. Однако это зависит от собственных параметров опор самой конструкции и отдельных узлов КНК-270. Поэтому необходимо исследовать возможные резонансные режимы при действии даже таких динамических нагрузок при работе КНК-270.

Амплитуды скорости горизонтальных колебаний горного массива Восточного борта по направлениям юг-север (ось X) и запад-восток (ось Y) также равняется $v_{\text{max}} \approx 30 \text{ мм}^{\text{сек}}/\text{сек}$, а частота колебаний $w_i=7 \text{ гц}$. Амплитуда ускорения горизонтальных колебаний $A_{\text{max}} = 150 \text{ мм/с}^2 = 0,15 \text{ м/с}^2 = 0,015 \text{ g}$, а частота колебания остаётся без изменения $w_i=7 \text{ гц}$.

Таким образом, как и следовало ожидать, наибольшими являются амплитуды ускорения вертикальных (по оси Z) колебаний горного массива при массовых взрывах на карьере Мурунтау. На основании этого законы изменения динамической нагрузки на фундамент и опоры КНК-270 приняты в виде:

$$\begin{aligned} A_x &= A_{x\text{max}} \sin(2\pi\omega_{ix}t), \\ A_y &= A_{y\text{max}} \sin(2\pi\omega_{iy}t), \\ A_z &= A_{z\text{max}} \sin(2\pi\omega_{iz}t), \end{aligned} \quad (1)$$

где $A_{x\text{max}}, A_{y\text{max}}, A_{z\text{max}}$ - амплитуды колебаний ускорения по осям x, y, z:

$$\begin{aligned} A_{x\text{max}} &= 0,15 \text{ м/с}^2; \omega_{ix} = 7 \text{ сек}^{-1}, \\ A_{y\text{max}} &= 0,15 \text{ м/с}^2; \omega_{iy} = 7 \text{ сек}^{-1}, \\ A_{z\text{max}} &= 0,175 \text{ м/с}^2; \omega_{iz} = 8 \text{ сек}^{-1}; \end{aligned}$$

$\omega_{ix}, \omega_{iy}, \omega_{iz}$ - частоты колебаний ускорения по осям x, y, z.

Определения напряжённо-деформируемого состояния опор и самой конструкции КНК-270 при воздействии динамических нагрузок, возникающих от массо-

вых взрывов на карьере Мурунтау, необходимо осуществлять на основе этих законов (1), предложенных на основе реальных записей параметров колебания горного массива Восточного борта при массовых взрывах. Данные законы, естественно, имеют удобный для применения простейший вид. В этих случаях нагрузка принимается с некоторым превышением, т.е. опоры и сама конструкция КНК рассчитывается на динамические нагрузки, несколько превышающие фактические. Однако это допущение необходимо для упрощения расчётов. При этом несколько завышенные значения напряжённо-деформированного состояния конструкции КНК в расчётах пойдут на запас прочности материала.

Рассмотрим влияние технологических нагрузок на горный массив борта карьера от функционирования КНК-270. Крутонаклонный конвейер КНК-270 является сложнейшей металлической конструкцией, состоящей из цельносваренных в виде ферм, отдельных секций, длиной от 16 до 51 м. Эти металлические секции, в виде ферм, составляют саму конструкцию КНК, по которым транспортируется горная порода. Металлические секции между собой соединены шарнирно. Такая шарнирно соединённая конструкция длиной около 500 м является гибкой, благодаря именно

шарнирному соединению. Конструкция КНК установлена на 11 опорах, также имеющих разные высоты от 4,6 до 12 м.

При транспортировке горной породы от функционирования КНК-270 возникают вибрации как самой конструкции КНК, так и её опор. В отличие от сейсмических и взрывных нагрузок, которые действуют как динамические нагрузки через опоры КНК на его конструкцию, технологические нагрузки возникают в самой конструкции КНК. Источником технологических нагрузок является сама конструкция КНК-270. Данная динамическая нагрузка через опоры КНК передаётся на горный массив Восточного борта карьера Мурунтау и она фиксируется на РСС «Дельта-Геон». Зафиксированные параметры колебания горного массива Восточного борта карьера Мурунтау от функционирования КНК-270 являются динамическими нагрузками, действующими на опоры КНК.

Для определения динамических нагрузок, возникающих от функционирования КНК-270, были проанализированы более 300 записей скорости колебаний горного массива Восточного борта карьера Мурунтау, записанные РСС «Дельта-Геон», расположенной на верхней отметке Восточного борта. Записи скорости колебаний горного массива, возникающие от функцио-

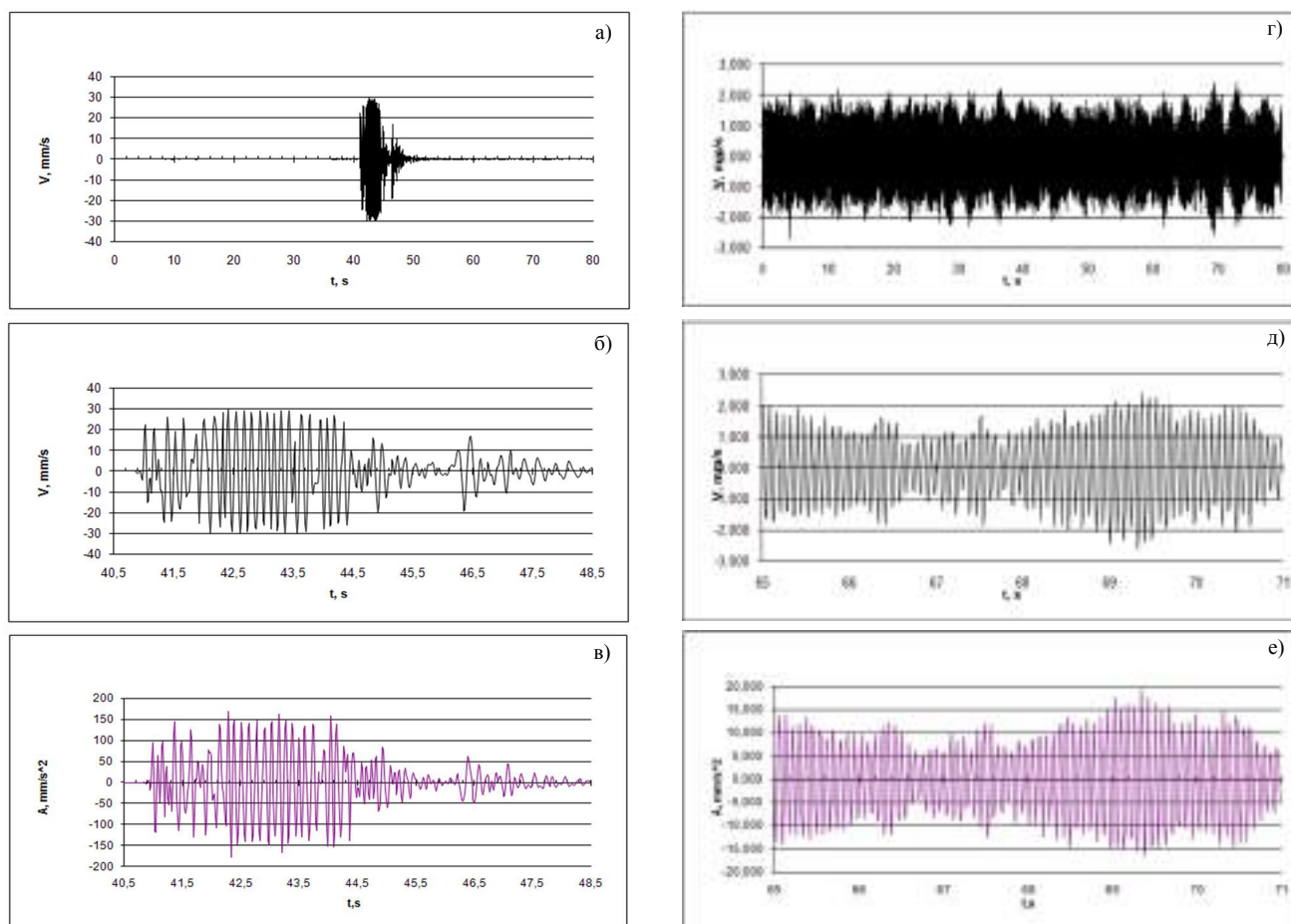


Рис. 1. Изменение скорости вертикальных колебаний: общий вид записи (а); развёрнутый вид записи (б); изменение ускорения (в)

нирования КНК, отличаются прежде всего длительностью своего действия. То есть эти динамические нагрузки действуют на КНК постоянно во время работы КНК-270.

Анализ показал, что амплитуда скорости колебаний горного массива от технологических нагрузок не превышает 3-4 mm/sek, а частота колебаний изменяется в пределах от 6 до 13 Hz. Типичные изменения скорости вертикальных (по оси Z) колебаний горного массива от технологических нагрузок приведены на рис. 1, г. Здесь показана запись скорости колебаний по времени на отрезке от 0 до 80 sek.

Развёрнутый вид изменения скорости колебаний горного массива в отрезке времени от 65 до 71 sek. приведён на рис. 1, д. Частота вертикальных колебаний горного массива от технологических нагрузок, согласно данным на рис. 1, д, равняется $\omega_i=12,3$ Hz, а амплитуда $v_{max}=2$ mm/sek.

Ускорения вертикальных колебаний, определённые численным дифференцированием изменения скорости, приведены на рис. 1, е. Максимальное значение ускорения колебания $A_{max}=20$ mm/s², а частота колебания остаётся без изменения $\omega_i=12,3$ Hz. Компоненты изменения горизонтальных колебаний скорости и ускорения горного массива (по осям X и Y) показали, что максимальные значения скорости горизонтальных колебаний по оси X, составляют $V_{max}=4$ mm/sek, а по оси Y, $V_{max}=2$ mm/sek.

Максимальные значения ускорения по оси X равняется $A_{max}=20$ mm/sek, а по оси Y, $A_{max}=10$ mm/sek. Частоты колебаний горизонтальных скоростей и ускорений по оси X, равняется $\omega_i=6,25$ Hz, а по оси Y, $\omega_i=6,25$ Hz.

Таким образом, амплитуды колебаний ускорений горного массива достигают наибольшего значения в

вертикальном (по оси Z) и горизонтальном (по оси X) направлениях. Вертикальные (по оси Z) колебания соответствуют направлению оси опор КНК, т.е. колебания, параллельные опорам КНК. Горизонтальные колебания по оси X (юг-север) соответствуют колебаниям, перпендикулярным оси КНК, а по оси Y (запад-восток) по оси КНК. Как и следовало ожидать, и как показывают результаты анализа записей датчиков, колебания с наибольшей амплитудой возникают в вертикальном по опорам и перпендикулярном к оси конвейера направлениям.

Сопоставительный анализ динамических нагрузок, возникающих от возможных землетрясений в районе месторождения Мурунтау, от массовых взрывов в карьере Мурунтау и от функционирования самого КНК-270 показывает, что самыми значительными из них являются возможные сейсмические нагрузки для 7 балльной зоны опасности, к которой относится район месторождения Мурунтау с амплитудой $A_{max}=100-200$ cm/sek² и с частотой $0,2$ sek⁻¹. Однако вероятность сейсмической нагрузки низкая. Массовые взрывы на карьере Мурунтау создают динамические нагрузки с амплитудой ускорения $A_{max}=100-200$ mm/sek² и с частотой $7-8$ sek⁻¹. Эти динамические нагрузки периодически регулярные. Технологические нагрузки являются самыми незначительными. Они имеют наименьшие амплитуды $A_{max}=20-30$ mm/sek² и высокие частоты колебания $10-15$ sek⁻¹. Однако технологические нагрузки постоянны, и они вызывают колебания КНК в опасных направлениях, т.е. по вертикали и горизонтали, перпендикулярно к оси КНК.

Исходя из этого, необходимо производить расчёты опор и самой конструкции КНК-270 на прочность и устойчивость на все три основных вида динамических нагрузок.

Список литературы:

1. Санакулов К.С., Шеметов П.А. Развитие циклично-поточной технологии в транспортной системе глубоких карьеров с применением крутонаклонных конвейеров // Горный вестник Узбекистана. - Навои, 2011. - №2. - с. 14-18.
2. Санакулов К.С., Шеметов П.А., Киченко В.И. Особенности технологии монтажа крутонаклонного конвейера // Горный вестник Узбекистана. - Навои, 2011. - №2. - с. 18-26.
3. Шеметов П.А., Халикулов Э.Х. Оценка состояния массива в месте расположения комплекса КНК-270. // Горный вестник Узбекистана. - Навои, 2012.
4. Сейтбаев Ш.А. Мониторинг состояния откосов бортов на карьере Мурунтау // Горный вестник Узбекистана. - Навои, 2012. - №1. - с. 75-79.

УДК 622.34

© Умаров Ф.Я., Бибик И.П. 2013 г.

ОСНОВНЫЕ ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ ОТКРЫТОГО СПОСОБА ДОБЫЧИ В УЗБЕКИСТАНЕ

Умаров Ф.Я., декан факультета «Геология и горное дело» ТашГТУ, канд. экон. наук; Бибик И.П., зам. главного инженера Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук

Экономическое развитие Узбекистана непосредственно связано с добычей и переработкой богатейших

запасов полезных ископаемых и в значительной мере предопределяется эффективностью открытого спосо-

ба добычи. Вовлечение в разработку глубокозалегающих месторождений с измененными горно-геологическими условиями и рост масштабов карьеров предопределило тенденцию развития открытого способа добычи в направлении увеличения глубины карьеров. Открытые горные работы являются основным способом разработки месторождений Навоийского и Алмалыкского горно-металлургических комбинатов, ОАО «Уголь». В крупных карьерах Мурунтау, Кальмакыр, Ангренский совершенствуются технология горных работ и техника, применяются на глубоких горизонтах мощные конвейерные комплексы и железнодорожный транспорт. Например, опыт применения циклично-поточной технологии (ЦПТ) на карьере Мурунтау показал, что своевременное внедрение ее в карьере позволяет сократить затраты на транспортирование горной массы на 15-20%, повысить производительность труда, снизить объем горно-капитальных работ и количество вредных выбросов в атмосферу. Крутонаклонный конвейер (КНК), работающий на карьере Мурунтау, является частью горно-транспортного комплекса ЦПТ-руда. Борт карьера с размещенным на нем КНК с высотой подъема горной массы 270 м представляет собой ответственное инженерное сооружение, поэтому требования к обеспечению его долговременной сохранности повышены [1, 2].

Рост глубины открытых горных работ сопровождается ухудшением технико-экономических показателей добычи минерального сырья, что объясняется ростом транспортных затрат, повышением коэффициента вскрыши, ухудшением условий работы оборудования и т.п. При этом производственная мощность карьеров по горной массе, как правило, возрастает. Компенсация такого ухудшения достигается уменьшением объемов вскрышных работ, а также совершенствованием технологии разработки месторождений, подкрепленной созданием новой горно-транспортной техники, что предопределяет основные тенденции в развитии глубоких карьеров [3-10].

Уменьшение объемов вскрышных работ достигается в результате изменения конструктивных параметров капитальных бортов карьера, углов наклона рабочих бортов, оставления временных целиков с перенесением части объемов вскрышных работ на более поздние периоды, изменения схем и способов вскрытия горизонтов и т.п. Такие изменения предусматриваются, как правило, уже на стадии проектирования карьера. Известно, что параметры борта карьера в предельном положении оказывают существенное влияние на объем выработанного пространства, а современные технологии проектирования позволяют на основе математических методов определить его рациональную конструкцию. В этом направлении изыскания ведутся как по пути увеличения генерального угла наклона, так и по пути совершенствования профиля борта [8, 11-13].

Существующие методы расчетов устойчивости

бортов карьера базируются, главным образом, на положениях механики грунтов [14] и в свое время были разработаны для относительно неглубоких карьеров, борта которых сложены рыхлыми или непрочными осадочными породами. Применение этих методов для расчета скальных пород ведет к занижению углов наклона борта, поскольку в расчетах не учитываются специфические особенности скальных массивов. В результате борта большинства глубоких карьеров обладают излишним запасом прочности [8, 14, 15]. Положение усугубляется тем, что в практике проектирования карьеров широко применяется прием, когда неизбежный в горном деле риск стремятся исключить полностью за счет введения в расчеты зачастую малообоснованных коэффициентов запаса устойчивости.

За последние 20 лет существования карьера Мурунтау комплекс научно-исследовательских работ позволил обосновать возможность увеличения углов наклона борта по сравнению с первоначальным проектом ($28,32^\circ$) в среднем на $3,6^\circ$, что привело к уменьшению объемов вскрыши на 300 млн. м³.

При увеличении глубины открытых разработок все более актуальным становится вопрос определения рационального профиля нерабочего борта карьера [14], что является еще одним направлением сокращения объемов вскрышных работ. В частности, при глубине карьера Мурунтау $H=430$ м замена прямолинейного профиля борта на равномерно-выпуклый профиль дает уменьшение вскрышных работ на ~15,0 млн. м³ на 1,0 км протяженности его периметра [16].

Горно-геологическая характеристика карьеров Мурунтау и Кальмакыр на глубоких горизонтах имеет характерные общие особенности - это сложная геологическая текстура, представленная различными направлениями плоскостей наложения, складчатости и пространственная система трещин различных размеров и густоты, поэтому физико-механические свойства, структура горных пород и гидрогеология в значительной мере предопределяют степень дробления энергией взрыва.

В карьерах Мурунтау и Кальмакыр установлены корреляционные взаимосвязи между показателями прочностных свойств и буримостью горных пород (рис. 1).

Интенсификация технологических процессов в карьерах обусловила появление целого комплекса проблем при ведении буровзрывных работ (БВР) в приконтурных зонах карьера. Особую важность эти проблемы приобретают при переходе горных работ на более глубокие горизонты, где из-за усложнения геологических и горнотехнических условий усиливаются негативные сейсмические эффекты массовых взрывов, учащаются случаи динамических проявлений в виде локальных деформаций уступов и техногенных землетрясений в процессе проведения взрывных работ и промежутках между ними.

В области совершенствования технологии откры-

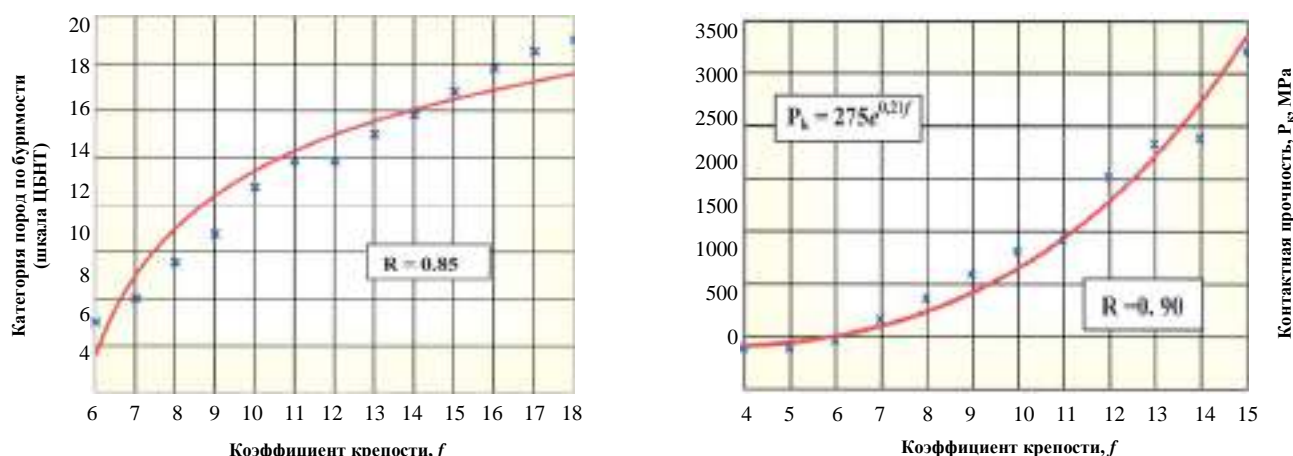


Рис. 1. Корреляционные взаимосвязи между показателями прочностных свойств и буримостью горных пород

той разработки усилия направлены, главным образом, на создание технологических схем ведения горно-транспортных работ, основанных на принципах эффективного сочетания технологических процессов горного производства и соответствующего этим процессам оборудования. Естественно, что в этом случае для каждого типа оборудования стремятся определить область экономически целесообразного применения, а при его комбинации - создать условия для совместной, благоприятной работы [8, 9].

В настоящее время общепризнанно, что реально обеспечить эффективную отработку месторождений глубокими карьерами можно только на основе ЦПТ, представляющей собой комбинацию циклических (выемочно-погрузочные работы на основе горно-транспортной техники циклического действия) и поточных (транспортные и отвальные работы на основе техники непрерывного действия) процессов горного производства. Поэтому ее внедрение следует считать одним из основных направлений научно-технического прогресса в карьерах большой производительности [2, 15, 17]. На территории Узбекистана в промышленных масштабах ЦПТ применяется на Навоийском ГМК и ОАО «Уголь».

На основе оборудования циклического и поточного действия формируются транспортно-перегрузочные комплексы, развитие которых идет по пути создания мобильных высокопроизводительных дробильно-перегрузочных пунктов (ДПП) и КНК, что обеспечивает наиболее полную реализацию технологических возможностей ЦПТ. Как показала практика работы карьеров, недостаточная эффективность работы ЦПТ связана в отдельных случаях с выбором нерациональных схем вскрытия, неполной загрузкой оборудования, несвоевременностью перехода на ЦПТ, выполнением больших объемов горно-капитальных работ при проходке крутых траншей и разноске борта карьера для размещения дробильно-перегрузочных комплексов. Совершенно очевидно, что в этих условиях особенно актуальной становится проблема выбора вида транспорта и схемы

вскрытия глубоких горизонтов на основе применения КНК, позволяющих существенно повысить эффективность ЦПТ [6-8, 15, 18].

Таким образом, выполненный анализ показывает, что развитие глубоких карьеров предполагает внедрение ЦПТ горно-транспортных работ, эффективность которой базируется на следующих прогрессивных технических и технологических решениях, повышающих ее конкурентоспособность и расширяющих область ее применения:

1. Применение в карьерах передвижных ДПП модульного типа, максимально адаптированных к внутрикарьерной инфраструктуре. Возможность быстрого переноса ДПП в этом случае позволяет рационально использовать сборочный автомобильный транспорт и повышает гибкость систем с ЦПТ. Такие ДПП сооружаются на временно нерабочих участках борта карьера, работа на которых возобновляется по мере перемены рабочей зоны на нижележащие горизонты карьера.

2. Использование КНК для подъема горной массы из карьера, что снижает расстояние транспортирования. Конвейерные подъемники располагаются на постоянном или поставленном на долговременную консервацию борту карьера. Связь конвейерного подъемника с ДПП целесообразно осуществлять с помощью временных передаточных конвейеров.

3. Траншейное (размещение конвейеров в траншеях и полутраншеях) и бестраншейное (размещение конвейеров в подземных выработках и на опорах) вскрытие концентрационных горизонтов с размещением ДПП на временных целиках. Причем, бестраншейное вскрытие с использованием опор, которые устанавливаются на предохранительных бермах борта и служат для размещения конвейерного става над откосом борта, заслуживает самого пристального внимания.

В настоящее время в карьерах Узбекистана широкое распространение получили следующие виды транспорта:

1. Автомобильный транспорт в карьерах глубиной

до 150-200 м с использованием автосамосвалов грузоподъемностью до 190 т.

2. Автомобильно-конвейерный транспорт для перевозки руды и вскрышных пород в карьерах различной глубины и производительности на всех стадиях существования карьера.

3. Автомобильно-железнодорожный транспорт с применением экскаваторных складов для погрузки горной массы в железнодорожные составы.

Процесс формирования транспортных систем карьеров имеет следующие особенности [6-8, 15, 18, 19]:

1. Обилие типоразмеров автомобильного и конвейерного оборудования позволяет закладывать в проекты оборудование, параметры которого близки к оптимальным значениям.

2. Транспортные системы карьеров на протяжении всего срока их существования не подвергаются коренным изменениям. Такие изменения предусматривают либо замену транспортного оборудования на более мощное и производительное, либо введение дополнительного звена (конвейерного или железнодорожного).

Сравнение результатов опыта работы карьеров дает возможность установить общие тенденции в развитии формирования транспортных систем глубоких карьеров: широкое применение автомобильного транспорта на различных стадиях разработки карьеров, а также переход на комбинированные виды транспорта.

Буровые и взрывные работы. На верхних горизонтах карьера Мурунтау располагаются породы с крепостью $f=7,14$, на нижних – $f=14,15$, на верхних горизонтах карьера Кальмакыр – $f=6,14$, на нижних – $f=14,16$, т.е. с увеличением глубины отработки увеличивается крепость горных пород. С ростом глубины карьеров Мурунтау и Кальмакыр уменьшились объемы взрывааемых блоков соответственно до $80 \div 100$ тыс. m^3 и $30 \div 50$ тыс. m^3 , сеть бурения с $6,5 \times 6,5$ м, 7×7 м до 6×6 м, $6,5 \times 6,5$ м и с 7×7 м, 8×9 м до 6×6 м, 7×7 м, 7×8 м и выход горной массы с 1 п.м в 1,6 и в 1,3 раза, вырос удельный расход ВВ в 2,4 и в 1,9 раз [17]. Доля БВР в себестоимости добычи увеличилась на 84% по карьеру Мурунтау и на 79% по карьеру Кальмакыр. Взаимосвязь глубины карьеров Мурунтау и Кальмакыр с удельным расходом ВВ, выходом горной массы с 1 п.м. и объема взрывааемых блоков представлена на рис. 2 [9, 10, 17].

На карьере Кальмакыр на верхних уступах фронт работ составляет от 300-400 м до 900-1200 м, на нижних уступах - 200-400 м, ширина рабочих площадок - от 20 до 100 м. Так, на гор +760 м фронт работ составляет 1200 м, ширина рабочих площадок $30 \div 100$ м, на гор +580 м соответственно 900 м и 25 м. На карьере Мурунтау фронт работ снизился до 300-400 м, а ширина рабочих площадок до 50-150 м.

С целью компенсации уменьшения рабочих площадей на нижних горизонтах карьеров Мурунтау и

Кальмакыр идет постепенное увеличение высоты взрывааемого уступа [17]. Так взорванный объем горной массы по высоте уступов за время отработки составил по карьеру Мурунтау: 10-метровыми уступами 38%, 15 - метровыми уступами 58% и 20, 30 - метровыми уступами 4%; по карьеру Кальмакыр: 10 - метровыми уступами 20%, 15 - метровыми уступами 50% и 22,5 - метровыми уступами 30%.

Бурение взрывных скважин на карьерах Мурунтау и Кальмакыр производится станками шарошечного бурения СБШ-250МН-32. Для повышения устойчивости откосов уступов и бортов карьеров при их выходе на проектный контур применяется предварительное щелеобразование. На промплощадках карьеров Мурунтау и Кальмакыр построены заводы по производ-

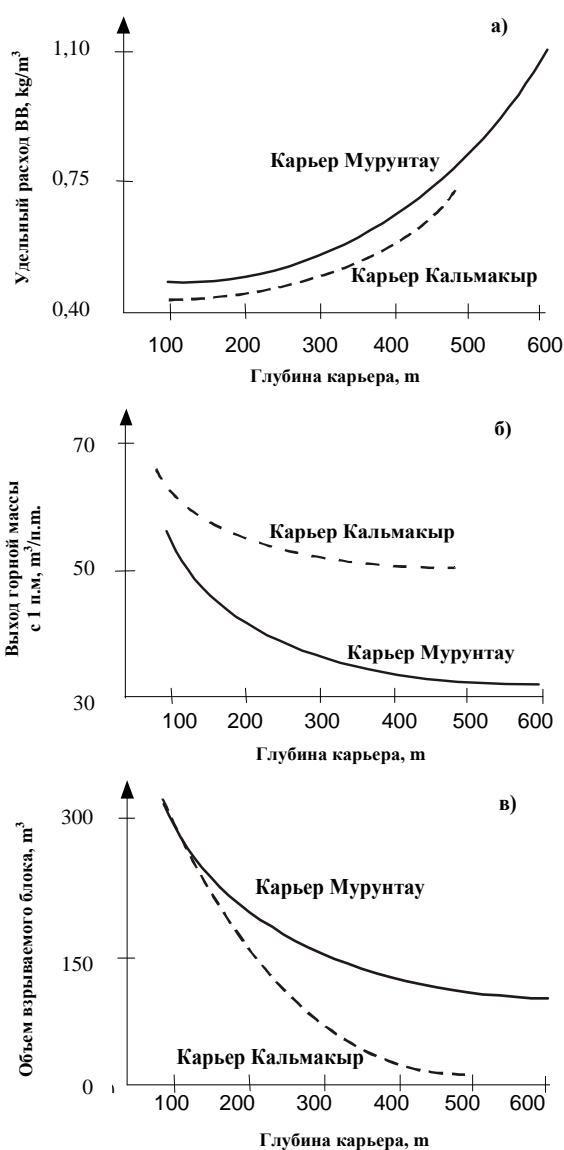


Рис. 2. Зависимости изменения удельного расхода ВВ (а), выхода горной массы с 1 п.м. (б) и объема взрывааемых блоков (в) от глубины карьеров Мурунтау и Кальмакыр

ству ВВ, т.е. изготовление ВВ приближено к месту производства взрывных работ. На карьере Мурунтау применяется эмульсионные ВВ типа Нобелан и Нобелит, на карьере Кальмакыр водосодержащие ВВ типа Эмульгит [9, 10, 17].

Таким образом, при ведении взрывных работ следует ориентироваться на применение ВВ собственного приготовления, характеризующихся низкой стоимостью, высоким уровнем безопасности и уменьшенным воздействием на окружающую среду.

Выемочно-погрузочные работы. При разработке скальных массивов горных пород еще долгое время основной выемочно-погрузочной машиной будет экскаватор типа «механическая лопата» с тросовым или гидравлическим приводом рабочего органа, а также ковшовые погрузчики фронтального действия. Причем, в глубоких карьерах с динамично развивающейся рабочей зоной, крутыми откосами бортов и дефицитом полезного рабочего пространства предпочтение, по-видимому, следует отдавать мобильным выемочно-погрузочным машинам с автономным энергообеспечением (фронтальные погрузчики, гидравлические экскаваторы с двигателем внутреннего сгорания и т.п.) [6-8, 15, 18].

При выборе типа экскаватора следует учитывать тот факт, что при одинаковой вместимости ковша высота забоя для тросового экскаватора в 1,3-1,4 раза выше, чем для гидравлического экскаватора, что связано с особенностями конструкции их рабочих органов.

Совершенствование выемочно-погрузочных работ в той или иной степени направлено на уменьшение жесткой зависимости параметров оборудования от высоты обрабатываемого уступа и сокращение потребляемых ресурсов при его эксплуатации. В первом случае развитие идет по пути создания фрезерных машин, способных разрабатывать породы без предварительного рыхления каким-либо способом, а во втором – по пути создания техники непрерывного действия, способной разрабатывать взорванные скальные породы [8, 19, 20].

Таким образом, какого-либо существенного изменения технологии и техники выемочно-погрузочных работ в глубоких карьерах не предвидится, а ориентироваться следует, главным образом, на традиционное выемочно-погрузочное оборудование – экскаваторы циклического действия «механическая лопата» и ковшовые погрузчики фронтального действия.

Транспортирование горных пород. Уменьшение производительности оборудования под воздействием ухудшающихся горно-геологических и горнотехнических условий разработки в определенной мере компенсируется техническим прогрессом. В карьерах рост себестоимости транспортирования с глубиной работ компенсируется через последовательное внедрение менее затратных технологий транспортирования и менее энергоемкого горно-транспортного оборудования [6, 7, 15, 18, 21].

В карьере Мурунтау для транспортирования породы и руды используется ЦПТ с автомобильно-конвейерным транспортом и конвейерами ($\alpha=15^{\circ}$) нормального исполнения со стационарными дробильно-перегрузочными установками (ДПУ), обеспечивая эффективную работу карьера до глубины 350,400 м. С 2011 г. введен в эксплуатацию комплекс ЦПТ-руда с КНК с высотой подъема руды 270 м, производительностью 16,0 млн. т/год и углом наклона крутонаклонной части 37° . На борту карьера поточную линию дополняет конвейерно-железнодорожный перегрузочный пункт. Временные догрузочно-накопительные склады, совмещаемые с выемочными блоками и скользящими наклонными съездами, значительно приближают перегрузочные пункты КНК к рабочей зоне карьера и перемещаются вслед за развитием горных работ. Такие меры позволяют рассчитывать на использование поточного звена до глубины 800,850 м. На нижних уступах карьера Кальмакыр горная масса отгружается экскаваторами на автомобильный транспорт с последующей доставкой ее на перегрузочные пункты и отгрузкой экскаваторами на железнодорожный транспорт. В средней части карьера на гор +565÷760 экскаваторы ведут отгрузку горной массы непосредственно на железнодорожный транспорт.

Введение в рабочую зону карьеров перегрузочных пунктов на железнодорожный транспорт, ЦПТ, КНК обуславливает необходимость разработки дополнительных технических решений по сейсмобезопасной технологии взрывания в приконтурных зонах карьеров.

Главным направлением совершенствования процесса перемещения (транспортирования) горной массы является изыскание технологических решений, обеспечивающих сокращение расстояния транспортирования и энергетических затрат на его осуществление. В этой связи следует ориентироваться на переход от циклической к ЦПТ, которая сегодня рассматривается в качестве наиболее перспективной технологии глубоких карьеров. Относительно новым направлением в создании оборудования комплексов ЦПТ для глубоких карьеров можно считать КНК, а также модульные межступенные перегрузатели и ДПП, легко перемещаемые с места на место и требующие минимума строительных и горно-подготовительных работ [1, 2, 22-24].

Отвалообразование. Под этим процессом понимается процесс создания техногенных горных массивов, эффективность которого оценивается степенью использования отвальных площадей, а также уровнем энергетических затрат на размещение пород в отвалах. Первая задача решается доведением вместимости отвала до потенциально возможного значения, определенного для наиболее устойчивых участков основания, а вторая – разгрузкой автосамосвалов «под откос» при автомобильном транспорте и управляемым сдвижением пород при конвейерном и желез-

нодорожном транспорте.

Количество пород в отвалах характеризует уровень использования минерального сырья, извлеченного из недр при добыче кондиционного полезного ископаемого. Известно, что в отвалы направляется пустая порода, некондиционное полезное ископаемое, а также попадает часть балансовых запасов, качественные характеристики которых снижены в результате засорения породой и некондиционным сырьем в процессе разработки. Поскольку с течением времени для каждого горноперерабатывающего предприятия наступает момент, когда некондиционное полезное ископаемое вовлекается в переработку, то отвалы с таким сырьем, являясь техногенными месторождениями, становятся объектами горных разработок. Следовательно, такие отвалы должны формироваться с учетом их разработки в будущем [12, 19, 23].

Вместе с тем анализ предшествующего опыта показывает, что традиционные пути отвалообразования не могут обеспечить получение качественно новых решений, существенно сокращающих расстояние перевозки и размеры занимаемых отвалами площадей. Появление таких решений сегодня имеет существенное значение еще и потому, что основная часть уложенных на земной поверхности пород вообще не предусматривается к использованию. Поэтому отвалы будут оказывать негативное воздействие на окружающую среду неопределенно продолжительное время. С этой точки зрения самого пристального внимания заслуживает предложение использовать для размещения отвалов выработанное пространство карьеров, что широко используется при разработке пластовых месторождений. При разработке крутопадающих месторождений эта идея находится в стадии научных исследований и проектных проработок [13, 22, 25]. Однако уже сегодня можно сделать вывод о том, что такая технология имеет реальные перспективы на реализацию. Для этого должны быть определены условия перехода на внутреннее отвалообразование, а выработанное пространство и рабочая зона карьера – заранее подготовлены к размещению отвалов с корректировкой при необходимости режима и направлений ведения горных работ.

В целом, анализ фактического положения, сложившегося к настоящему времени в области освоения месторождений твердых полезных ископаемых, позволяет отметить следующие основные тенденции в развитии карьеров Узбекистана:

- усложнение условий производства горных работ из-за увеличения глубины разработки и вовлечения в эксплуатацию месторождений со сложными горно-геологическими условиями;

- проектирование и реконструкция крупных карьеров в современных условиях должны учитывать изменяющиеся с глубиной отработки физико-механические свойства пород, влияния горнотехнических факторов на сохранность прибортовых массивов и инженерных сооружений;

- неудачно выбранное направление ведения горных работ в плане и по вертикали может в определенных условиях привести к развитию в массиве деформационных процессов (подрезка контактов слоев или разрушения и др.);

- степень интенсивности горных работ определяет параметры устойчивости рабочих уступов. При коротком фронте работ и высокой скорости в массиве не успевают развиваться деформационные и реологические процессы, что позволяет придавать рабочим уступам более крутые углы наклона;

- в связи с увеличением глубины действующих и проектируемых карьеров вопросы устойчивости превращаются в проблемы большой экономической значимости. Обрушение уступа или осыпания его верхней бровки уменьшает ширину предохранительных берм, создает небезопасные условия, что может привести к аварии ответственных инженерных сооружений и к длительной остановке всего горного производства;

- усложнение горно-геологических условий разработки месторождений. Растет влияние глубины карьеров на сопротивляемость руд взрывному разрушению, повышается обводненность и трещиноватость горных пород, что приводит к увеличению затрат на БВР;

- ухудшение технико-экономических показателей добычи руды в связи с ростом объемов вскрышных работ и затрат на транспортировку горной массы по мере увеличения глубины карьера и расширения его границ по поверхности;

- увеличение параметров горно-транспортного оборудования в связи с необходимостью улучшения технико-экономических показателей процессов выемки, погрузки, транспортирования и складирования горной массы;

- применение комбинированных видов транспорта автомобильно-конвейерно-железнодорожного с вводом на глубокие горизонты инженерных сооружений (ЦПТ, КНК, дробилок, перегрузочных пунктов и т.п.), сокращающих затраты на перемещение горной массы, что повышает требования к качеству дробления горной массы, ее гранулометрическому составу и форме развала, к сейсмическому воздействию взрывных работ на горные массивы и инженерные сооружения;

- стремление к формированию транспортных систем, действующих без коренной перестройки в течение всего срока существования карьера;

- увеличение углов наклона откосов бортов и уступов на предельном контуре, что сокращает объемы вскрышных работ;

- усиливающееся отрицательное влияние горного производства на окружающую среду, что связано с применением взрывных работ, использованием транспортных средств с двигателями внутреннего сгорания, перемещением и складированием на земной поверхности значительных объемов горных по-

род;

- совместная открыто-подземная обработка руд, залегающих за проектными контурами карьеров вблизи бортов и под дном, что снижает затраты на добычу полезных ископаемых.

Таким образом, основными тенденциями в развитии открытого способа добычи являются вовлечение в разработку месторождений с измененными горно-геологическими условиями и рост масштабов карьеров. В крупных карьерах совершенствуются технология горных работ и техника, применяются на глубоких горизонтах мощные конвейерные комплексы, железнодорожный транспорт. В целом проектирование и реконструкция крупных карьеров в современных условиях должны учитывать изменяющиеся с

глубиной обработки физико-механические свойства пород, влияния горнотехнических факторов на сохранность прибортовых массивов и инженерных сооружений. Целесообразна разработка технических решений по сейсмобезопасной технологии БВР в приконтурной зоне карьеров, обеспечивающих сохранность ответственных инженерных сооружений. Сложность в оценке геодинамических процессов, возникающих в прибортовом массиве, вызывает необходимость в постановке специальных исследований для конкретных условий рассматриваемого карьера с целью обоснования методов контроля состояния карьерных откосов и расчета их параметров для повышения эффективности и безопасности открытой разработки месторождений.

Список литературы:

1. Санакулов К.С., Шеметов П.А. Карьер Мурунтау на пути к рекордной глубине: основные этапы развития и модернизации горных работ // Горный Журнал. - 2009 № 11. с. 98-102.
2. Санакулов К.С., Шеметов П.А. Развитие циклично-поточной технологии на основе крутонаклонных конвейеров в глубоких карьерах // Горный Журнал. - 2011. № 85. с. 34-37.
3. Мальгин О.Н., Рубцов С.К., Шеметов П.А., Шлыков А.Г. Совершенствование технологических процессов буровзрывных работ на открытых горных работах. Изд. «ФАН» АН РУз, 2003, 199 с.
4. Bye A.R., Jermy C.A., Bell F.G. Slope optimization and review of the geotechnical conditions at Sandsloot open pit. - Proceedings of Ninth International Congress on Rock; Mechanics, Vol. 2, theme 1: Applied rock mechanics - Safety and control of the environment. - Rotterdam, 1999.
5. Slope Stability in Surface Mining — Littleton, Colorado, USA. Publ. by SME. — 2001.
6. Васильев М. В. Комбинированный транспорт на карьерах.— 2-е изд.— М.: Недра, 1975.— 357 с.
7. Лель Ю.И., Смирнов В.П. «Теория карьерного большегрузного автотранспорта» РАН Уральское отделение института горного дела. Екатеринбург 2002, С.355.
8. Справочник. Открытые горные работы /Трубецкой К.Н., Потапов М.Г., Винницкий К.Е. и др. М.: Горное бюро, 1994. 590 с.
9. Санакулов К.С., Дабижа С.И. Алмалыкский горно-металлургический комбинат и его минерально-сырьевая база. Труды между. науч.-практ. конфер. «Проблемы рудных месторождений и повышения эффективности геологоразведочных работ. Ташкент, 2003 г.
10. Санакулов К.С. ОАО «Алмалыкский ГМК»: вчера, сегодня, завтра. Горный Вестник Узбекистана. №4, 2004 г.
11. Ракишев Б.Р. Прогнозирование технологических параметров взорванных пород на карьерах. Алма-Ата, Наука, 1983.- 239 с.
12. Новожилов М.Г., Кучерявый Ф.И. и др. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых. Част. I М.: Недра, 1971, 512 с.
13. Пивень В.А. Обоснование параметров технологии разработки карьера Ингулецкого ГОКа при внутреннем отвалообращении. — Экологія і природокористування: Збірник наукових праць Інституту проблем природокористування та екології НАН України. Випуск 5. Дніпропетровськ, 2003. — 160-163.
14. Силкин А.А., Кольцов В.Н., Шеметов П.А. Управление долговременной устойчивостью откосов на карьерах Узбекистана. Ташкент: Фан, 2005, С.1—229.
15. Мельников Н. В., Фаддеев Б. В. К решению научных и технических проблем глубоких карьеров // Физико-технические горные проблемы: Сб. - М.: Наука, 1971.- С. 5-10.
16. Кучерский Н.И., Лукьянов А.Н. и др. Перспективы использования крутонаклонных конвейеров в карьере Мурунтау // Горный вестник Узбекистана, 1997, №1.-С.26-29.
17. Шеметов П.А., Бибик И.П., Исаков М.М. Современное состояние и проблемы буровзрывных работ в глубоких рудных карьерах Узбекистана Горный вестник Узбекистана. - 2010-№ 4, 12-19 с.
18. Сытенков В.Н., Шеметов П.А. Повышение эффективности управления экскаваторно-автомобильным комплексом в глубоких карьерах.// «Экологія і природопользування»: Сб. научных трудов Института проблем природопользувания и экологии НАН Украины. -Вып.5. Днепрпетровск, 2003. С.153-159.
19. Умаров Ф.Я. Экономическое развитие и перспективы угольной отрасли Республики Узбекистан //Ж.Вестник Каракалпакского отделения Академии наук Республики Узбекистан. — Нукус, 2007. -№1.-Б.37-41.
20. Ржевский В. В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М.: Недра, 1975, 574 с.
21. Умаров Ф.Я. Кумир конларини иктисодий самарадорлик курсаткичларини тахлил килиш // Ж.Иктисодиёт ва таълим. - Тошкент, 2007. -№ 1.Б.42-46.
22. Глазунов С.Н. Совершенствование технологических схем циклично-поточной технологии при разработке глубоких рудных карьеров. - Экологія і природокористування: Збірник наукових праць Інституту проблем природокористування та екології НАН України. Випуск 5. Дніпропетровськ, 2003. — с.164-167.
23. Шеметов П.А. Повышение эффективности использования георесурсного потенциала при разработке месторождений. Ташкент. «Фан» АН РУз, 2005. С.1-122.
24. Умаров Ф.Я. Иктисодиётни эркинлаштириш шароитида кумир саноатида утсувор йуналишларни ривожланштириш омилири // Ж.Иктисодиёт ва таълим. — Тошкент, 2007. -№1.-Б.43-46.
25. Brawner C. O. Recent lessons that have been learned in open-pit mine stability // Mining Engineering.-Vol. 38. №8.-1986.

ПРОБЛЕМЫ ПОВЫШЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ТРАНСПОРТА НА РУДНИКЕ КАЛЬМАКЫР

Мирсаидов Г.М., доцент кафедры «Горная электромеханика» ТашГТУ, канд. техн. наук; Аннакулов Т.Ж., зав. кафедрой «Горная электромеханика» ТашГТУ; Жураев С.Т., магистр ТашГТУ; Эргашов Р.Б., магистр ТашГТУ

Тенденция развития открытых горных работ в странах СНГ и за рубежом показывает, что в ближайшее время глубина многих карьеров составит 450-550 м, а в перспективе может достигнуть 700-1000 м при годовых объемах горной массы порядка 45-55 млн. м³. Эффективная отработка таких карьеров возможна только при использовании циклично-поточной технологии (ЦПТ), внедрение которой следует считать одним из основных направлений научно-технического прогресса при открытом способе разработки крупномасштабных рудных месторождений.

В Алмалыкском рудном поле сосредоточены огромные запасы руд цветных металлов. Уникальным месторождением является месторождение Кальмакыр, которое по добыче медно-молибденовых руд не уступает зарубежным аналогам. Запасы месторождения Кальмакыр вместе с близлежащим месторождением Дальнее будут обеспечивать работу рудника более 100 лет при годовой производительности карьера по руде порядка 27-30 млн. т, по горной массе 32-35 млн. м³.

В целях увеличения объемов добычи руды и снижения ее себестоимости разработана «Программа реконструкции и технического перевооружения Алмалыкского ГМК». Программа предусматривает реконструкцию основных объектов АГМК, одним из которых является рудник Кальмакыр.

На руднике Кальмакыр планируется применение ЦПТ. Переход на добычу руды по ЦПТ предусматривает первичное дробление руды в карьере с дальнейшей транспортировкой ее конвейерным транспортом, расположенном в специальном тоннеле, до перегрузочного склада руды за пределами рудника, и последующей доставкой руды на обогатительную фабрику существующим железнодорожным транспортом.

Как показывает опыт применения на открытых горных работах дробильно-конвейерных комплексов, неоспоримыми преимуществами перед другими системами обладают мобильные и полустационарные дробильно-перегрузочные агрегаты, которые не требуют длительных и сложных строительных работ и могут по мере углубления карьера с минимальными затратами времени и средств перемещаться к новому месту дислокации [1-3]. В условиях рудника Кальмакыр для дробления горной массы непосредственно в карьере рекомендуются полустационарные дробильно-перегрузочные агрегаты типа КВКД, ККД, перемещение которых производится по обычным карьерным автодорогам специальным гусеничным транс-

портом соответствующей грузоподъемности с автономным приводом.

Разработка глубоких карьеров характеризуется применением комбинированных видов транспорта, что предполагает использование различных перегрузочных пунктов и складов. В такие сложные транспортные системы входит оборудование как циклического, так и непрерывного действия со своими надежными и временными характеристиками (режимом работы) и провозной способностью. В связи с этим, важнейшей задачей при проектировании технологии разработки является согласование работы технологических подсистем транспорта в транспортной системе карьера. При этом эффективность работы комбинированного транспорта, обеспечение заданной производительности будет зависеть от взаимного соответствия параметров и режима работы сочетаемых видов транспорта.

Как показывает опыт работы карьера Мурунтау и карьеров Кривбасса, использование в транспортной системе циклического транспорта предопределяет значительную вариацию параметров грузопотока, поступающего на непрерывный транспорт, что приводит к снижению проектной производительности комплексов. Полная загрузка конвейерного комплекса может быть обеспечена стабилизацией грузопотока, поступающего на конвейерный комплекс. Кроме того, сложноструктурность по сортам забоев также предопределяет колебания грузопотока. Таким образом, при определенном математическом ожидании среднего часового значения грузопотока, по которому определяется пропускная способность перегрузочного пункта, обеспечивающая полную загрузку конвейерного комплекса, реальное поступление циклического транспорта на перегрузку в часовых интервалах значительно изменяется.

Вариация параметров существующих на карьере грузопотоков может привести к недогрузке конвейерного оборудования в период её отрицательных значений или к невозможности приёма части автосамосвалов в пиковые периоды (положительные значения вариации), что в конечном итоге ведёт к рассогласованию параметров всей системы, а, следовательно, и ожидаемой производительности конвейерного комплекса.

Устранение влияния карьерных грузопотоков на работу конвейерной линии, стабилизации ее загрузки возможно путём создания промежуточного буферного склада около перегрузочного пункта, который не

только компенсирует влияние карьерного грузопотока, но и послужит в качестве накопительной ёмкости при непредвиденных простоях.

Эффективность проекта заключается в том, что строительство дробильно-конвейерного комплекса и проходка транспортного тоннеля не мешают работе действующих мощностей. С окончанием строительства комплекса прирост добычи руды составит порядка 10 млн. t руды в год и общая мощность рудника составит 37-40 млн. t медной руды.

Благодаря применению ЦПТ в карьере Кальмакыр расстояние перевозок горной массы по карьеру существующим транспортом сократится на 40-50%, а высота подъема снизится на 25-30%, тем самым расходы на содержание циклического транспорта существенно уменьшатся за счет сокращения списочного состава, уменьшения протяженности железных дорог, автодорог и расходов на их содержание. В перспективе комплекс ЦПТ будет служить единственным средством транспортировки руды с глубоких горизонтов рудника.

Для повышения эффективности работы транспорта глубоких карьеров на основе теоретических исследований работы и способа формирования структуры средств ЦПТ с применением гибких технологических схем требуется установление зависимостей комплексного влияния горнотехнических условий эксплуатации на эффективность средств транспорта глубоких карьеров, области рационального использования различных видов транспорта и зоны перехода от циклической технологии к поточной технологии.

Таким образом, в перспективе развитие ЦПТ на глубоких карьерах должно основываться на прогрессивных технических и технологических решениях, обеспечивающих повышение эффективности, конкурентоспособности, а также расширение сферы ее применения. К ним относятся:

1. Применение в карьерах передвижных дробильно-перегрузочных пунктов. Они должны сооружаться в непосредственной близости к рабочей зоне карьера на временных целиках пород, которые по мере понижения горных работ срабатываются. Возможность быстрого переноса дробильно-перегрузочных пунктов на нижележащие горизонты позволяет рационально использовать сборочный автомобильный транспорт и повышает гибкость систем с циклично-поточной технологией.

2. Использование системы вскрытия горизонтов с учетом размещения дробильно-конвейерных комплексов, обеспечивающей максимальное совмещение площадок дробильно-перегрузочных пунктов с временно не рабочими участками бортов карьера, а оснований конвейерных выработок, строительных площадок и заездов на них - с наклонным и горизонтальными предохранительными бермами. Трассы постоянного автомобильного съезда конвейерного подъемника должны быть увязаны между собой так, чтобы исключить дополнительные автомобильные съезды

для строительства обслуживания объектов дробильно-конвейерного комплекса.

Приведенные обоснования отнюдь не претендуют на всесторонность и полноту освещения вопросов современного карьерного транспорта. Вместе с тем представляется, что основные тенденции развития и совершенствования карьерного транспорта на новом этапе развития открытых горных работ нашли здесь свое отражение.

Недостаток эффективного применения ЦПТ связывается с нерациональными проектными решениями по выбору оборудования и организации взаимодействия дробильно-конвейерного комплекса со смежными звеньями. Следует отметить, что в этом плане научно-исследовательскими и проектными институтами также наработан большой объем методического материала. Вопрос лишь в правильном выборе методик для обоснования конкретных проектных решений. Вместе с тем возможности параметрической адаптации систем с конвейерным транспортом на карьерах еще далеко не исчерпаны. Это, в первую очередь, касается систем с автомобильно-конвейерно-железнодорожным (а-к-жд) транспортом, которые получили распространение сравнительно недавно. Несмотря на ряд преимуществ, а-к-жд транспорт имеет и большой недостаток – многозвенье, которое вызывает снижение производительности системы из-за колебания производительности смежных участков.

На основе разработанной имитационной модели функционирования а-к-жд транспорта установлено, что несовместные простои элементов системы могут составлять до 37-42% календарного времени. При существующем уровне развития техники, технологии, организации открытых горных работ значительное сокращение непроизводительных простоев затруднено. Вместе с тем потери производительности, связанные с отсутствием горной массы на складе комплекса перегрузки с конвейерного на железнодорожный транспорт (до 7,8%) и отсутствием места на складе (до 5,5%), могут быть сведены к минимуму за счет управляющих воздействий на режим отгрузки горной массы со склада. В связи с этим возникает необходимость определения такой организации взаимодействия дробильно-конвейерного комплекса (ДКК) с железнодорожным транспортом, которая обеспечит рациональное использование технических возможностей погрузочного и транспортного оборудования системы а-к-жд транспорта за счет снижения простоев по вышеуказанным причинам.

Решение задачи выбора рационального режима поступления локомотивосоставов под погрузку на склад комплекса перегрузки (КП) с конвейерного на железнодорожный транспорт с целью сделать минимальной вероятность дефицитности или переполнения склада возможно при управлении потоком заявок в зависимости от уровня запаса горной массы. Эта задача может быть решена при исследовании следующей вероятностной модели (рис. 1).

Принимаем:

U_0 и U_1 - соответственно верхний и нижний критические уровни запаса горной массы на складе;

λ_0 и λ_1 ($\lambda_1 < \lambda_0$) – значения соответственно пониженной и повышенной интенсивности отгрузки горной массы со склада;

qt – объем горной массы, поступившей на склад в любую t -ю единицу времени;

ηt – объем горной массы, отгруженной со склада в эту же единицу времени.

Предполагается, что qt , ηt – независимые случайные величины.

Значение интенсивности поступления горной массы, кроме того, считается независимым от управления.

Пусть в начальный момент времени уровень запаса составляет величину $a_0 < U_0$. Математическое ожидание интенсивности отгрузки $M\eta t = \lambda$, поступления горной массы на склад $Mqt = \mu$. Если $\lambda_0 < \mu$, то будет происходить постепенное накопление запасов и при некотором значении времени t впервые будет $at = U_0$ (at – запас на складе в момент времени t). В этот момент происходит переключение с пониженной на повышенную интенсивность отгрузки (с λ_0 на λ_1). Уровень запаса будет постепенно снижаться. Когда он достигнет нижнего критического значения U_1 , происходит обратное переключение на пониженное значение λ_0 . В дальнейшем процесс повторяется аналогичным образом. Учитывая, что а-к-жд транспорт, как правило, применяется параллельно с автомобильно-железнодорожным и железнодорожным, высвободившиеся в период пониженной интенсивности отгрузки локомотивосоставы могут быть использованы для перевозки горной массы с верхних и средних горизонтов в составе вышеуказанных схем.

В описанной схеме регулируемые параметрами являются U_0 , U_1 , λ_0 , λ_1 . Изменяя их значения, можно добиться того, что доля времени отсутствия горной массы, а также доля времени полного заполнения склада КП будут минимальными для конкретных горно-технических условий эксплуатации и применяемого оборудования.

Рациональный режим отгрузки со склада КП определяется с учетом условий, в которых может быть реализована способность процесса управления увеличивать эксплуатационную производительность транспортной системы карьера. За основу принят вариант, при котором прирост объемов перевозки горной массы допустим в тех пределах, которые в состоянии обеспечить транспортная система карьера без увеличения парка основного технологического оборудования.

Решение задачи зависит от ограничений на выходе системы. Предполагается, что годовая производительность системы в целом как по руде, так и по вскрыше не меньше проектной ($Q_r \geq Q_{пр}$ и $Q_v \geq Q_{пв}$ соответственно). Пределы регулирования интенсивности отгрузки горной массы со склада зависят от

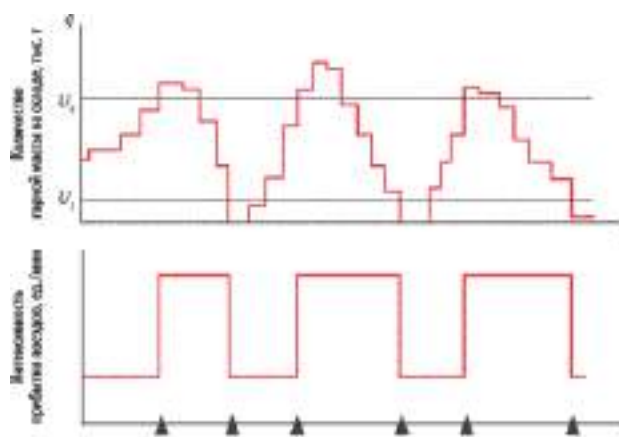


Рис. 1. Функционирование склада КП с регулированием интенсивности поступления поездов под погрузку: U_0 – верхний критический уровень запаса горной массы на складе; U_1 – нижний критический уровень запаса; X_0 – повышенная интенсивность отгрузки; X_1 – пониженная интенсивность отгрузки; \blacktriangle – точки переключения интенсивности отгрузки

степени загрузки отдельных элементов горно-транспортной системы: забоев, на которые перераспределяются грузопотоки в периоды снижения интенсивности поступления локомотивосоставов на склад КП, отвальных тупиков, других мест приема горной массы, пропускной способности схемы путевого развития:

$$\lambda_0 \leq \min\{n_1, n_2, n_3, n_4\}, \quad (1)$$

где n_1 , n_2 , n_3 , n_4 – интенсивность отгрузки горной массы, определяемая соответственно допустимой загрузкой забоев, на которые перераспределяются грузопотоки в периоды снижения интенсивности поступления локомотивосоставов на склад КП, отвальных тупиков, других мест приема горной массы, а также пропускной способности схемы путевого развития.

Проведенные на основе имитационного моделирования исследования работы горнотранспортных систем крупных глубоких карьеров позволяют констатировать, что коэффициенты использования забойных, складских, а также отвальных экскаваторов и мест приема руды на обогатительных фабриках, как правило, не превышают 50–55%, т.е. имеется резерв по их увеличению, и при обосновании рационального режима управления отгрузкой горной массы со склада КП можно условно принять, что ограничения по этим показателям отсутствуют.

Таким образом, выбор рациональных режимов отгрузки горной массы со склада КП и перераспределение грузопотоков при увеличении интенсивности движения локомотивосоставов на соответствующих направлениях носит ограниченный характер и, как правило, определяется пропускной способностью схем путевого развития.

Разработана методика, позволяющая с учетом стохастического характера горнотранспортного процесса, структуры грузопотоков и их динамики определять рациональный коэффициент резерва пропускной

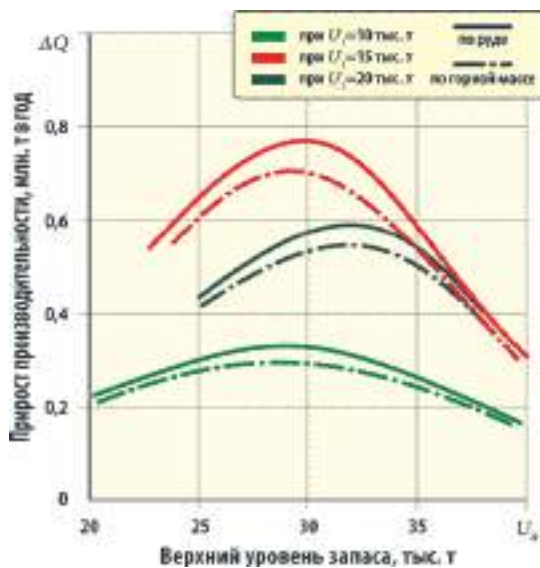


Рис. 2. Зависимость прироста производительности системы а-к-жд. транспорта от уровней запаса горной массы на складе КП ($V_c=40$ тыс. т) в условиях Джетыгаринского карьера

способности для любого элемента схемы. Методика состоит в последовательном расчете показателей неравномерности потоков составов, распределении интервалов движения поездов, вычислении средней длины очереди поездов перед элементами путевой схемы, коэффициента недоиспользования путевого развития и последующем определении рационального коэффициента резерва пропускной способности на основе минимизации суммы ущерба от недоиспользования возможностей железнодорожных коммуникаций и простоев поездов.

В результате моделирования получены зависимости прироста производительности системы а-к-жд

транспорта от критических уровней запаса горной массы на складе КП (рис. 2). Рациональные значения критических уровней запаса, при которых обеспечивается наибольший прирост производительности системы, лежат в области нижнего $U_1=15-17$ тыс.т и верхнего $U_0=29-31$ тыс.т.

Таким образом, даже для самых сложных систем ЦПТ разработано методическое обеспечение имитационного моделирования процессов их функционирования, позволяющее решать любые задачи по обоснованию технологических параметров таких систем.

Адаптивные свойства комплекс ЦПТ приобретает в результате:

- взаимозамещения руды и породы или их различных типов с селективной выдачей из карьера по одной или нескольким конвейерным линиям;
- использования грохотильных, грохотильно-дробильных и дробильных перегрузочных пунктов, что позволяет формировать грузопотоки с различным гранулометрическим составом горной массы;
- применения промежуточных догрузочных складов с разными сортами горной массы, обеспечивающих накопление и догрузку комплекса требуемыми сортами горной массы в междусменные и обеденные переделы;
- применения выносных конвейеров, позволяющих размещать перегрузочные пункты непосредственно в зонах интенсивного ведения работ;
- использования модульных перегрузочных пунктов, что позволяет оперативно переносить их в места интенсивного ведения работ.

Таким образом, даже для самых сложных систем ЦПТ разработано методическое обеспечение имитационного моделирования процессов их функционирования, позволяющее решать любые задачи по обоснованию технологических параметров таких систем.

Список литературы:

1. М.В. Васильев «Транспорт глубоких карьеров», Москва «Недра», 1983 г.
2. Столяров В. Ф. Проблема циклично-поточной технологии глубоких карьеров. – Екатеринбург: Уро РАН, 2004 г.
3. М.В. Васильев, З.Л. Сироткин, В.П. Смирнов «Автомобильный транспорт карьеров», Москва «Недра» 1973 г.

УДК 622.33:622.222

© Мирсаидов Г.М., Аннакулов Т.Ж., Ахроров Ж.Г., Кувондыков О.Б. 2013 г.

ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ВСКРЫШНЫХ РАБОТ НА РАЗРЕЗЕ АНГРЕНСКИЙ

Мирсаидов Г.М., доцент кафедры «Горная электромеханика» ТашГТУ, канд. техн. наук; Аннакулов Т.Ж., зав. кафедрой «Горная электромеханика» ТашГТУ; Ахроров Ж.Г., магистр ТашГТУ; Кувондыков О.Б., магистр ТашГТУ

По программе развития угольной промышленности Республики Узбекистан предусматривается поэтапный прирост добычи угля за счет развития открытого способа разработки Ангрэнского месторождения. Для

выполнения поставленных задач необходимо совершенствовать технологию горных работ и транспорта на основе внедрения современной высокопроизводительной техники.

С целью выбора эффективных технологических схем добычного и транспортного оборудования для условия разреза Ангренский детально проанализировано фактическое горнотехническое состояние разреза и существующий рынок производителей горной техники.

В условиях эксплуатации разреза Ангренский сложилось отставание вскрышных работ при ежегодном наращивании добычи угля, что привело к смыканию контуров вскрыши с направлением добычи. Отсутствие необходимого опережения фронта вскрышных работ привело к ограничению объемов подготовленных и готовых к выемке запасов угля и, соответственно, к перебоями в добыче. Эти обстоятельства определяют изменения направления развития горных работ с внедрением новых технологий.

Вскрышные породы разреза Ангренский представлены разнообразными по физико-механическим свойствам породами. Многие из этих пород не позволяют использовать рабочие органы экскаваторов непрерывного действия с механическим разрушением. Такие породы как известняк, песчаник, опоки требуют предварительного рыхления буровзрывным способом. При этом, как показала многолетняя практика, наблюдается большой выход негабаритов. Галечник, хоть и не требует предварительного рыхления, однако имеет включения глыб размером до 1,5 м. Все это не позволяет использовать рабочий орган экскаватора емкостью менее 5,0 м³ и исключает применение роторных экскаваторов.

На разрезе Ангренский вскрышные породы в отвале доставляются дорогостоящим железнодорожным транспортом, целесообразна замена его конвейерным, который, в свою очередь, предъявляет свои требования к гранулометрическому составу горной массы, т.е. не более 300 мм.

Проектом развития и реконструкции и технического перевооружения разреза Ангренский на первом этапе развития и ведения вскрышных работ предусмотрено внедрение циклично-поточной технологии (ЦПТ) и систем управления технологическим комплексом оборудования, поставка технологического оборудования.

Проектная мощность 1 этапа технического перевооружения разреза Ангренский составляет 25,1 млн. м³ вскрыши и 6.4 млн. т добычи угля в год.

Технологическая цепочка из трех комплексов по вскрыше, дроблению, погрузке, транспортировке и складированию вскрышных пород во внутренние отвалы с производительностью 22,8 млн. м³ в год.

Вскрышные работы производятся тремя вскрышными карьерными экскаваторами на гусеничном ходу с объемом ковша 16,5 м³, производительностью каждого не менее 4000 т/ч с номинальной мощностью двигателей 1500 кВт и подводимым напряжением 6000 В. С последующей погрузкой на мобильные дробильные установки. Дробление вскрышных пород производится тремя мобильными дробильными установками на гусеничном ходу производительностью не менее 4000 т/ч каждая и подводимым напряжением 6000 В. Круп-

ность загружаемых материалов от общей горной массы 1100 мм - 5%, свыше 300 мм - 20%, до 300 мм - 75%. Крупность конечного дробимого материала 0-300 мм. Дробленая горная масса далее перегружается на межступенные перегружатели. Высота уступа вскрышных работ 15,0 м. Ширина заходки 22,5-25,0 м. Шаг передвижки забойного конвейера определяется используемым технологическим оборудованием и составляет 25,0 м.

Перегрузка горной массы производится тремя межступенными перегружателями на гусеничном ходу на забойные конвейеры (рис. 1). Производительность перегружателей 4000 т/ч каждого. Подводимое напряжение 6000 В.

Последующая транспортировка горной массы производится четырьмя передаточными конвейерами производительностью не менее 4000 т/ч каждый с последующей перегрузкой на сборочный конвейер.

Дальнейшую транспортировку горной массы производит один магистральный конвейер производительностью не менее 12400 т/ч с последующей перегрузкой на два отвальных конвейера производительностью не менее 12400 т/ч каждый, при этом:

- отвальный конвейер производительностью не менее 12400 т/ч перемещает горную массу к отвалообразователю, который формирует внутренние отвалы;

- отвалообразователь на самоходном гусеничном ходу производительностью не менее 12100 т/ч с вылетом разгрузочной стрелы 60 м формирует внутренние отвалы с раздельным складированием попутно добываемых полезных ископаемых.

В промежутке между нижней технологической системой вскрышных работ и верхним комплексом задействован в отработке каолиновой толщи пород мощностью 33 м роторный комплекс.

Вскрышные породы системой конвейеров доставляются к отвалообразователю комплекса, производящему отсыпку пород в выработанное пространство.

Таким образом, единственно правильным решением в данном случае является использование комплексов, обеспечивающих циклично-поточную технологию отработки и транспортировку вскрыши: экскаватор типа ЭКГ - мобильная дробильная установка - мобильный межступенный перегружатель - конвейерный транспорт - отвалообразователь. Учитывая, что капитальные затраты на приобретение и монтаж конвейерного транспорта составляют 30 - 50% от общих затрат на ЦПТ, предлагается использовать один участковый конвейер для отработки трех уступов.

Целью данной технологии ЦПТ является исключение железнодорожного и автомобильного транспорта, увеличение скорости продвижения фронта работ и объемов вскрыши, снижение себестоимости, улучшение экологической безопасности.

Применение самоходных перегружателей ограничивает высоту уступа до 15 м, но позволяет обрабатывать одновременно три уступа на один участковый конвейер, что снижает удельные эксплуатационные

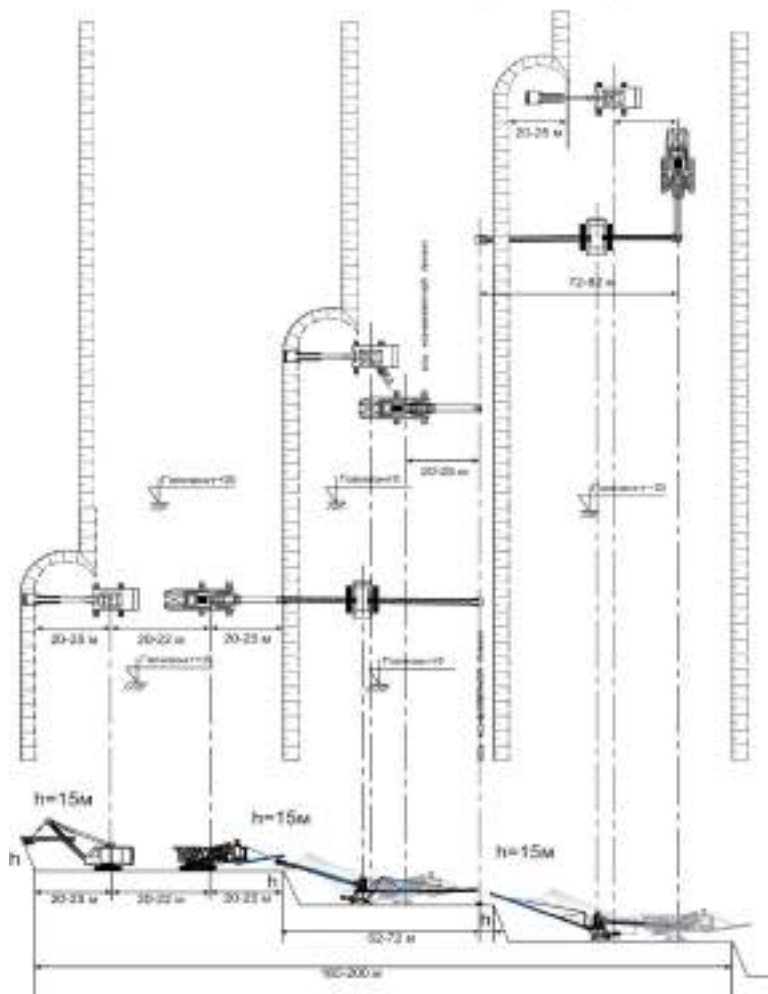


Рис. 1. Технологическая схема добычного и транспортного оборудования при одном забойном конвейере

затраты на транспорт. Если использовать два - три участковых конвейера, то можно будет отрабатывать уступы по высоте от 90 до 135 м. Если применить четыре таких вскрышных линий, то необходимость применения железнодорожного транспорта полностью исключается. Комплекс «экскаватор - мобиль-

ная дробильная установка - мобильный перегружатель» обеспечивает максимальную производительность экскаваторов и повышает выработку одного экскаватора в три - четыре раза.

Магистральные конвейеры, соединяя участковые конвейеры с отвальными, располагаются на южном борту, проходят по ст. Канал, перемещая в год не менее 27 - 30 млн. m^3 вскрыши и 6-7 млн. т добычи угля.

Вскрышные работы производятся тремя вскрышными карьерными экскаваторами на гусеничном ходу с объемом ковша 16,5 m^3 производительностью каждого не менее 4000 т/ч с последующей погрузкой на мобильные дробильные установки. Ширина заходки 22,5-25,0 м.

Внедрение ЦПТ по отработке вскрышных пород, в сравнении с существующей технологией, позволяет экономить энергетические и материальные затраты и обеспечит выемку вскрышных пород до 40,0 млн. m^3 к сроку окончания модернизации разреза.

Поэтапный прирост добычи угля за счет развития открытого способа разработки Ангренского месторождения позволит увеличить добычу угля на Ангренском разрезе с 3,2 млн. т до 6,4 млн. т с поставкой на Ново-Ангренскую ТЭС угля в объеме 4,36 млн. т в год. Проект предусматривает увеличение объема вскрышных работ на 25,1 млн. m^3 с доведением проектной мощности до 42,6 млн. m^3 в год. Генеральным подрядчиком модернизации Ангренского разреза является китайская SinoCoalInternationalEngineering.

Финансирование осуществляется за счет средств фонда развития угольной отрасли государственной акционерной компании «Узбекэнерго» - 26,6 млн. дол. США, кредита Фонда реконструкции и развития Узбекистана - 21,8 млн. дол. США и кредита китайского Эксимбанка - 113,8 млн. дол. США.

УДК 622.235.5

© Мислибоев И.Т., Назаров З.С., Ивановский Д.С., Урунов Ш.К. 2013 г.

ВЛИЯНИЕ КОНСТРУКЦИИ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ НА РАЗМЕРЫ ЗОН ОСЛАБЛЕНИЯ ПРОЧНОСТИ ГОРНОГО МАССИВА

Мислибоев И.Т., декан горного факультета НГГИ, канд. пед. наук; Назаров З.С., ведущий инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК; Ивановский Д.С., начальник ПТО Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук; Урунов Ш.К., аспирант НГГИ

Одна из важнейших отраслей промышленности Республики Узбекистан - горнодобывающая отрасль,

перед которой стоит задача добычи полезных ископаемых с наименьшими затратами. Взрывная подго-

товка горной массы в горной промышленности - одно из направлений решения этой задачи (рис. 1, 2, табл. 1, 2).

Проведенным анализом отечественной и зарубежной научно-технической литературы установлено, что крайне мало данных по вопросу усталостного ослабления горных пород в глубине горного массива в зависимости от конструкций скважинных зарядов ВВ [1, 2].

Для решения этой задачи в начале исследовались закономерности изменения длительности воздействия импульса волн напряжения горных пород в зависимости от их положительной фазы амплитуды при взрыве скважинных зарядов различной конструкции забоек. Полученные закономерности характеризуются зависимостью параболического типа рис. 1, а.

Полученные зависимости показывают, что с увеличением длительности импульса от 0 до 4 ms возрастает положительная фаза амплитуды волны напряжения. Исследованиями установлено, что при длительности импульса, равного 4 – 6 ms, амплитуда волны напряжения принимает максимальные значения 10, 25 и 32,5 МПа соответственно для инертной, активной и компенсационной забоек скважинного заряда ВВ.

Исследованиями также установлено, что дальнейший рост длительности импульса для инертной и активной забойки более 4 ms, а для компенсационной более 6 ms сопровождается снижением положительной фазы амплитуды волны напряжения. Абсолютные значения изменения длительности воздействия импульса волн напряжения горных пород в зависимости от их положительной фазы амплитуды при взрыве скважинных зарядов ВВ различной конструкции приведены в табл. 1.

Исследованиями установлено, что начало отрицательной фазы амплитуды волн напряжения равно 8; 9,5 и 12 ms соответственно для инертной, активной и компенсационной забоек скважинного заряда ВВ (рис. 1, б).

Полученные зависимости показывают, что с увеличением длительности импульса от 8 до 24,5 ms отрицательная фаза амплитуды волны напряжения возрастает. Исследованиями также установлено, что при длительности импульса, равного 14; 15,5 и 18 ms, отрицательная фаза амплитуды волны напряжения принимает максимальное значение - 5; 12 и 15 МПа соответственно для инертной, активной и компенсационной забоек скважинного заряда ВВ.

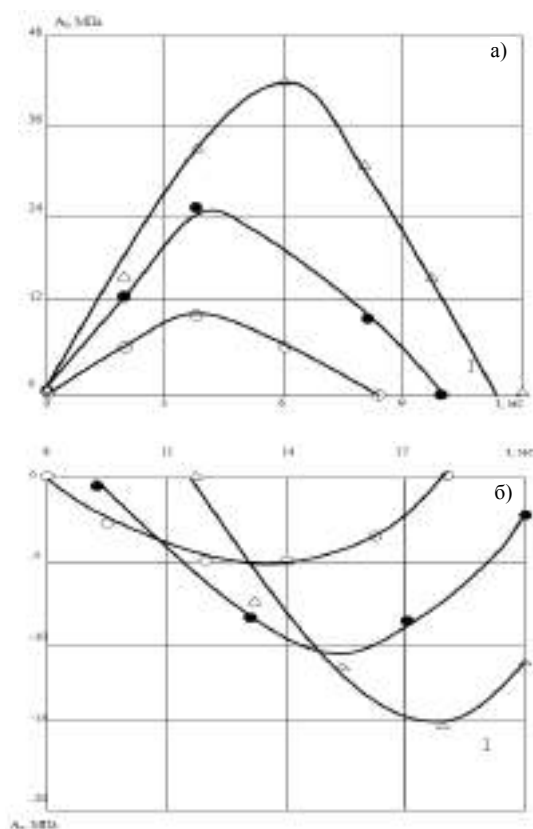


Рис. 1. Изменения длительности воздействия импульса волн напряжения горных пород от их положительной (а) и отрицательной (б) фаз амплитуды при взрыве скважинных зарядов с различной конструкцией забойки: ○ - для инертной забойки; ● - для активной забойки; △ - для компенсационной забойки

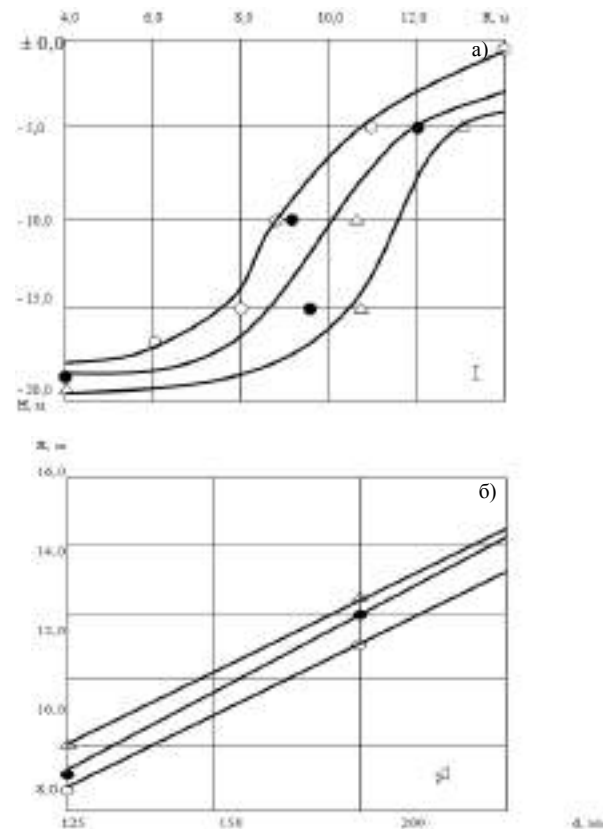


Рис. 2. Изменение контура (а) и размеров (б) зон ослабления пород взрывом зарядов с различной конструкцией забойки: ○ - инертная забойка; ● - активная забойка; △ - компенсационная забойка

Таблица 1

Длительность воздействия импульса волн напряжения горных пород в зависимости от их амплитуды при взрыве скважинных зарядов различной конструкции забоек

Время воздействия, ms	Амплитуды положительной фазы, МПа			Амплитуда отрицательной фазы, МПа		
	Инертная	Активная	Комплексная	Инертная	Активная	Комплексная
2,0	5,6	12,2	15	-	-	-
4,0	10	25	32,5	-	-	-
6,0	5,6	25	42	-	-	-
8	-	10	30	2,8	5	7,0
10	-	-	15	5	8,0	12,0
12,0	-	-	-	5	12	15,0
14,0	-	-	-	3,5	8,0	12,0
16,0	-	-	-	-	5,0	8,0
18,0	-	-	-	-	-	1,8

Полученные зависимости также показывают, что дальнейший рост длительности импульса более чем на 14; 15,5 и 18 ms соответственно для инертной, активной и компенсационной забоек сопровождается снижением отрицательной фазы амплитуды волны напряжения. Абсолютные значения изменения длительности воздействия импульса волн напряжения горных пород в зависимости от их отрицательной фазы амплитуды волны напряжения при взрыве скважинных зарядов ВВ различной конструкции приведе-

ны в табл. 1.

На следующем этапе исследовались размеры зоны ослабления массива горных пород взрывами скважинных зарядов различной конструкции забоек. Исследования проводились в гранитах и известняках, типичных для Зиадинского месторождения АО «Гранит» ГАЖДК «Ўзбекистон темир йўллари» рис. 2, а.

На рис. 2, а. показано изменение контура зоны ослабления массива пород взрывами скважинных зарядов с различной конструкцией забоек, определенного методом [1, 2] водопоглощаемости горных пород.

Зона ослабления, определенная методом [1] водопоглощаемости горных пород, показывает, что вблизи свободной поверхности уступа при относительно большой трещиноватости уровень воды опускается быстрее. С увеличением расстояния в глубь массива

Таблица 2

Размеры зоны ослабления массива горных пород взрывами скважинных зарядов ВВ различной конструкцией забоек

Номер серии взрыва	Горные породы	Количество одновременно взрывающихся зарядов, шт.	Диаметр скважин, мм	Вид забойки скважинного заряда ВВ	Размеры радиусов зон ослабления в массиве, m							
					R^B_T		$R_{Ц}$		R^H_T		R_O	
					метод измерения							
					km	msk	km	msk	km	msk	km	msk
1	Порфиритизированные граниты	92	214	Инертная забойка	11,0	11,3	8,7	8,5	8,0	11,0	1,6	-
2	Порфиритизированные граниты	90	214	Активная забойка	12,0	12,5	9,0	10,0	9,5	10,5	2,5	-
3	Порфиритизированные граниты	92	214	Компенсационная забойка	12,5	13,0	9,5	12,0	10,2	12,0	2,8	-
4	Порфиритизированные граниты	156	125	Инертная забойка	6,5	6,3	6,0	6,5	5,5	5,7	1,5	-
5	Порфиритизированные граниты	156	125	Активная забойка	7,0	7,0	6,0	8,0	6,0	8,0	1,8	-
6	Порфиритизированные граниты	152	125	Компенсационная забойка	8,0	8,0	7,0	7,5	6,8	8,0	2,0	-
7	Известняк	150	125	Инертная забойка	8,0	9,0	7,0	8,0	6,0	6,0	2,0	-
8	Известняк	150	125	Активная забойка	9,0	9,0	8,0	9,0	7,0	8,0	2,5	-
9	Известняк	150	125	Компенсационная забойка	9,0	10,0	8,5	8,5	7,5	8,5	3,0	-
10	Известняк	250	214	Инертная забойка	10,0	11,0	9,0	9,0	7,5	8,0	3,2	-
11	Известняк	252	214	Активная забойка	12,0	11,0	10,0	10,0	8,0	8,0	3,5	-
12	Известняк	254	214	Компенсационная забойка	14,0	12,0	10,0	12,0	8,5	9,0	3,6	-

радиусы зоны ослабления уменьшаются, на что указывает снижение фильтрации воды как с удалением от свободной поверхности уступа, так и по глубине скважин. Исследованиями также установлено, что с ослаблением горного массива взрывом скважинных зарядов ВВ при применении активной и компенсационной забойки контур и радиусы зоны ослабления увеличиваются. Абсолютные значения размеров зоны ослабления массива приведены в табл. 2.

Определены размеры зоны ослабления массива горных пород взрывами скважинных зарядов ВВ различной конструкции забойки, закономерность характеризуется прямой зависимостью, которые приведены на рис. 2, б.

Исследованиями установлено, что с использованием различных типов забойки размеры зоны ослабления массива меняются. Так, при применении инертной, активной и компенсационной забоек в скважинных зарядах ВВ радиус зоны ослабления массива по верхнему торцу заряда составляет соответственно 6,5; 7,0 и 8,0 м при диаметре скважинных зарядов ВВ, равном 125 мм. Исследованиями также установлено, что при диаметре скважины, равном 214 мм радиус зоны ослабления массива по верхнему торцу

заряда составляет соответственно 11,0; 12,0 и 12,5 м для инертной, активной и компенсационной забоек скважинных зарядов ВВ. Абсолютные значения размеров зоны ослабления массива взрывами скважинных зарядов с различной конструкцией забоек приведены в табл. 2.

Таким образом, в результате проведенных исследований установлено, что с увеличением длительности импульса от 8 до 24,5 мс отрицательная фаза амплитуды волн напряжения возрастает.

Определены размеры зон ослабления прочности горного массива взрывами скважинных зарядов ВВ с применением инертной, активной и компенсационной конструкциями забоек. Установлено, что при применении инертной, активной и компенсационной забоек в скважинных зарядах ВВ радиус зоны ослабления массива по верхнему торцу заряда составляет соответственно 6,5; 7,0 и 8,0 м при диаметре скважинных зарядов ВВ, равном 125 мм. Увеличение диаметра скважинных зарядов ВВ сопровождается увеличением радиуса зон ослабления массива по верхнему торцу заряда, который составляет соответственно 11,0; 12,0 и 12,5 м для инертной, активной и компенсационной забоек скважинных зарядов ВВ.

Список литературы:

1. А.с. № 1422771. Способ определения зоны ослабления массива горных пород /Муродов М.М., Гусев Ю.И., Норов Ю.Д., Иванов Н.Д. Заявлено 03.09.1986г.
2. Тураев А.С., Норов Ю.Д., Тухташев Б.Т. Экспресс-метод определения границ зоны ослабления горного массива. //Горный журнал. М.: 2000. №5. С. 68.

УДК 622.775:553.495: 66.046.8

© Тагаев И.А., Некрасов Ф.С., Хамраев Р.Б. 2013 г.

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА АВТОКЛАВНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНСОДЕРЖАЩИХ РУД

Тагаев И.А., доцент кафедры «Химические технологии» НГГИ, канд. сельхоз. наук; **Некрасов Ф.С.**, ассистент кафедры «Металлургия» НГГИ; **Хамраев Р.Б.**, ассистент кафедры «Металлургия» НГГИ

Среди аппаратов для выщелачивания в цветной металлургии, наряду с агитаторами, перколяторами, барбатерами и пачуками, особое место занимают автоклавы – герметичные реакторы, работающие при давлениях до 10 МПа и температурах до 600°K [1]. В мировой практике для проведения процесса автоклавного выщелачивания сульфидных руд и концентратов, как правило, применяют автоклавы с механическим перемешиванием пульпы и подачей технического кислорода непосредственно в автоклав. В НПО «НИИХИММАШ» (Россия) разработа-

ны и применяется целый ряд многосекционных автоклавов, снабжённых перемешивающими и аэрирующими устройствами, обеспечивающими многократную внутреннюю рециркуляцию газа через жидкую фазу. Конструкция данных автоклавов:

- позволяет получить высокий коэффициент использования газового реагента;
- дает возможность работы с минимальным сдувом отработанной газовой смеси;
- создает высокую скорость растворения газа;
- позволяет сохранить энергозатраты на допусти-

мом уровне;

- дает возможность осуществить непрерывный процесс в одном аппарате;
- за счет полной герметизации аппарата исключает вредные выбросы, что способствует созданию экологически чистого производства [2].

Автоклавы данного типа хорошо зарекомендовали себя при эксплуатации в ОАО «Норильский никель» и «Южуралникель» (Россия), на Восточном ГОКе (Украина) и ЦЦХК (Казахстан), а также для переработки молибденитового концентрата на СМК «Металлург» (Россия) [3].

По материалам исследований проведена технико-экономическая оценка автоклавных технологий. Применение автогенной автоклавной технологии, например, для переработки урансодержащих руд, по сравнению с работающими в обычной атмосфере аппаратами для выщелачивания, позволяет:

- организовать наиболее экологически чистую технологию;
- обеспечить минимальные экономические затраты на производство;
- дает возможность автоматизации процесса;
- исключить затраты на дополнительный нагрев пульпы до рабочей температуры за счет протекающих экзотермических реакций.

Целью данной работы является оптимальный подбор автоклава для выщелачивания урансодержащих руд и расчета основных затрат для обеспечения данного процесса.

Для технико-экономической оценки автогенной автоклавной технологии использованы материалы рабочего проекта переработки молибденитового концентрата на СМК «Металлург» при извлечении урана в раствор 98,3% при параметрах сдвухи ($T = 160^{\circ}\text{C}$, $P_{\text{общ}} = 12 \text{ atm}$) и при нормальных условиях ($T = 0^{\circ}\text{C}$, $P = 1 \text{ atm}$) [4].

Количество паров воды в сдвухе определяли согласно расчетам: $3,26 \text{ kg H}_2\text{O}/\text{m}^3 \text{ пара} \times 24,8 \text{ m}^3/\text{t} \text{ руды} = 81 \text{ kg H}_2\text{O}/\text{t} \text{ руды}$, где 3,26 – удельный вес 1 m^3 сухого пара при $T = 16^{\circ}\text{C}$.

Количество тепла, уносимое со сдвухой с учетом теплосодержания сухого пара при $T = 160^{\circ}\text{C}$, составит: $659 \text{ cal}/\text{kg} \times 81 \text{ kg H}_2\text{O}/\text{t} \text{ руды} = 53379 \text{ cal}/\text{t} \text{ руды} = 223231 \text{ kJ}/\text{t} \text{ руды}$.

Зная количество тепла, выделяемое при полном окислении 167 kg пирита, необходимого для процесса выщелачивания ($2010878 \text{ kJ}/\text{t} \text{ руды}$), и количество тепла, уносимое со сдвухой ($223231 \text{ kJ}/\text{t} \text{ руды}$), определяем количество тепла, пошедшее на нагрев пульпы: $2010878 - 223231 = 1787647 \text{ kJ}/\text{t} \text{ руды}$.

Тогда температура, до которой может быть нагрета пульпа за счет реакции при $T:Ж = 1:3$, будет равна: $1787647 \text{ kJ}/\text{t} \text{ руды} \div 13389 \text{ kJ}/\text{t} \text{ руды} \cdot ^{\circ}\text{C} = 133,5^{\circ}\text{C}$.

Это означает, что при температуре поступающей в автоклав пульпы, равной 20°C , температура пульпы в автоклаве составит $153,5^{\circ}\text{C}$ при $T:Ж = 1:3$.

Таким образом, для подогрева пульпы в автоклаве до рабочей температуры необходим незначительный подогрев поступающей в автоклав пульпы на $5 - 10^{\circ}\text{C}$. Его можно осуществить с помощью установки теплообменников-рекуператоров типа «труба в трубе», в которых поступающая в автоклав пульпа нагревается до рабочей температуры теплом выщелоченной пульпы.

В работе также были учтены затраты на азотную кислоту, затраты на подачу пульпы в автоклав и её перемешивание, затраты на пиритный концентрат, а также затраты на производство технического O_2 .

Полученные результаты позволяют сделать вывод о целесообразности использования автогенной автоклавной технологии при выщелачивании как урансодержащих руд, так и руд редких металлов, а также арсенипиритного золотосодержащего концентрата. При выборе типа автоклавов предпочтение отдается пневмоавтоклавам вертикального типа ввиду их преимуществ, а именно:

- простая и надежная конструкция;
- отсутствие вращающихся механизмов;
- возможность сокращения производственных площадей;
- меньший расход электроэнергии за счет термодинамики процесса и мощности оборудования;
- более низкая стоимость самого аппарата.

Всё это дает основание для возможного применения аппаратов подобного типа и проведения испытаний по автоклавному выщелачиванию упорных руд, не поддающихся традиционной переработке.

Список литературы:

1. Громов Б.В. Введение в технологию урана. М.: МХТИ им. Менделеева, 1972. 273 с.
2. Зиновьев В.А. Выбор конструкционных материалов для процесса автоклавного окислительного выщелачивания. / В.А. Зиновьев, Я.М. Шнеерсон, А.Ю. Лапин, Э.А. Шустерман, В.М. Шпаер // Металлургические технологии и экология. РЕСТЭС "Металлургия 2000". Тезисы докладов (С-Пб., 13-16.06.2000) М.: Изд. дом "Руда и металлы". 2000. С.57–58.
3. Извлечение осмия из кеков автоклавного выщелачивания свинцовой пыли медеплавильного производства. / С. С. Еденбаев и др. // Молодой ученый, 2011. №11. Т.1. С. 42–44.
4. Шнеерсон Я.М. Применение математического моделирования при исследовании автоклавного окислительного выщелачивания сульфидных цинковых концентратов. / Я.М. Шнеерсон, А.Ю.Лапин, В.М. Шпаер, Е.Е. Жмарин, В.В. Четвертаков // Проблемы комплексного освоения рудных и нерудных месторождений восточно-казахстанского региона. Материалы I международной НТК (1516.05.2001). ВКГТУ. г. Усть-Каменогорск 2001. С.73–75.

ПУТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНИКИ И ТЕХНОЛОГИИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Леу С.В., главный инженер Центрального рудоуправления НГМК; Лунин С.В., главный инженер рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК; Мишин Л.Ф., начальник цеха по производству ЭВВ и ведению взрывных работ рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК

Развитие технологии проведения взрывных работ в карьере Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК неотрывно связано с постоянным их совершенствованием на базе применения самой современной техники. В середине 70-х г. на карьер Мурунтау поступили три смесительно-зарядные машины (СЗМ) СУЗН-3А и ЗС-1, которые могли заряжать промышленные взрывчатые вещества (ВВ) типа Граммонит 79/21, Гранулит АС-4, и позволили использовать на взрывных работах аммиачную селитру для изготовления игданитов. Для их погрузки на станции «Прикарьерная» был построен специальный железнодорожный тупик, где ВВ или аммиачная селитра из мешков под собственным весом по наклонному склuzu загружались в приемный бункер зарядных машин. В 1981 г. поступили более современные и производительные зарядные машины МЗ-4 грузоподъемностью 24 т в количестве 3 шт. производства «Коркинского завода», а в 1985 г. - одна зарядная машина МЗ-8 грузоподъемностью 8 т.

В 1986 г. рядом с железнодорожными путями в 50 м от базисного склада взрывчатых материалов (ВМ) построен «Растваривающий комплекс», предназначенный для приема ВВ и аммиачной селитры производства ПО «Навоизот» в мешках на ленточный конвейер, ее растаривания и погрузки в бункер для заполнения зарядной машины. Освоение этого оборудования позволило механизировать ручной труд при погрузочно-разгрузочных работах на складе ВМ и при зарядании скважин на блоке.

«Растваривающий комплекс» включает в себя: стационарный пункт для растаривания АС в мешкотаре на базе шахтного перегружателя типа УПЛ-1, оборудованный приемным устройством, конвейерной эстакадой, узлом для разрезания мешков, виброгрохотом для очистки мешкотары от остатков АС, накопительной емкостью $V=8 \text{ m}^3$ и лебедкой с прицепным устройством для производства маневровых работ с железнодорожными вагонами с тяговым усилием 10 т, длиной откатки 45 м, мощностью 18 кВт, маневровой скоростью 3 км/ч. Производительность комплекса 25 т/ч.

В 1996 г. «Растваривающий комплекс» существенно реконструирован для приема бестарной аммиачной селитры из вагонов минераловозов типа 11-740 с последующей погрузкой в смесительно-зарядные машины (СЗМ) типа МЗ-4 и МЗ-8. Был построен подрельсовый приемный узел с накопительной емкостью $V=15 \text{ m}^3$ и конвейерной эстакадой, компрессорная

установка с компрессором типа КТ-7-0.0.ПС и системой пневмопроводов протяженностью 30 м, предназначенной для подачи сжатого воздуха в механизмы открывания и закрывания разгрузочных люков вагонов минераловозов. После реконструкции производительность комплекса увеличилась до 200 т/смену.

Внедрение стационарного механизированного комплекса по приему и растариванию аммиачной селитры позволило повысить производительность труда рабочих на грузопереработке аммиачной селитры, уменьшить поступление из промышленности ВВ и улучшить условия труда за счет снижения использования тротилосодержащих ВВ.

В 90-х гг. зарядные машины МЗ-4 и МЗ-8 морально и физически устарели. Стало понятно, что в дальнейшем нужно переходить на более совершенную и производительную зарядную технику и современные взрывчатые составы собственного производства. Учитывая мировой опыт в НГМК, было принято решение о переходе на изготовление и использование эмульсионных взрывчатых веществ (ЭВВ), которые имеют существенные преимущества по сравнению с другими видами ВВ: отличную водоустойчивость, возможность регулирования мощности путем изменения плотности или введения в состав энергетических добавок, низкую чувствительность к механическим и тепловым воздействиям и, как следствие, высокую безопасность в обращении, возможность полной механизации при их изготовлении и зарядании скважин, доступное и приемлемое по цене сырье для изготовления.

После изучения ряда коммерческих предложений и на основании их анализа был заключен контракт с фирмой ОРИКА (Германия), в результате в сентябре 2002 г. на промплощадке карьера Мурунтау введен в строй завод по производству ЭВВ. Технология завода предусматривает производство на стационарной установке невзрывчатых компонентов ЭВВ: эмульсионной матрицы и растворов газогенерирующих добавок, которые совместно с гранулированной аммиачной селитрой, дизельным топливом доставляются в специальных емкостях СЗМ на место проведения взрывных работ и смешиваются в процессе зарядания в скважину. В зависимости от процентного содержания эмульсии, дизельного топлива и аммиачной селитры можно готовить взрывчатые вещества различного ассортимента, пригодные для взрывания слабых, средних, крепких и обводненных пород. Это ЭВВ типа Нобелан 2060, Нобелан 2070, Нобелан

Таблица 1

Характеристика ЭВВ

Наименование ЭВВ	Нобелит 2000-2050	Нобелан 2060-2090
Теплота взрыва, kJ/kg,	2600 – 2900	2914-3500
Плотность заряжания, g/cm ³	1,05-1,27	0,93-0,98
Скорость детонации, km/s	4,3–5,5	3,5-4,1
Кислородный баланс, %	-2,1-2,5	-1,02-1,07
Объем газов взрыва, l/kg	900-930	820-930

Таблица 2

Эксплуатируемые СЗМ

Оборудование	Вместимость, t	Количество оборудования в эксплуатации, ед	Заряжаемые ВВ
СЗМ DN RP	20,0	2	Нобелит
СЗМ Heavy ANFO	12,0	5	Нобелан
СЗМ Heavy ANFO	20,0	5	Нобелан
СЗМ ANFO	18,0	2	Игданит

Таблица 3

Характеристика патронированных ЭВВ Нобелит 216 Z

Характеристика (показатель)	Значение характеристики (показателя)	
Теплота взрыва, (kJ/kg)	3191	
Объем газообразных продуктов взрыва, (L/kg)	929	
Кислородный баланс, (%)	-0,92	
Удельная энергия (kJ/kg)	792	
Плотность ВВ в патроне, g/cm ³	1,13 – 1,23	
Скорость детонации, km/s для патронов диаметром:	36 mm	3,0 – 4,5
	38 mm	3,2 – 4,6
	70 mm	3,5 – 5,0
	90 mm	4,0 – 5,5
Критический диаметр детонации, mm	18	

2080, Нобелан 2090, Нобелит 2000, Нобелит 2020, Нобелит 2030, Нобелит 2040, Нобелит 2050 и игданит (ANFO) (табл. 1).

ЭВВ типа Нобелан представляют собой механическую смесь гранулированной аммиачной селитры, дизельного топлива (АСДТ) и эмульсионной матрицы и предназначены для ведения взрывных работ на открытых горных работах при отбойке по сухим горным породам с коэффициентом крепости по шкале М.М. Протодяконова до 12. Заряжание скважин Нобеланами осуществляется механизированным спосо-

бом при помощи СЗМ типа Heavy ANFO (DN Nobelan).

ЭВВ типа Нобелит представляют собой смесь АСДТ, эмульсионной матрицы, сенсибилизированной газогенерирующими добавками: растворы нитрита натрия и уксусной кислоты. Нобелиты предназначены для ведения взрывных работ на открытых горных работах при отбойке пород любой крепости как по сухим, так и по обводненным скважинам с постоянным притоком воды. Заряжание производится механизированным способом при помощи СЗМ типа DN RP, при этом ЭВВ закачиваются под столб воды.

СЗМ оборудованы автоматизированной системой управления, что позволяет заряжать в скважину точно отмеренное количество ЭВВ, вплоть до индивидуального заряда для каждой из скважин, а также заряжать в одну скважину ассортимент из 12 наименований ЭВВ с разными физико-химическими и взрывчатыми показателями и их смешивание согласно выбранного оператором-взрывником рецепта, т.е. оптимизировать заряд в зависимости от stratigraphии пород по глубине скважины. Зарядное оборудование СЗМ фирмы «Трейдстар» установлено на базе тяжелых грузовиков «Скания-340» (табл. 2).

На заводе также существует линия по изготовлению патронированных ЭВВ типа Нобелит 216 Z четырех типоразмеров с диаметрами патронов 36, 38, 70, 90 mm и массой 0,6; 0,6; 2,0; 3,0 kg, соответственно, что позволяет использовать их как промежуточные детонаторы скважинных зарядов различного диаметра, так и для использования на взрывных работах в подземных условиях. Основные характеристики патронированных ЭВВ приведены в табл. 3.

Наряду с производством эмульсионной матрицы и патронированных ЭВВ, на заводе также предусмотрена установка для расфасовки ЭВВ в мешки.

За период эксплуатации 2002-2012 гг. произведено 392 тыс. t ЭВВ типа Нобелан и Нобелит и 18,92 тыс. t патронированных ЭВВ типа Нобелит 216Z. По мере освоения технологии и в связи с увеличением объемов отбойки горной массы производство и использование ЭВВ увеличивалось (рис. 1).

Технологическая схема производства эмульсионной матрицы на заводе ЭВВ достаточно проста. В периодическом (порционном) процессе в смесительной ёмкости изготавливается окислительный раствор на базе солей нитратов. В таком же периодическом (порционном) процессе в смесительной ёмкости изго-

тавляется масляный раствор на базе минерального масла и эмульгатора. Оба раствора с регулированием соотношения компонентов смеси перемешиваются в смесителе (миксере) и одновременно эмульгируются. Образуется эмульсия, в которой масло представляет собой непрерывную фазу. Эта эмульсия называется эмульсионной матрицей. Для промежуточного хранения матрицу перекачивают в сборник матрицы. Из этой емкости матрица загружается в СЗМ и перевозится на взрывной блок.

Весь технологический процесс на заводе контролируется автоматической системой управления с выдачей информации на графический интерфейс панели оператора. Помимо автоматической системы управления, аналитическим путем осуществляется контроль технологических параметров. Контроль всех стадий технологического процесса и выходной контроль готовой продукции проводит лаборатория завода.

Технология и оборудование, используемые на заводе по производству ЭВВ, обеспечивают промышленную и экологическую безопасность, защиту обслуживающего персонала от действия опасных и вредных факторов. Безопасные санитарно-гигиенические условия работы обслуживающего персонала достигнуты благодаря герметизации используемого оборудования, исключающего выбросы пыли и паров в атмосферу. Применение ЭВВ также позволило увеличить степень взрывобезопасности при транспортировке и зарядании, исключить транспортировку взрывоопасных грузов по железной дороге, снизить объем ядовитых продуктов взрыва, улучшить условия снабжения карьеров и рудников ВВ.

Наряду с развитием средств механизации постоянно проводится работа по совершенствованию технологии и оптимизации взрывных работ. Основываясь на результатах опытно-промышленных взрывов, разработан рациональный ассортимент ЭВВ для пород карьера Мурунтау, исходя из условия оптимальной производительности СЗМ. Для зарядания сухих скважин в средне- и трудновзрываемых породах – Нобелан 2070 (70% АСДТ, 30% эмульсионная матрица); Нобелан 2080 (80% АСДТ, 20% эмульсионная матрица); сухих скважин в легковзрываемых породах – ANFO и Нобелан 2080; обводненных скважин – Нобелит 2030 (30% АСДТ, 70% эмульсионная матрица с сенсibilизирующими добавками растворов нитрита натрия и уксусной

кислоты).

С целью использования компьютерных технологий для расчета параметров БВР произведено районирование пород карьера по удельной энергии, затраченной при взрывной отбойке, в результате которой выделен ряд зон с интервалом изменения от 1,95 до 6,2 MJ/m³. Для каждой зоны установлено оптимальное значение удельной энергии $A_{опт}$, а также разработан и внедрен алгоритм оптимизации БВР, что позволило произвести разрежение сеток скважин на рудных блоках с низкой контрастностью руды с сети 5,6x5,6 м на сеть 6,5x6,5 м. В результате получено увеличение выхода горной массы с 1 т скважины, что привело к снижению затрат на буровые работы. Алгоритм расчета основан на произведенном районировании пород карьера по буримости, которое включает в себя в скрытом виде механические характеристики пород: упругие свойства, прочность, пластичность и технологические показатели: твердость, вязкость и абразивность, а также установленных корреляционных зависимостей этого показателя с величиной удельного расхода ВВ. К основным исходным данным относятся характеристики ВВ, свойства взрывааемых пород, сетка расположения скважин, глубина перебура, длина забойки, способ инициирования, интервал замедления, затраты на ВМ и буровые работы.

Одним из направлений совершенствования техно-

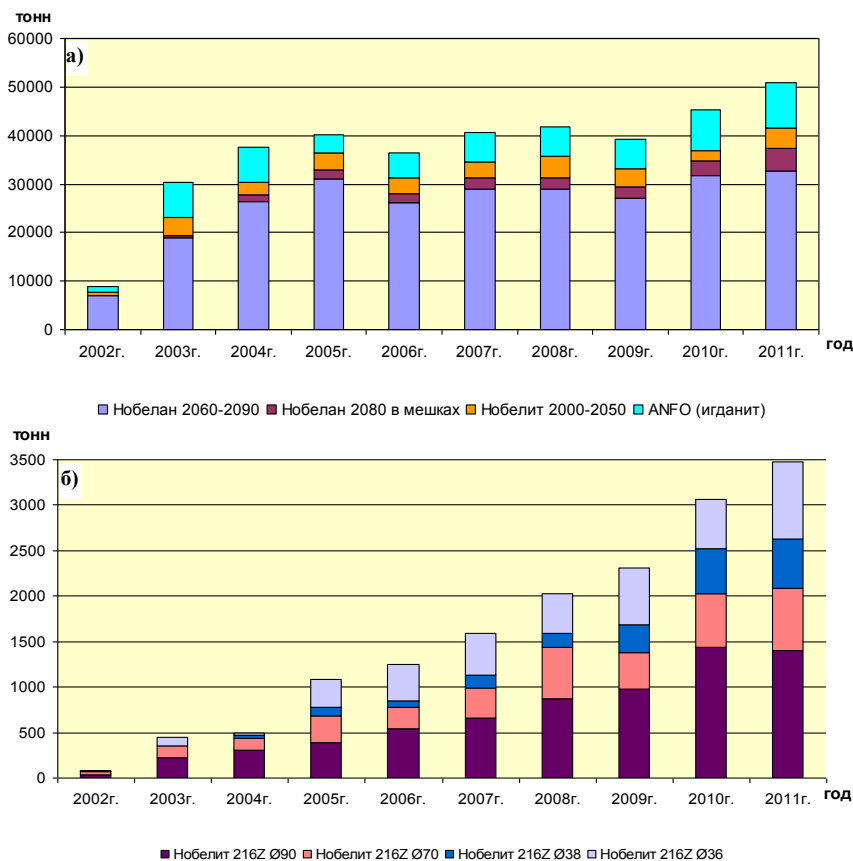


Рис. 1. Выпуск ЭВВ (а) и патронированных ЭВВ (б) по годам

логии взрывных работ на карьере Мурунтау является увеличение удельного веса взрывного способа дробления, как наиболее дешевого и технологичного. Дробление руды рассматривается не только как процесс подготовки руды к выемочно-погрузочным работам, но и как первоначальный этап процесса переработки руды, предшествующий механическому дроблению и измельчению в условиях ГМЗ. В связи с этим в рудной зоне карьера с 1995 г. проводятся взрывы с увеличенным на 30-40% удельным расходом ВВ. При этом в зависимости от условий взрывания и свойств применяемых ВВ на карьере используется комбинированное количественное соотношение зарядов с различными взрывными характеристиками.

С целью сохранения бортового массива производится контурное взрывание с предварительным щелеобразованием. Сущность метода заключается в образовании отрезной щели на всю высоту уступа путем применения рассредоточенных зарядов, помещенных в сближенные скважины и взрываемые до взрыва зарядов рыхления, это способствует уменьшению интенсивности распространения волн напряжения благодаря их отражению, из-за чего, в свою очередь, обеспечивается низкая степень нарушенности контурного массива. При этом методе использовались промышленные шланговые заряды (аммонит ПЖВ-20 и аммонит 6ЖВ, помещенный в полиэтиленовую оболочку). В настоящее время внедрена конструкция шлангового заряда с использованием патронированных ЭВВ Нобелит 216Z Ø36 массой 0,6 kg с применением несущей основы из полиэтиленового рукава шириной 236 mm.

Обработка высоких уступов потребовала поиска новых решений при производстве буровзрывных работ. С целью увеличения энергии скважинных зарядов ВВ, особенно для качественного дробления и проработки приподшенной части высоких уступов, внедрен метод взрывания параллельно - сближенными скважинными зарядами. Обуривание взрываемого уступа производится группами из нескольких вертикальных или наклонных скважин, расположенных параллельно одна другой и на расстоянии шести диаметров заряда друг от друга. Располагаются параллельно-сближенные заряды в одну линию (парносближенные) или в виде пучка из трех (в вершинах равностороннего треугольника) и более скважин (квадрат, эллипс и др. формы). Ориентированы пучок или пара параллельно - сближенных зарядов параллельно линии уступа. Таким образом, формируется эквивалентный заряд ВВ большого диаметра, который увеличивает эффективность взрывных работ. При взрывной отбойке параллельно - сближенными скважинными зарядами наблюдается лучшая проработка подошвы с более равномерным дроблением горной массы. Снижается выход переизмельченного продукта и сокращается в два и более раз выход негабарита, что способствует повышению в среднем на 10% производительность экскаваторов. Стоимость

1 м³ взорванной горной массы по затратам на бурение, взрывание и экскавацию снижается на 20-30%.

С увеличением производительности карьера увеличилось количество блоков при одновременном взрывании и достигает сегодня 7-8. Большое количество блоков обусловлено значительной глубиной карьера, сокращением параметров рабочей зоны и соответственно параметров рабочих площадок при одновременном увеличении их количества. Это не только создает напряженный график зарядки в течение рабочей недели, усложняя организацию работ по подготовке и сдаче взрывных блоков, их охрану, но и усложняет работы по монтажу магистральной сети от взрываемых блоков к месту инициирования за пределы опасной зоны, приводит к увеличению времени на монтаж взрывной сети и, в конечном итоге, к дополнительным простоям горнодобывающей техники. Причем значительная протяженность взрывных магистралей ведёт к снижению надёжности инициирования взрываемых блоков и соответственно безопасности взрывных работ. Чтобы повысить безопасность взрывных работ и сократить время на производство взрыва с 1996 г. на карьере внедрена система радиоуправляемого взрывания «ДРУЗА-М», которая позволяет устанавливать очередность взрыва блоков, любые интервалы между взрывами отдельных блоков, а также возможность прервать в любой момент массовый взрыв. Управление ведется с безопасного расстояния из-за пределов опасной зоны.

Появление на рынке неэлектрических систем взрывания скважинных и шпуровых зарядов открыло самые широкие перспективы их применения благодаря сочетанию уникальных качеств: отсутствие в детонаторах первичных инициирующих ВВ и соответственно низкая чувствительность к механическим, электрическим и иным воздействиям, невозможности обратного прохождения инициирующего импульса (от ударно-волновой трубки к детонатору) и несанкционированного инициирования детонационного импульса в ударно-волновой трубке от постороннего источника (огонь, удар, трение, блуждающие токи и т.д.), а также отсутствие негативного «канального эффекта», которое позволяет использовать энергию взрыва с максимальной эффективностью и на новом уровне оптимизировать величины замедления в схемах короткозамедленного взрывания. Изменились принципы управления действием взрыва путем создания самых разнообразных схем взрывания, вплоть до поскважинного замедления. Появилась возможность увеличить коэффициент сближения зарядов в схемах до 8-12 и более, что позволяет безопасно вести работы в стесненных условиях, вблизи охраняемых объектов, в местах ограниченной интенсивностью сейсмического воздействия. Существует еще ряд преимуществ, например, отсутствие ударной воздушной волны при взрыве поверхностной сети.

На карьере Мурунтау использовалась система «Динашок» («Орика», Германия), «EXEL» (Казахстан),

с июня 2004 г. применяется система СИНВ (Россия). Применение неэлектрических систем взрывания подтвердили достоинства и эффективность новой технологии, позволяющей повысить безопасность взрывных работ и управляемость действием взрыва. Качество дробления горных пород улучшилось, что дало возможность повысить производительность экскаваторов, снизить расход зубьев и тросов, а также затраты на БВР.

В связи с началом отработки VI очереди карьера Мурунтау возникла потребность в проведении специальных взрывных работ по разрушению (сноса) железобетонных конструкций части сооружений циклично-поточной технологии, выведенных из эксплуатации. С этой целью выработана эффективная технология взрывного разрушения железобетонных сооружений высотой до 30 м, сочетающая в себе применение

как шпуровых, так и скважинных зарядов с использованием ЭВВ без применения специальных дорогостоящих специальных средств и ВМ, выпускаемых для этих целей. Данная технология позволила провести работы по разрушению железобетонных конструкций в минимальные сроки вблизи охраняемых объектов и без ущерба для действующих объектов ЦПТ.

Таким образом, основные этапы развития и совершенствования взрывных работ с внедрением передовых технологий изготовления ВВ и применения эффективных способов их ведения при разработке карьера Мурунтау показывают, что на карьере Мурунтау внедряются отвечающие современным требованиям техника и технологии взрывных работ, позволяющие повысить качество работ, производительность горного оборудования и безопасность производства работ при одновременном снижении затрат на добычу руд.

УДК 550.8.053:681.3

© Воробьев А.Е., Маслова М.С. 2013 г.

3D-МОДЕЛИРОВАНИЕ РУДНЫХ ТЕЛ ЗОЛОТОРУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Воробьев А.Е., зав. кафедрой «Нефтяное и горное дело» РУДН, докт. техн. наук, профессор; Маслова М.С., аспирант РУДН

В данной статье показано 3D-моделирование рудных тел золоторудного месторождения «Лунное», расположенного в Омсукчанском районе Магаданской области (рис. 1-4).

Район месторождения не заселен. Ближайший населенный пункт - поселок Дукат - находится южнее на расстоянии 105 км по летней дороге (115 км по автотрассе). Грузы и продовольствие для района доставляются из столицы области г. Магадан по грунтовой дороге II-III классов. Протяженность трассы до поселка Дукат составляет 622 км. Эконо-

мическая благоприятность освоения месторождения обусловлена расположением его в сфере влияния горнодобывающей промышленности Омсукчанского района, где на базе крупного золото-серебряного месторождения Дукат действует горно-обогатительный комбинат.

Рудовмещающими породами на месторождении являются терригенные и вулканогенные отложения нижнего мела. Рудные тела представлены двумя морфологическими типами: простыми жилами выполнения и жильными зонами сложного строения.

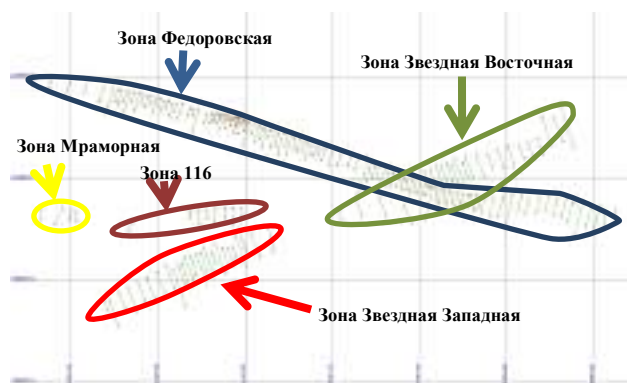


Рис. 1. Профили и зоны месторождения

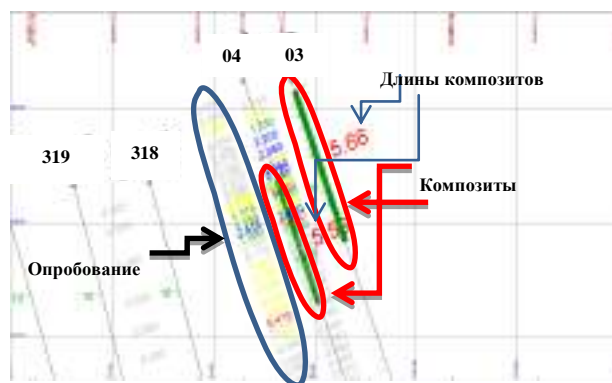


Рис. 2. Выделение композитов по скважинам

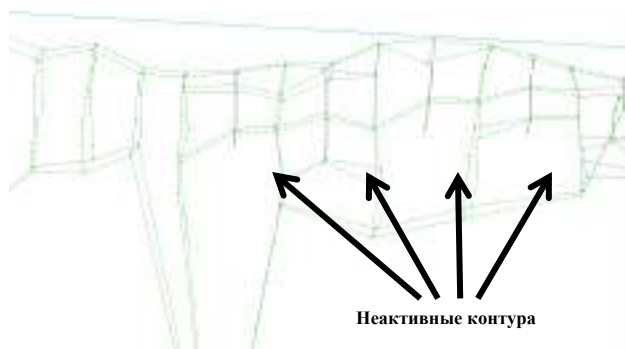


Рис. 3. Контура рудных тел, объединенные соединительными линиями



Рис. 4. Каркасы рудных тел всех зон месторождения по борту 0,4%

Основные запасы золота и серебра сосредоточены в жильных зонах. Всего в рудном поле выявлено 13 рудных зон, из них 4 несут промышленное оруденение. Рудная зона 9 содержит 81% запасов серебра. Основная часть запасов сосредоточена в рудных столбах, которые подчиняются структурному и литологическому контролю. Протяженность рудных тел варьирует от 120 до 800 м, мощность от 1,5 до 12 м, вертикальный размах оруденения от 40 до 350 м.

В условиях сложного горного рельефа открытым способом может быть отработано около 23% промышленных запасов месторождения.

Отработка месторождения осуществляется в два этапа.

Верхняя часть месторождения до горизонта +790 м отрабатывается открытым способом. Проектная мощность карьера 300 тыс. т в год. Длина карьера по поверхности составит 670 м, по дну – 497 м. Ширина по поверхности - 215 м, по дну - 27 м. Глубина карьера с учетом нагорной части – 188 м. Продолжительность отработки - 8 лет. Запуск золотоизвлекательной фабрики – 2001 г.

Глубокая часть месторождения ниже горизонта +790 м отрабатывается подземным способом. Начало работ – 2007 г.

На месторождении «Лунное» выделяются зоны: Мраморная; 116; Звездная Западная; Звездная Вос-

точная; Федоровская. Зона Федоровская самая протяженная и значимая на всем этом месторождении (рис. 1).

Используя программное обеспечение GEMS, были загружены координаты устьев скважин и канав, их инклинометрии и опробование. Впоследствии загруженные данные были визуализированы. Затем с помощью дополнения к Базе Данных Access, были выделены композиты по бортовым содержаниям золота 0,4%, 0,6%, 0,8% (учитывая, что минимальный рудный прослой должен быть 2 м, а максимальный безрудный прослой не должен превышать 3 м). Также в этих композитах были просчитаны средние содержания серебра, урана и тория. Далее в соответствии с увязкой падения рудных тел на основании разрезов было проведено оконтуривание рудных тел по выделенным композитам (рис. 2).

В процессе построения каркасной модели зон месторождения «Лунное» из-за небольшой переразведанности зоны Федоровской возникли сложности в построении каркаса этой зоны. В данном случае пришлось некоторые контуры делать неактивными и строить каркас в этих зонах с помощью соединительных линий (рис. 3).

После того, как все тела были оконтурены и последовательно объединены соединительными линиями, были построены каркасы всех зон. Для построения каркасной модели необходимо загрузить все контуры и соединить их в единый и непрерывный каркас. После построения каркасной модели всех рудных залежей, каркасы были проверены на наличие ошибок. Каркасы зон Федоровская и Звездная Восточная оказались очень сложно построить по всей рудной залежи в целом без большого количества ошибок. Поэтому каркасы строились постепенно: сначала по нескольким разрезам, а затем последовательно, соединяя их в один целый (рис. 4).

Итогом работы стало построение каркасной модели месторождения «Лунное» по трем бортам: 0,4%, 0,6%, 0,8%. Как видно из представленных на рис. 4 каркасов рудных тел, мощность их на протяженности каждой из зон не выдержана. В первую очередь, это связано с геологией месторождения. Однако следует отметить, что содержание по каждой из зон распространено равномерно.

В дальнейшем построенные каркасные модели рудных тел используются для построения блочной модели, которая необходима для построения карьера месторождения. Блочная модель покажет распределение содержаний золота и попутных компонентов по всем каркасам рудных тел, что поможет выбрать оптимальное бортовое содержание для подсчета запасов и оптимизации карьера месторождения «Лунное».

СТРАТИФОРМНОЕ СВИНЦОВО-ЦИНКОВОЕ ОРУДЕНЕНИЕ В ДЕВОНСКИХ ФОРМАЦИЯХ ЗАПАДНОГО ТЯНЬ-ШАНЯ

Плещенко И.В., ведущий научный сотрудник геологического факультета Национального университета Узбекистана им. М. Улугбека, канд. геол.- мин. наук; **Мирзаев А.У.**, зам. директора по науке НПЦ «Геология драгоценных металлов и урана» НГМК, канд. геол.- мин. наук; **Кушаков А.Р.**, зав. кафедры «Геология» Национального университета Узбекистана им. М. Улугбека, канд. геол.- мин. наук; **Булина Н.В.**, научный сотрудник геологического факультета Национального университета Узбекистана им. М. Улугбека; **Набиева Р.М.**, научный сотрудник геологического факультета Национального университета Узбекистана им. М. Улугбека

Стратиформное свинцово-цинковое оруденение широко распространено в девонских формациях Западного Тянь-Шаня (рис. 1-8). На территории Узбекистана установлено четыре основных рудных района развития свинцово-цинкового оруденения: 1) Учкулачский; 2) Алмалыкский; 3) Акбулакский; 4) Коксуйский.

Учкулачский рудный район. В составе рудного района выделено Учкулачское рудное поле с промышленным свинцово-цинковым стратиформным оруденением. Рудное поле включает четыре основных участка: Центральный и Южный на юго-восточном фланге рудного поля, Дальний и Западный в 4-6 км к северо-западу. Два участка являются месторождениями: Центральный и Дальний.

За пределами рудного поля на западном фланге передовой гряды находится барит-цинково-свинцовое Западно-Эскимазарское проявление с пластами ангидрита в нижеучкулачской подсвите. Восточнее - железорудное месторождение Темиркан (Эскимазарское). На восточном фланге передовой

гряды расположен участок Пистали, который характеризуется флюорит-барит-цинково-свинцовыми рудами с существенным преобладанием свинца. Восточнее находится участок Чимкурган с проявлением гематитовых руд и с проявлением ярко-красных кварц-гематитовых яшм.

В геологическом строении района принимают участие вулканогенные терригенные и карбонатные отложения девонского и раннекаменноугольного возраста. Входят они в состав бандской свиты (D₁₋₂bn), учкулачской свиты (D₂qv₁uc), писталитауской свиты (D₂qv₁ps), ханбандытауской свиты (D₂gv₂hn), джизакской свиты (D₂gv₂dz), ментской свиты (D₃fr₁mn), устькуруксайской свиты (D₃fr₂uk), южнописталитауской свиты (C₂m₁₋₂jur) (рис. 1).

Свинцово-цинковое оруденение Учкулачского рудного района относится к типу стратиформных.

Рудные тела в осадочных и вулканогенно-осадочных толщах располагаются согласно напластованию пород в виде многоярусных, стратифицированных, пластообразных и линзовидных залежей

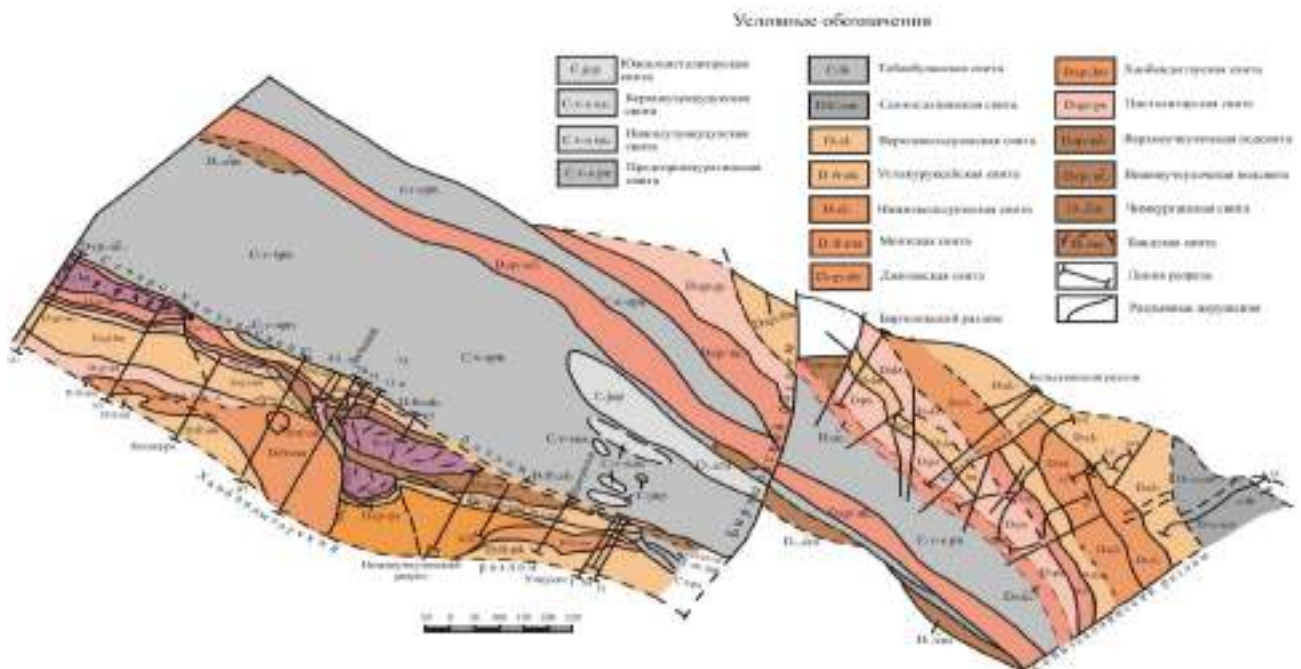


Рис. 1. Схематическая геологическая карта гор Ханбандытау и западной части гор Писталитау

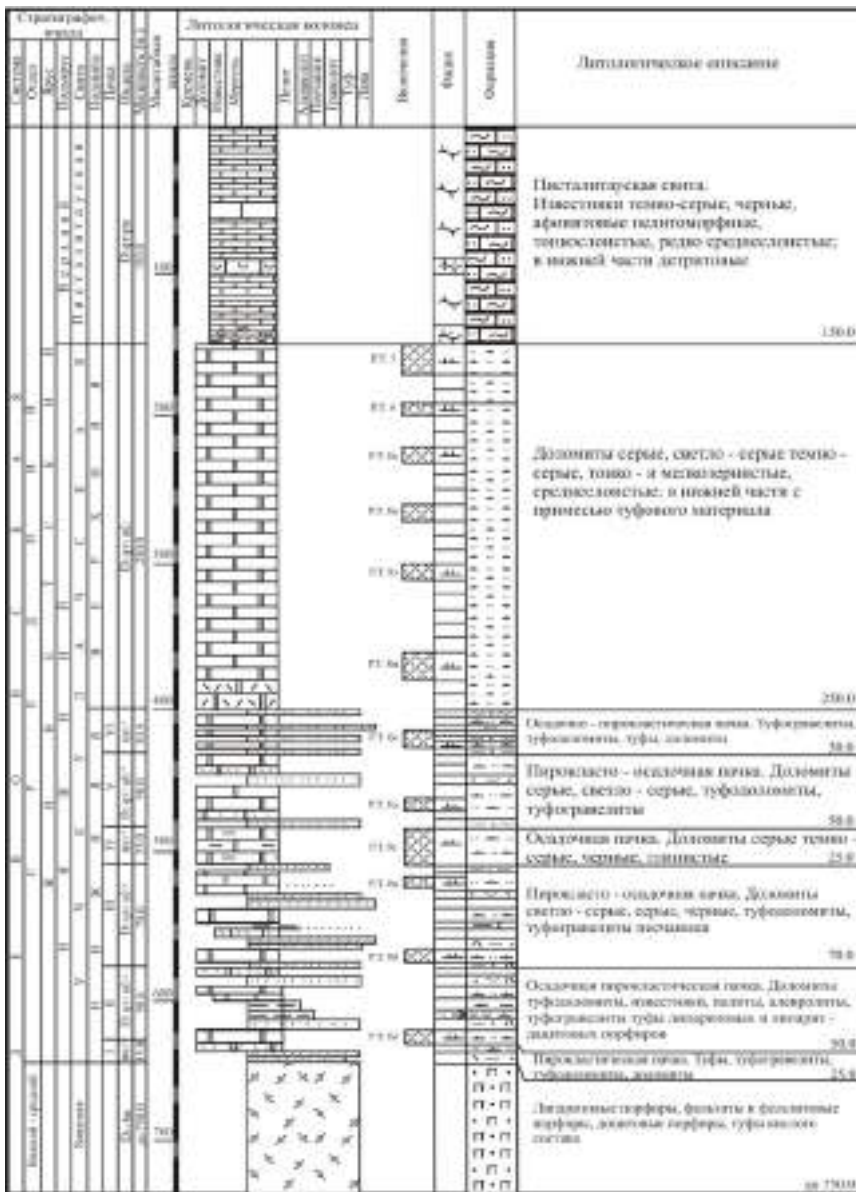


Рис. 2. Литолого-стратиграфическая колонка девонских отложений участков Центральный и Южный Учкулачского свинцово-цинкового месторождения по В.М. Панину (1985 г.)

мощностью от десятков метров до 80 м. Зачастую с вмещающими породами они связаны постепенными переходами и рудные тела определяются по результатам опробования. Главные рудные минералы-пирит, сфалерит, галенит, барит, на отдельных участках халькопирит, борнит, блеклая руда.

Руды Учкулачского рудного района представлены различными типами, отражающими их основной состав, - баритовый, барит-галенит-сфалеритовый, галенит-сфалеритовый, пиритовый, барит-галенит-сфалерит-пиритовый, которые отличаются количественными соотношениями главнейших минералов.

В пределах Учкулачского рудного поля выделяются следующие генетические типы руд: 1) пневмато-гидротермальные, 2) эксгальационно-

осадочные, 3) сингенетичные, 4) сингенетично-эпигенетичные, 5) эпигенетичные.

Сингенетично-эпигенетичные руды являются основными промышленными. Они слагают залежи линзовидной пластовой формы в отложениях мелкозаливного фациального пояса в учкулачской свите, в рифогенных и волноприбойных известняках ментской свиты на участках Дальний и Западный.

Пространственно и генетически неразрывно связаны с сингенетичными рудами и по существу являются результатом эпигенетического переотложения рудных компонентов, которые уже были накоплены при сингенезе, но в менее сконцентрированном состоянии. Характеризуются простым вещественным составом, являются наиболее богатыми, легкообогатимыми с большим коэффициентом извлечения и определяют общий промышленный баланс свинцово-цинковых руд участка Дальнего.

На участках Центральный и Южный выделяются шесть рудных тел (рис. 2): в нижнеучкулачской подсвите (8 а, 8 б, 8 в, 8 г, 8 д, 8 е) и в верхнеучкулачской – также шесть рудных тел (8 ж, 8 з, 8 и, 8 к, 6,5).

На участке Дальнем, на северном крыле ханбандытауской антиклинали расположены рудные тела 1 д, 1 а, 1 б, 1 в, 1 г, а также рудные тела 2 а, 2 а1, 2 б, 2 в, 2 г.

На рис. 3 приведен геологический разрез по р.л. 76 (Участок Дальний, месторождение Учкулач), где 1 – четвертичные отложения; 2 – устькуруксайская свита: пере-

слаивания известняков, аргиллитов; 3 – ментская свита: известняки светло-серые, органогенные, рифогенные, массивные; доломиты серые, массивные; 4 – верхнеучкулачская подсвита: доломиты серые, темно-серые, среднеслоистые; 5 – нижеучкулачская подсвита: переислаивание туфоалевролитов: туфов, туфогравелитов, известняков, доломитов, алевролитов; в основании-агломератовый туф; 6 – бандская свита: липариты, кварцевые порфиры, фельзиты; 7 – отложения центральноотстойного пояса; 8 – рифогенные отложения; 9 – массивные доломиты мелкозаливной иловой зоны; 10 – доломиты мелкозаливной застойной зоны; 11 – доломиты мелкозаливной иловой зоны; 12 – переислаивание туфов, туфоалевролитов, алевролитов, известняков, доломитов; 13 – липариты;

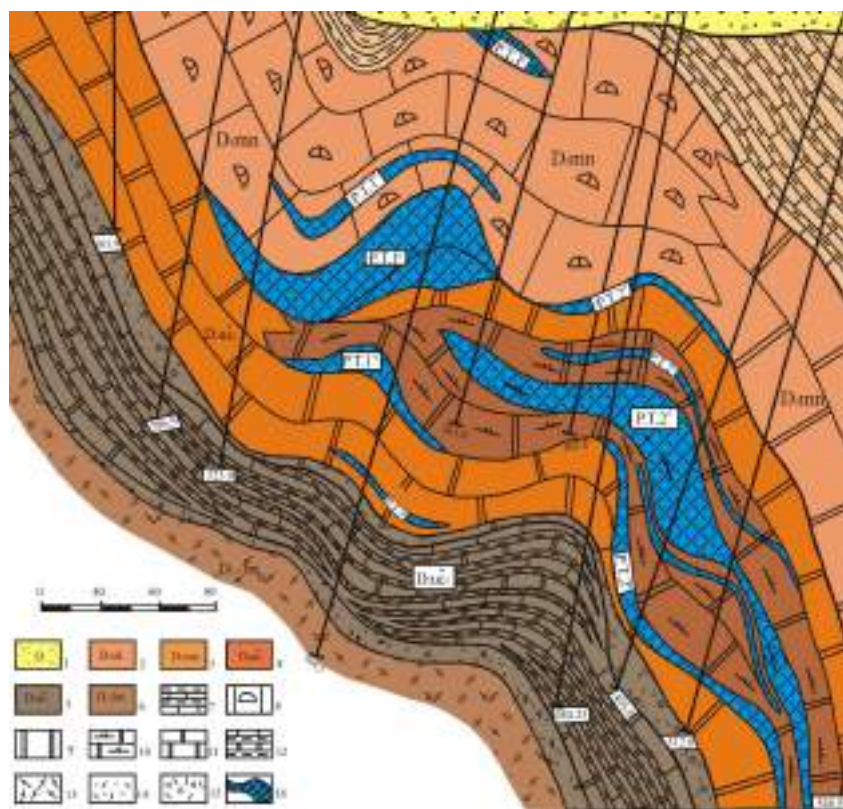


Рис. 3. Геологический разрез по р.л. 76 (Участок Дальний, месторождение Учкулач)

14 – прослои туфоконгломератов; 15 – прослои туфобрекчий; 16 – рудные тела.

На участке Западном в устькуруксайской свите находится рудное тело 9, в ментской свите – 2 б, 2 в, 2 в¹.

На рис. 4 представлен палеофациальный профиль на период формирования девонских отложений и рудных залежей по р.л. 83 участка Западного месторождения Учкулач, где 1-5 - стратиграфические горизонты: 1 – устькуруксайская свита: переслаивание известняков, аргиллитов, алевролитов, кремней; 2 – ментская свита: известняки органогенные, рифогенные, массивные и доломиты серые, темно-серые, средне – и толстослоистые; 3 – верхнеучкулачская подсвита: доломиты серые, темно-серые, среднеслоистые и толстослоистые; 4 – нижнеучкулачская подсвита: переслаивание известняков, аргиллитов, алевролитов, доломитов, песчаников, туфогравелитов, туфоалевроли-

тов; 5 - бандская свита: липариты, кварцевые порфиры, фельзиты; 6-20 – фации, литологические типы пород и разновидности пород; 6 – известняки волноприбойной обломочной фациальной зоны; 7 – известняки волноприбойной иловой фациальной зоны; 8 – массивные известняки рифогенного фациального пояса; 9 – известняки рифогенно-обломочной зоны; 10 – доломиты мелкозаливной иловой фациальной зоны; 11 – темно-серые, черные доломиты, мелкозаливной застойной фациальной зоны; 12 – отложения центральноотстойного фациального пояса: аргиллиты, кремни; 13 – отложения мелкозаливного фациального пояса: аргиллиты, алевролиты, песчаники, известняки, доломиты; 14 – туфогравелиты; 15 – известняки доннотечениевой фации; 16 – алевролиты доннотечениевой фации; 17 – аргиллиты; 18 – известняки тонко- и листоватослоистые; 19 – известняки средне- и толстослоистые; 20 – доломиты; 21 – кремнистые породы; 22 – рудные тела и их номера; 23 – рудная минерализация: вкрапленность и прожилки галенита и сфалерита; 24 –

места пересечения девонских отложений со скажинами.

Запасы месторождения Учкулач составляют: по категории С1 – свинца 2862,1 тыс. т, цинка 3140,8 тыс. т, среднее содержание свинца -1,71%, цинка – 1,88%. По категории С2 свинца- 431,6 тыс. т, цинка - 214,07 тыс. т.

В результате литолого-фациальных исследований было установлено, что формирование стратиформного свинцово-цинкового оруденения в Учкулачском

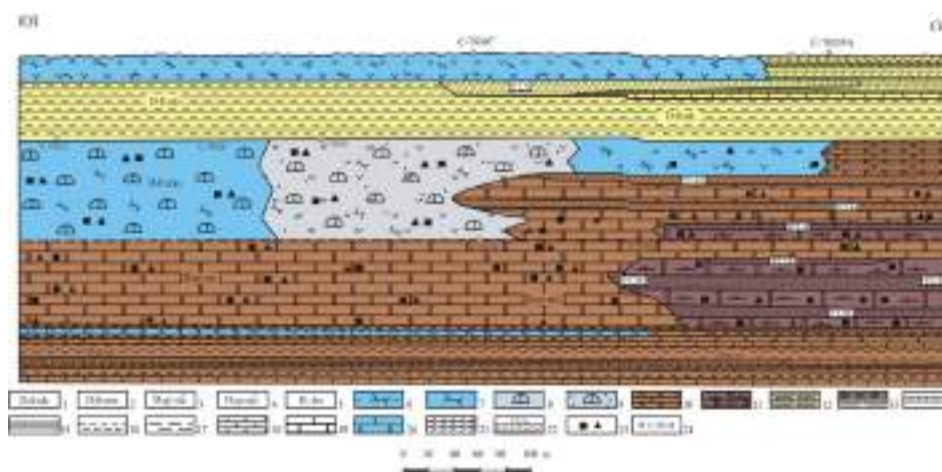


Рис. 4. Палеофациальный профиль на период формирования девонских отложений и рудных залежей по р.л. 83 участка Западного месторождения Учкулач

рудном районе связано с рифовым комплексом, который представлял собой барьер между морским бассейном, расположенным в южной части района и мелководным заливом, находящимся к северу от него. Барьер типа Большого Австралийского барьерного рифа протягивался от южной Ферганы через Балыкытау, Бозайгыр, Егербелитау и далее на запад. В ранний девон и эйфель в него поступали эксгальционные рудные растворы с вулканов, действующих в районе гор Ханбандытау. В седиментационных впадинах мелководного фациального пояса в восстановительных условиях с сероводородным заражением происходило накопление сульфидов железа, свинца и цинка. В самом мелководном бассейне в повышенных содержаниях имелись металлы.

В зоне контакта с рифовыми массивами, для которых характерно высокое содержание органических веществ, происходило их разложение с выделением сероводорода с созданием восстановительной среды благоприятной для осаждения сульфидов свинца, цинка и железа (рис. 3-5).

Растворы, обогащенные металлами, проникали в рифовый массив и осаждались там, впоследствии из них сформировались рудные тела.

Алмалыкский рудный район. Свинцово-цинковое оруденение локализуется в Центральном блоке Алмалыкского рудного района в Кульчулак-Катрангинском рудном поле. Оруденение размещается в верхнедевонской прибрежно-лагунной карбонатной слоистой доломитовой формации в мелководной субформации. Геологоразведочными работами здесь выявлено свинцово-цинковое месторождение Кульчулак [6].

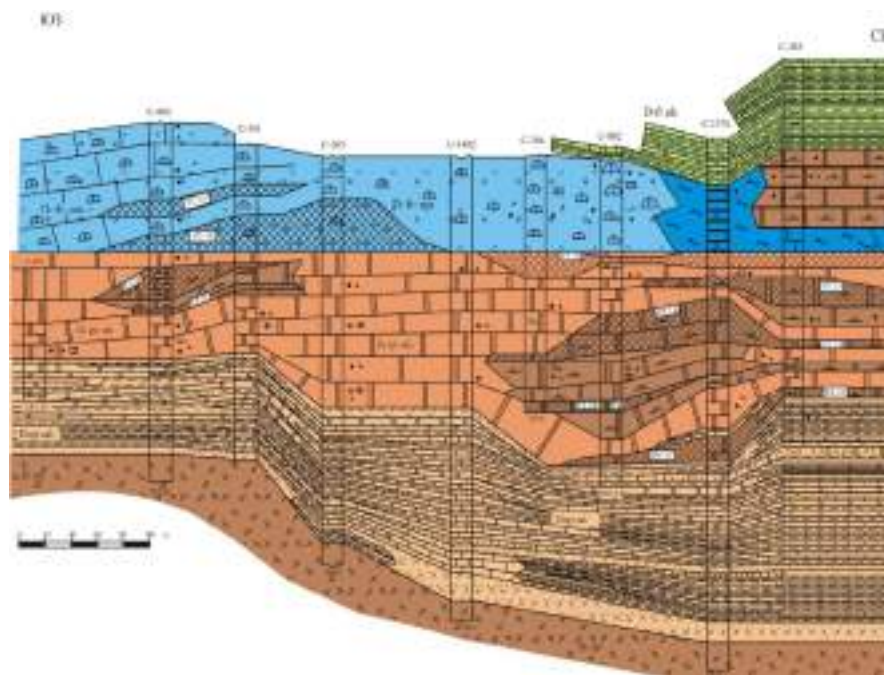


Рис. 5. палеофациальный профиль времени формирования девонских отложений и рудных залежей (участок Дальний, месторождение Уччулак) по р.л. 75

Оруденение приурочено к темно-серым, черным, обогащенным органикой доломитам, образовавшимся в мелководной застойной зоне верхнекаратагатинской подсвиты и культинской свиты фамена. Наиболее распространен свинцово-цинковый и колчеданно-полиметаллический тип оруденения, менее - колчеданный и скарново-полиметаллический. Рудные тела преимущественно имеют согласную (стратиформную) форму залегания.

Верхнекаратагатинская подсвита является основным рудовмещающим горизонтом на месторождении. В нем сосредоточено до 70% свинца и цинка. Рудные тела пластобразной или линзовидной формы (стратиформные) локализируются в черных, темно-серых, обогащенных органическим веществом доломитах мелководной застойной зоны с сероводородным заражением. В подсвите устанавливается четыре стратиграфических уровня с рудными телами. Первый - в основании, второй - в середине, третий - в верхах нижнего горизонта, четвертый - к верхнему горизонту подсвиты. Наиболее богатое оруденение приурочивается к основанию и к верхам нижнего горизонта.

В культинской свите сосредоточено до 30% свинца и цинка. Здесь четко выделяются три рудоносных горизонта. Первый горизонт приурочивается к низам свиты к темно-серым и черным доломитам мелководной застойной зоны. Состоит из 1-3 стратифицированных линзовидных тел, второй рудоносный горизонт располагается в верхах нижнекультинской подсвиты и является основным рудоносным горизонтом в культинской свите, состоит из 1-5 стратифицированных рудных тел. Третий горизонт - в верхней части верхнекультинской подсвиты.

Рудные тела располагаются в основном согласно напластованию карбонатных пород в виде стратифицированных линзовидных залежей мощностью в 0,5-11,3 м. По падению они прослеживаются от 120 м до 1100 м, по протиранию на 120-810 м. Максимальная глубина подсечения рудных тел - 690 м, минимальная - 90 м, вертикальный размах оруденения - 600 м. Содержание свинца составляет 0,91-7,22%, цинка 0,07-7,93%. Количество рудных залежей до 19.

Минеральный состав различных типов руд и вмещающих пород на месторождении Кульчулак является простым и выдержанным. В рудах преобладающими являются пирит, галенит, сфалерит, халькопирит и блеклая руда, их соотношение 10:5:3:1:0,1.

В околорудных ореолах, рудах и продуктивных сульфидных ми-

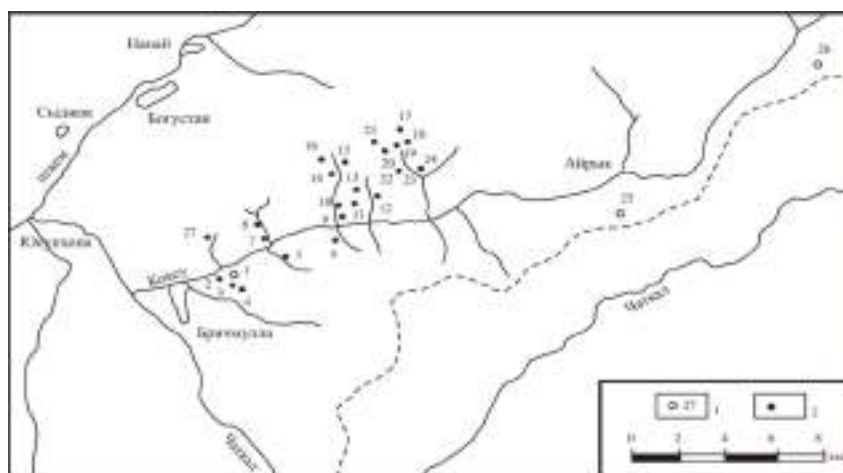


Рис. 6. Схема расположения стратиформных свинцово-цинковых месторождений и рудоуправлений Коксуйского рудного района

нералах установлены характерные для данного типа месторождений попутные элементы: золото, серебро, селен, теллур, олово, висмут, никель, кобальт и др. элементы.

Проявляется следующая последовательность вертикальной рудной зональности в распространении различных типов руд (сверху вниз) сфалерит-галенитовая; колчеданно-полиметаллическая; медно-колчеданная и медно-молибденовая. Латеральная зональность (от периферии к центру): скарново-полиметаллическая; медно-колчеданная; колчеданно-полиметаллическая и полиметаллическая.

Минеральные типы руд, форма залегания и текстура, распространение рудных формаций, геологическая позиция оруденения находится в прямой зависимости от генезиса полиметаллического оруденения. Можно выделить следующие генетические типы полиметаллического оруденения на месторождении Кульчулак и в Центральном блоке Алмалыкского рудного района:

Сингенетично-эпигенетический (стратиформный) тип в доломитах каратагатинской и кульчутинской свит с двумя подтипами:

а) в неизменных или слабо измененных черных, темно-серых доломитах;

б) в доломитах на контакте с межпластовыми субвулканическими порфиридами, реже диоритами. Для них характерна форма рудных тел согласная, колчеданно-полиметаллический рудный тип, реже свинцово-цинковый, медно-колчеданный. Текстура руд: массивная, гнездовая, реже вкрапленная, прожилково-вкрапленная.

Скарново-метасоматический тип в карбонатных породах на контакте с магматическими телами диоритов, сиенит-диоритов, реже гранодиоритпорфиров. Форма рудных тел контактовая. Минеральный тип: свинцово-цинковый. Текстура руд от массивной, гнездовой, до вкрапленной, прожилково-вкрапленной. Метасоматический тип развитый пре-

имущественно в карбонатных породах, залегающих под верхнепалеозойскими эффузивами. Форма рудных тел согласная. Преобладающий минеральный тип: свинцово-цинковый, (галенит-сфалеритовый или сфалерит-галенитовый). Текстура руд вкрапленная, прожилково-вкрапленная, реже массивная, гнездовая, связана с антиклинальными структурами кровли карбонатных пород. Обычно в сводовых частях антиклинальных структур карбонатные формации сильно метасоматически изменены, часто развиты зоны окварцевания. Метасоматический (трещинный) тип, развитый в зонах трещиноватости в карбонатных породах. Форма тел секущая. Минеральный тип: свинцово-цинковый. Текстура руд: вкрапленная, прожилково-вкрапленная.

Месторождения Кульчулакского типа являются полигенными и полихронными, в целом их можно отнести к сингенетично-эпигенетическим.

Акбулакский рудный район. В районе имеется стратиформное свинцово-цинковое месторождение Левобережное. Расположено в междуречье рек Терекли и Акбулак. Месторождение приурочено к фаменским карбонатным отложениям.

Геологией месторождения, съемочными, поисково-разведочными и тематическими работами занимались А.А. Агафонов, В.И. Колесник, Ю.Х. Ахмадулин, В.В. Плева, В.Н. Пузиков, А.Е. Лебединский, А.Я. Лаухин, М.А. Аваков, О.И. Сергунькова, З.А. Тюляндина, И.М. Нигмаджанов и др. Ритмостратиграфией, палеогеографией, фациями и рудоносностью района занимались И.В. Плещенко, В.Е. Лубянский, Р.С. Утямишев, Н.А. Малахова, Н.В. Булина, Р.М. Набиева и др.

В геологическом строении месторождения принимают участие терригенные отложения франа, карбонатные образования фамена-нижнего турне и интрузивные породы верхнего палеозоя.

Основной рудовмещающей толщей являются черные доломиты коктерекской подсвиты. Количество рудных тел в подсвите от одного до трех. Выделяются три основных рудоносных горизонта. Один располагается в низах, другой в середине, а третий - в кровле подсвиты. Мощность рудных тел от 1 до 20,0 м, в среднем до 10,0 м. Чаще всего на месторождении встречаются два верхних горизонта. Всего на месторождении выделено четыре рудных тела.

Рудные тела в основном имеют пластообразную форму, согласную с напластованием вмещающих пород. Рудоносные породы прослеживаются в междуречье Акбулак-Терекли на расстоянии 2,2 км в широтном направлении. Около 25% выходов (около 570 м) содержат богатые руды, на остальной площади рудовмещающие породы характеризуются бедной

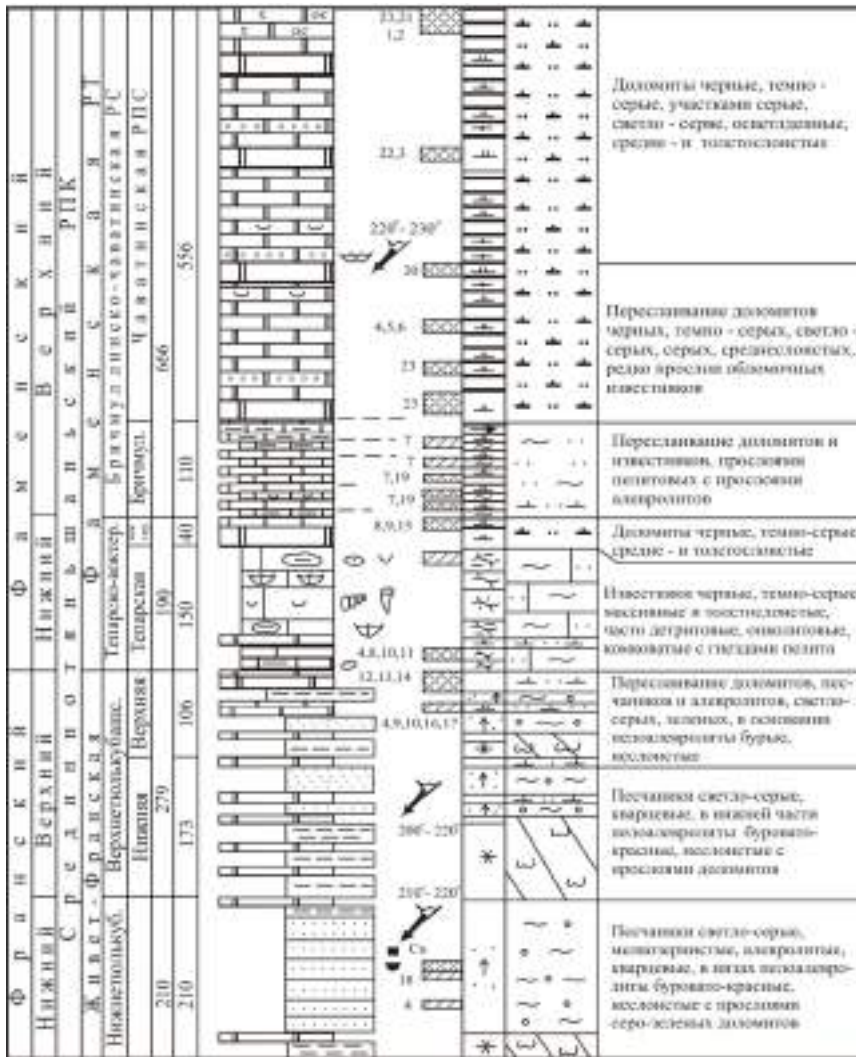


Рис. 7. Ритмостратиграфическая колонка девонских осадочных формации Коксуйского рудного района Стратиформные свинцово-цинковые рудоуправления и месторождения

минерализацией.

Мощность рудных тел от 1 до 20 м, протяженность по простиранию от 70 м до 420 м, по падению от 70 м до 400 м.

По данным минералогических исследований Вихревой З.Н. руды месторождения галенит-сфалеритовые с незначительным количеством пирита. С глубиной количество пирита возрастает. Халькопирит встречается в виде единичных тонких зерен размером от 0,01 мм до 0,03 мм. Текстуры руд месторождения преимущественно вкрапленные, прожилково-вкрапленные, реже цементные и брекчиевые.

Коксуйский рудный район. В Коксуйском рудном районе известны стратиформные свинцово-цинковые месторождения: Молодежное, Сарыкан, Канджайляу.

В результате литолого-фациальных исследований 1980-1984 гг. (И.В. Плещенко, В.Е. Лубянский, Р.С. Утямишев, Н.А. Малахова, Н.В. Булина, Р.М. Набиева

и др.) в нижнем течении р. Коксу были открыты стратиформные свинцово-цинковые рудопроявления: Университетское, Октябрьское, Корумдорское, Нижнетокторское, Верхнетокторское, Северозахтанское, Текешское, Куруксайское, Верхнезахтанское, Замбатское, Верхнезамбатское I, II, III, IV; Перевальное, Сфалеритовое, Дальнезамбатское, Западнозамбатское.

На рис. 6 представлена схема расположения стратиформных свинцово-цинковых месторождений и рудоуправлений Коксуйского рудного района, где 1 – месторождения; 2 – рудоуправления; 1 – месторождение Молодежное; 2 – свинцово-цинковое рудоуправление; 3 – рудоуправление Верхнее; 4 – Мокрое; 5 – Текешское; 6 – Университетское; 7 – Чаватинское; 8 – Апрельское; 9 – Нижнезахтанское; 10 – Октябрьское; 11 – Нижнетокторское; 12 – Корумдорское; 13 – Верхнетокторское; 14 – Верхнезахтанское; 15 – Дальнезахтанское; 16 – Троянское; 17 – Перевальное; 18 – Верхний Замбат III; 19 – Верхний Замбат IV; 20 – Дальнезамбатское; 21 – Сфалеритовое; 22 – Западнозамбатское; 23 – Верхний замбат I; 24 – Верхний Замбат; 25 – Канджайляуское месторождение; 26 – Сарыканское месторождение; 27 – Устарайское рудоуправление.

Стратиформное свинцово-цинковое оруденение размещается в верхнедевонских карбонатных формациях: - в верхах франа и фамена.

Подстилаются карбонатные формации красной молассовой и сероцветной шпировой формациями тюлькубашской свиты франа, залегающие с разрывом на флишеидной формации аюторской свиты ордовика. Девонские карбонатные формации перекрываются отложениями нижнекаменноугольного возраста, представленными, в основном, карбонатами.

В коксуйском рудном районе выявлены три стратиграфических уровня размещения стратиформного свинцово-цинкового оруденения:

- первый уровень – верхи позднефаменской тюлькубашской – низы раннефаменской тепарской свиты;
- второй уровень – коктерекская свита раннего фамена, бричмуллинская свита позднего фамена;
- третий уровень – чаватинская свита позднего фамена.

При этом каждый уровень содержит несколько рудоносных горизонтов.

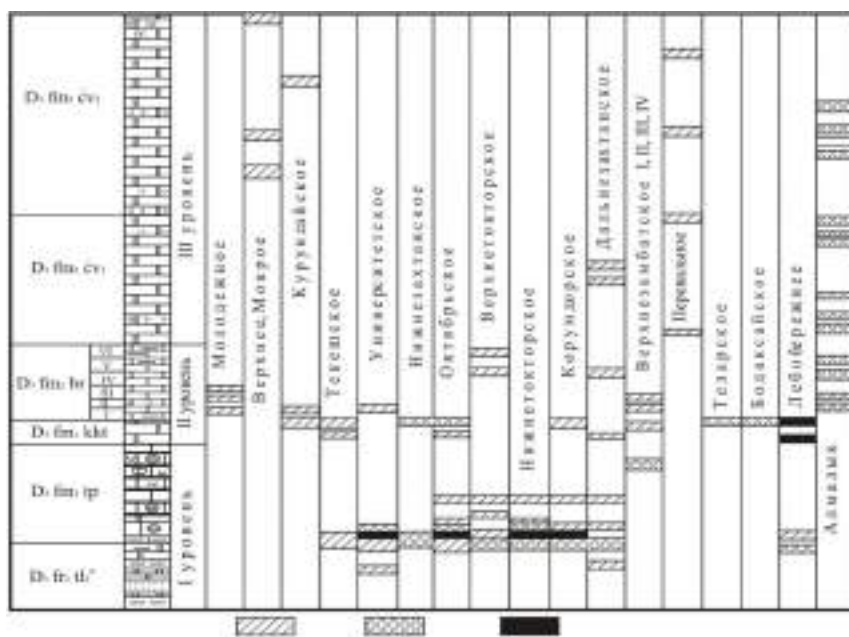


Рис. 8. Схема размещения свинцово-цинкового оруденения в девонских карбонатных формациях Чаткало-Кураминского региона

На рис. 7 представлена ритмостратиграфическая колонка девонских осадочных формации Коксуйского рудного района Стратиформные свинцово-цинковые рудоуправления и месторождения, где 1 - Перевальное; 2 - Сфалеритовые; 3 - Куруксайское; 4 - Северо-Захтанское; 5 - Западно-Замбадское; 6 - Дальнезахтанское; 7 - Верхнезахтанская минерализованная зона (рудоуправления Верхний Замбат I, II, III, IV); 8 - Октябрьское; 9 - Текешское; 10 - Нижнезахтанское; 11 - Верхнетокторское; 12 - Нижнетокторское; 13 - Корумдорское; 14 - Университетское; 15 - Апрельское; 16 - Трояновское; 17 - Токторское; 18 - Верхнезахтанское (зоны дробления с кварцевыми жилами); 19 - месторождение Молодежное; 20 - рудоуправление Верхнее; 21 - Мокрое; 22 - месторождение Сарыкан; 23 - месторождение Канджалю.

На рис. 8 представлена схема размещения свинцово-цинкового оруденения в девонских карбонатных формациях Чаткало - Кураминского региона, где 1 - содержание свинца и цинка 0,1-1%; 2 - содержание свинца и цинка 1,0-3,0%; 3 - содержание свинца и цинка более 3%.

Свинцово-цинковое оруденение, приуроченное к первому и второму уровням, имеет существенно галенитовый с баритом характер (Университетское, Корумдор, Токтор, Захтан), сфалерит-галенитовый характер (Верхний Замбат I, II, III, IV; Верхнезахтанское). Для третьего уровня, локализованного в чаватинской свите присущ сфалеритовый состав руд (рудопоявления Сфалеритовое, Дальнезахтанское).

Основными рудоносными горизонтами являются:

- первый уровень: 1) верхи тьюлькубашской свиты, 2) низы тепарской свиты;
- второй уровень: 3) верхи коктерекской свиты;

- третий уровень: 4) верхи первой ритмопачки бричмуллинской свиты, 5) верхи II ритмопачки, 6) низы чаватинской свиты, 7) верхи нижнечаватинской подсвиты, 8) середина верхней чаватинской подсвиты, 9) верхи чаватинской подсвиты.

Оруденение преимущественно распространено в мелкозаливной доломитовой субформации в основном в черных обогащенных органикой доломитах в верхах пачек, подсвит, свит, толщ. Оруденение многоярусное и представлено пылевой, тонкой, мелкой вкрапленностью. Мощность горизонтов колеблется в пределах десятков сантиметров до 10 м, протяженность от 45-50 м до 500-1000 м, содержание от 0,1-0,2% до 5-10%.

Авторы статьи придерживаются сингенетично-эпигенетического генезиса свинцово-цинкового оруденения, заключающегося в первичных накоплениях рудных элементов в осадках и затем, в результате эпигенетических процессов, происходило перераспределение их в рудные тела внутри этих же осадочных толщ.

Геолого-генетическая модель сингенетически-эпигенетического стратиформного свинцово-цинкового оруденения Коксуйского рудного района будет выглядеть следующим образом:

1. Седиментационно-диагенетическая стадия, связанная с сингенетическим накоплением повышенных содержаний рудных элементов в седиментационных впадинах мелкозаливной застойной, реже иловой фациальных зон и реже во впадинах волноприбойной застойной, иловой зон. Для впадин характерно повышенное содержание органического углерода, повышенная битуминозность, восстановительная среда и сероводородное заражение.

2. Метаморфогенная стадия. В эту стадию происходило укрупнение рудных стяжений.

3. Эпигенетическая стадия, связанная с формированием антиклинальных складок, развитием послонных и секущих зон трещиноватости, по которым циркулировали горячие водные растворы, переотлагая рудное вещество в богатые рудные тела внутри рудоносных горизонтов.

4. Эпигенетическая стадия, связанная с внедрением магматических тел и развитием постмагматических гидротермальных растворов, которые дополнительно привносили рудные концентрации, а также перераспределяли сингенетическое рудное вещество, как внутри рудоносных горизонтов, так и за их пределы. Последняя стадия оказала влияние на формирование рудных тел вблизи магматических тел. Примером может служить месторождение Молодежное.

ПРОГНОЗНЫЕ РЕСУРСЫ НЕРУДНЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ В ДЖИЗАКСКОЙ ОБЛАСТИ

Мирзаев А.У., зам. директора по науке НПЦ «Геология драгоценных металлов и урана» НГМК, канд. геол.- мин. наук; Плещенко И.В., ведущий научный сотрудник геологического факультета Национального университета Узбекистана им. М. Улугбека, канд. геол.- мин. наук

Учкулачский рудный район находится в северных предгорьях Северо-Нуратинского хребта. На полого наклонённой к северо-востоку равнине выделяются линейно вытянутые в северо-западном направлении невысокие (абс. отм. 250-700 м) кулисообразно расположенные горные гряды Ханбандытау, Писталитау, Балыккытау, Бозайгыр, Егербелитау (рис. 1, 2). Рудный район включает Учкулачское промышленное свинцово-цинковое стратиформное оруденение, охватывающее гряду Ханбандытау [1-5].

В Учкулачском рудном районе широко развиты нерудные полезные ископаемые, представленные известняками, доломитами базальтами и диабазами [6, 7]. Они распространены на следующих площадях: Егербелитауской, Бозайгырской, Балыккытауской, Асмансайской, Ханбандытауской, Писталитауской, Чимкурганской.

Егербелитауская площадь расположена в 37 км к северо-западу от г. Джизака. Сложена карбонатными отложениями девона и нижнего карбона с северо-западным простиранием и падением на юго-запад и юг под углами 60-85°. Длина площади - 11 км, средняя ширина - 1,2 м, максимальная высота - 682,6 м, минимальная - 400 м.

Разрез карбонатных отложений представляет монотонную толщу с однообразной литологией. Благодаря находкам органических остатков, были выделены девонские и нижнекаменноугольные породы, которые расчленяются на асмансайскую свиту D_{1as}

мощностью 475 м, егербелитаускую D_{2eq}-350 м, татармайскую D_{3kt}-520 м, и балыккытаускую - C_{1bl}-667 м.

Девонские образования представлены светло-серыми известняками, участками с темно-серыми пятнами, афонитовыми и тонкозернистыми, массивными. В нижней части отмечается пачка илистых, пелитоморфных, среднеслоистых известняков мощностью 45,1 м. Известняки органогенные с колониальными кораллами, строматолитами, ругозами, брахиоподами, гастроподами, фораминиферами, водорослями. Мощность отложений - 1370 м.

Нижнекаменноугольные карбонатные отложения (балыккытауская свита) сложены светло-серыми, серыми участками, темно-серыми известняками, афонитовыми, тонко-имелкозернистыми, детритовыми, массивными итолстослоистыми. В верхней части наблюдается пачка пелитоморфных темно-серых, тонко- и среднеслоистых известняков с прослоями органогенных мощностью 62,4 м. Мощность свиты - 667 м. Мощность девон-нижне-каменноугольных отложений - 2037 м.

Средний состав известняка (%): SiO₂-0,46, Al₂O₃-0,16, CaO-54,89, MgO-0,48, Fe₂O₃-0,08, SO₃-0,1, Na₂O+K₂O-0,1, TiO₂-0,02, P₂O₅-0,01, п.п.п. - 43,99.

Прогнозные ресурсы площади составляют около 4 млрд. т.

Бозайгырская площадь расположена в 33 км к северо-западу от г. Джизака. Протяженность - 3,5 км, простирание с северо-запада на юго-восток, средняя ширина - 1,2 км. Максимальная высота - 581,4 м, минимальная - 380.

На рис. 1. представлена схема расположения нерудных полезных ископаемых Учкулачского рудного района, где 1 - Фаришская свита. Красноцветные конгломераты, песчаники, алевролиты; 2 - известняки; 3 - известняки и сланцы; 4 - верхнепалеозойские базальты; 5 - базальты, диабазы, диабазовые порфириты чимкурганской свиты; 6 - площади развития известняков и базальтов: Балыккытауская (1), Бозайгырская (2), Егербелитауская (3), Асмансайская (4), Ханбандытауская (5), Писталитауская (6), Чимкурганская (7).

В строении Бозайгырской площади

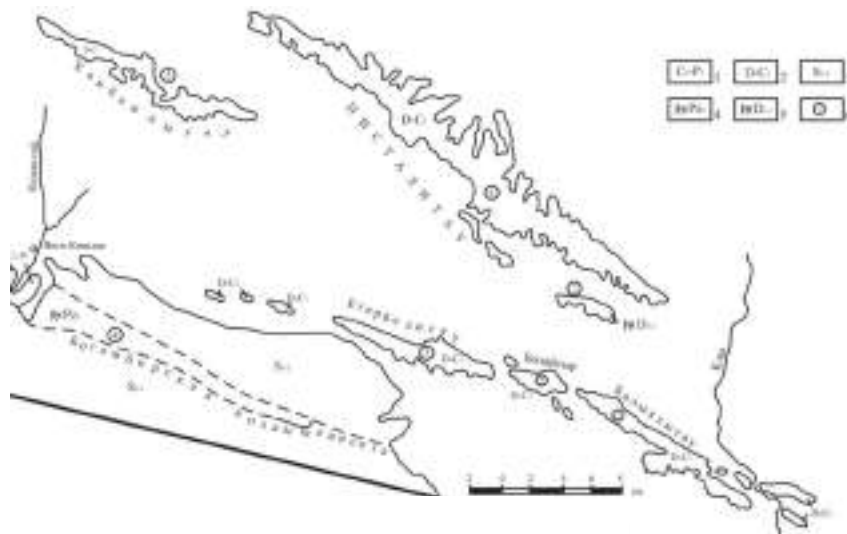


Рис. 1. Схема расположения нерудных полезных ископаемых Учкулачского рудного района

принимают участие карбонатные верхнесилурийские - девон-нижнекаменноугольные отложения: асмансайская свита, нижнеасмансайская D₂as₁-490 m и верхнеасмансайская подсвиты - 561 m; егербелитауская свита D₂eg-488,0 m; катармайская свита D₃kt-480,5 m; балыклытауская свита C₁bl-578,3 m.

На Бозайгырской площади обнажаются наиболее древние карбонатные отложения позднесилурийского возраста, входящие в состав нижнеасмансайской подсвиты. Они представлены светло-серыми, серыми, темно-серыми, покрытыми бурой пленкой гидроокислов железа, доломитами; тонко- и мелкозернистыми; среднеслоистыми, реже тонкослоистыми и толстослоистыми; прослоями горизонтально-слоистыми; водорослевыми; редко наблюдаются строматолиты и кремнистые стяжения.

В низах свиты прослой серых, светло-серых афонитовых и тонкозернистых, неслоистых кремней мощностью 26,6 m. Мощность нижнеасмансайской подсвиты до 490 m.

Вышележащие девонские отложения представлены серыми, светло-серыми, участками черными известняками; афонитовыми, тонко- и мелкозернистыми; толстослоистыми и массивными, реже средне- и тонкослоистыми, органогенными, детритовыми и илистыми прослоями, пелитоморфными с большим количеством органических остатков табулят, строматопор, ругоз, брахиопод, гастропод, пелиципод; со строматолитами и водорослями; в верхней части с онколитами. Мощность - до 1530 m.

Нижнекаменноугольные отложения в нижней части сложены органогенными светло-серыми, серыми, афонитовыми и тонкозернистыми, массивными известняками мощностью до 250,5 m. Верхняя часть состоит из серых, светло-серых, афонитовых и тонкозернистых, толстослоистых и массивных, реже среднеслоистых известняков, илистых, пелитоморфных, в верхах детритовых. Мощность - до 578 m.

Прогнозные ресурсы площади - 4 млрд. т.

Ханбандытауская (Учкулачская) площадь охватывает горы Ханбандытау, протяженностью 16 km и шириной от 0,5 до 2 km (средняя 1,5 km). Расположена в 12 km к северо-востоку от г. Янгикишлака. Высота максимальная - 476 m, минимальная - 316 m. Карбонатные отложения слагают нижнеживетскую, нижнеучкулачскую

под свиту, верхнеживетские свиты: верхнеучкулачскую, джизакскую, ханбандытаускую, писталитаускую; нижнефранскую и верхнефранскую устькуруксайскую свиты.

Девонские карбонатные породы подстилаются бандской вулканогенной свитой мощностью более 900 m и нижнеучкулачской подсвитой, представляющей переслаивание вулканогенных, вулканогенно-осадочных, осадочно-терригенных и карбонатных пород мощностью 250 m.

Верхнеучкулачская свита сложена серыми, реже черными, средне- и реже, толсто и тонкослоистыми, тонко- и мелкозернистыми, перекристаллизованными доломитами. Мощность - до 280 m. Развита доломиты вдоль северного склона гор Ханбандытау на протяжении 10 km. К ним приурочено Учкулачское полиметаллическое месторождение, вскрытое карьером Дальнего рудника и скважинами. Значительное количество доломитов сосредоточено в отвалах рудника. Содержание доломита в породе - 88-98%, кальцита - 0-8%, нерастворимого остатка - 0-4%. Плотность 2,7-2,9 g/cm³, отдельные разновидности доломитов име-



Рис. 2. Литолого-стратиграфическая колонка девон - нижнекаменноугольных отложений гор Балыклытау

ют плотность $3,1 \text{ g/cm}^3$. Утяжеляющая способность - $1,65-1,8 \text{ g/cm}^3$, при подборе соответствующих реагентов и крупности слагающих частиц ее можно увеличить до $1,9-2,0 \text{ g/cm}^3$.

Ценность доломитов - применение в металлургии, в нефтегазовой промышленности для утяжеления буровых растворов при бурении глубоких и сверхглубоких скважин в качестве импортзамещаемого барита.

Прогнозные ресурсы площади составляют млрд. т. Джизакская, ханбандытауская и писталитауская свиты сложены серыми, светло-серыми, темно-серыми средние и толстослоистыми, реже тонкослоистыми известняками. Содержат банки крупных брахиопод, прослои амфиопоровых, строматопоровых, гастроподовых, брахиоподовых и фораминиферовых известняков. Мощность - 1223 м.

Ментскаяраннефранская свита состоит из органогенно-обломочных, органогенных, обломочных и хемогенных известняков серой и светло-серой окраски, средне- и толстослоистых, реже тонкослоистых. Мощность - 375 м.

Устькуруксайская позднефранская свита в юго-западной части гор Ханбандытау сложена обломочными и реже, хемогенными известняками. Мощность свиты - до 320 м.

Прогнозные ресурсы известняков Ханбандытауской площади составляют многие сотни млрд. т.

Писталитауская площадь расположена в 4,5 км к северу от Ханбандытауской, протяженность до 33 км, ширина от 0,5 до 5 км, при средней - 2,5 км. Абсолютные отметки изменяются от 260 м до 528 м. Сложена известняками ханбандытауской и писталитауской свит верхнего живета мощностью до 1000 м, кольсуюкской свитой франского яруса нижнетурнейскоподъярусом мощностью до 1400 м; табакбулакской свитой турнейскоярусом мощностью 300 м. Общая мощность карбонатных отложений девона и нижнегокарбона достигает 4000 м.

Прогнозные ресурсы известняков Писталитауской площади составляют несколько сотен млрд. т.

Асмансайская площадь расположена в 48 км к северо-западу от г. Джизака. Проявления базальтов в виде полосы шириной от 0,5 до 3 км вытянуто от р. Кельвасай на протяжении 10 км на юго-восток. Само месторождение находится в западной части этой полосы. Базальты используются для производства волокон, которые применяются в композиционных материалах для изготовления теплоизоляционных материалов, картона, шнуров, тканей, заменителя асбеста, минеральной ваты, каменного литья.

Прогнозные ресурсы месторождения оцениваются в 20 млн. т.

Чимкурганская площадь расположена в 35 км северо-западнее г. Джизака. Протяженность - 4,5 км, ширина - от 300 м до 2 км, средняя - 750 м. Площадь находится в передовой гряде гор Писталитау, в юго-восточной части Учкулачского рудного района.

Простираение пород субширотное с азимутом падения от 3 до 10° , с крутыми углами падения от 55 до 85° на север.

Продуктивной толщей является чимкурганская свита D_{1-2} , сложенная, главным образом, вулканогенными породами основного состава: миндалекаменными базальтами, шаровыми лавами базальтов, диабазами, диабазовыми порфиридами, андезит-базальтами. Осадочные образования имеют подчиненное значение и представлены линзами и прослоями аргиллитов, алевролитов, известняков, доломитов и реже кварцитовидными, кремнистыми и яшмоподобными породами. Среди осадочных отмечаются линзообразные тела гематит-магнетитовых руд с гнездами и линзами яшм сургучно-красного цвета и черными кварцитовидными породами. В северной части среди базальтоидных отложений расположено неправильной формы и вытянутое в субширотном направлении небольшое тело мелко- и крупнокристаллического габбро. Мощность чимкурганской свиты достигает 1200 м.

Балыккытауская площадь расположена в 15 км к северо-западу от г. Джизака. Протяженность - 10,2 км, ширина - от 500 до 2300 м, средняя - 1120 м, высота до 294 м, площадь - 18 km^2 .

В строении площади принимают участие:

- верхнеасмансайская подсвита D_{1as} , мощность - 600 м;

- егербелитауская свита D_{2eq} - 350 м;

- катармайская свита, нижнекатармайская подсвита D_{3kt1} - 700 м и верхнекатармайская подсвита C_{1kt2} - 350 м;

- балыккытауская свита: нижнебалыккытауская подсвита C_{1bl1} - 320 м среднебалыккытауская подсвита C_{1bl2} - 280 м и верхнебалыккытауская подсвита C_{1bl3} - 300 м.

Общая мощность разреза - 3000 м (рис. 2).

Девон-нижнекаменноугольные отложения представлены известняками светло-серой, серой, реже темно-серой и черной окраски. Известняки афонитовые, тонко- и мелкозернистые, массивные и толстослоистые, реже средне- и тонкослоистые. Преобладают органогенные, рифогенные, биогермные и органогенно-обломочные, с прослоями илистых, пелитоморфных известняков. Редко встречаются прослои обломочных известняков.

Известняки имеют выраженное северо-западное простираение с падением на северо-восток под углами $60-85^\circ$, реже $50-55^\circ$. В северо-восточной части площади падение нижнекаменноугольных пород на юго-запад под углами $60-85^\circ$.

Карбонатные отложения гор Балыккытау сформировались в обстановке крупной мелководной банки с широким развитием органогенных построек: рифогенных, биогермных и биостромов. Средние содержания компонентов известняка (%): $\text{H}_2\text{O}-0,62$, $\text{SiO}_2-0,34$, $\text{Al}_2\text{O}_3-0,15$, $\text{Fe}_2\text{O}_3-0,09$, $\text{TiO}_2-0,01$ $\text{CaO}-54,86$, $\text{MgO}-0,28$, $\text{SO}_3-0,1$, $\text{Na}_2\text{O}-0,03$, $\text{K}_2\text{O}-0,07$, $\text{Na}_2\text{O}+\text{K}_2\text{O}-0,1$,

SO₃-0,01, п.п.п.-43,03, H₂O^{105°C}-0,23, CaCO₃-97,58, MgCO₃-1,01.

На Балыккытауской площади выявлены проявления известняков для цементной промышленности: Балыккытау Западный, Балыккытау Центральный,

Балыккытау IV, Балыккытауское месторождение известняков, месторождение известняков для извести Октам.

Прогнозные ресурсы известняков Балыккытауской площади свыше 3,5 млрд. т.

Список литературы:

1. Панкратьев П.В., Михайлова Ю.В., Завалишин С.Н., Донец М.П., Цой Р.В. Стратиформные свинцово-цинковые оруденения Учкулачского рудного поля. Ташкент, Фан, 1990, 233 с.
2. Юлдашев М.Н. Месторождение Учкулач // Рудные месторождения Узбекистана. Ташкент, ГИДРОИНГЕО, 2001, с.391-402
3. Шаякубов Т.П., Голованов И.М., Цой Р.В., Абидов А.А., Солопов Г.С., Камачуров Г.Е., Папченкова Л.П. полезные ископаемые // Геология и полезные ископаемые Республики Узбекистан. Ташкент, «Университет», 1998, с.434-619
4. Плещенко И.В., Булина Н.В., Шарифутдинова Л.П. Типы разрезов девон-нижнекаменноугольных осадочных отложений Северного и Среднего Тянь-Шаня. Вестник НУУз №4/1, Ташкент, «Университет», 2009, с.90-93
5. Минерально-сырьевые ресурсы Узбекистана. Часты. Ташкент, издательство «Фан» УзССР, 1976, 251 с.
6. Августовский В.Б., Плещенко И.В. Балыккытауское месторождение известняков В сб. «Инвестиционный потенциал твердых полезных ископаемых Узбекистана» Материалы II Международной конф. UZGEOINVEST-2009, ГоскомгеологияРУз, 2009, с.93-94.
7. Плещенко И.В., Булина Н.В., Наврузов С.С., Набиева Р.М. Карбонатные породы гор Балыккытау как инвестиционно-перспективные объекты нерудного сырья // Диверсификация сырьевой базы промышленности Республики Узбекистан; Критерии поиска и оценка нетрадиционных типов полезных ископаемых – Т.:ГП «НИИМР», 2012, с.139-140

УДК 624.131.4

© Эшев С.С., Каримов Ё.Л., Хамраев Б.Ш. 2013 г.

К ВОПРОСУ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ГРУНТОВ, ПРОЛЕГАЮЩИХ В ЛОЖЕ ВОДОТОКОВ

Эшев С.С., доцент кафедры «Геология и разведка нефтегазовых месторождений» Кашкадарьинского инженерно-экономического института, канд. техн. наук; Каримов Ё.Л., ст. преподаватель кафедры «Геология и разведка нефтегазовых месторождений» Кашкадарьинского инженерно-экономического института; Хамраев Б.Ш., магистрант Кашкадарьинского инженерно-экономического института

Разрушение засоленных связных грунтов водой заключается: в смывании минеральных частиц с поверхности грунта и растворение и вынос солей из грунта, вследствие чего уменьшается их прочность и устойчивость, и в итоге русел водотоков размывается [1-3].

Размывающие скорости водного потока в засоленных связных грунтах, как и в других грунтах, обуславливаются многими взаимодействующими и взаимосвязанными факторами. К ним относятся физико-механические свойства. Это такие факторы, как влажность, влагоемкость, водоустойчивость, сцепление, плотность, удельный вес, механический состав, структура, пластические свойства, минералогический состав, засоленность и суффозионные свойства, водопроницаемость и др.

Статья посвящена изучению природы засоленных связных грунтов и установлению основных физико-механических показателей исследуемого грунта на размыв.

Испытания образцов грунта проводились в лабораториях «Основания и фундаменты» и «Инженерно-

геологические изыскания» Центрального научно-исследовательского института транспортного строительства (ЦНИИС) (табл. 1, 2, рис. 1). Методика подготовки связного грунта к испытаниям полностью соответствовала методике, изложенной в работе [1].

Исследовались пять образцов нарушенной струк-

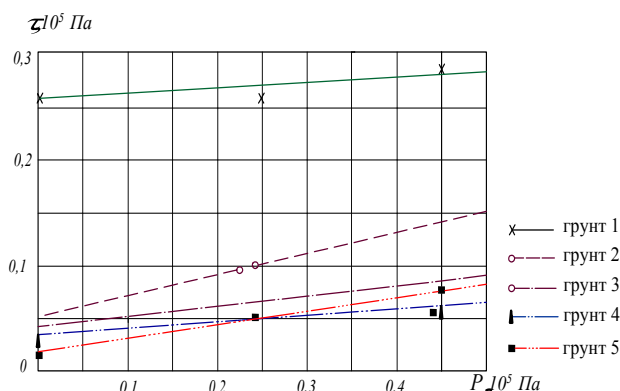


Рис. 1. Предельные сопротивления связных грунтов сдвигу

туры засоленных связных грунтов, которые приготавливались следующим образом: первый образец грунта был представлен незасоленной легкой супесью, а в остальные образцы постепенно добавлялись растворы соли NaCl с концентрациями 10 г/л; 20 г/л; 35 г/л и 50 г/л. Полученные смеси тщательно перемешивались и подвергались равномерному уплотнению в металлических кассетах, которые помещались каждый в отдельную ванну с раствором соли соответствующей концентрации и держались 10-15 суток.

Сначала определялись физические свойства грунтов:

W - влажность грунта -весовым способом;

$V_{гр}$ - объемный вес естественно влажного грунта - методом режущего кольца;

$V_{ск}$ - объемный вес скелета - $V_{ск} = V_{об}/(1+W)$;

$\rho_{гр}$ - плотность грунта - методом пикнометра;

$g_{гр}$ - удельный вес грунта - $g_{гр} = \rho_{гр}g$;

$g_{ск}$ - удельный вес сухого грунта - $g_{ск} = g_{гр}/(1+W)$;

n - пористость - $n = (g_{гр} - g_{ск}) / g_{ск} \cdot 100\%$;

ε - коэффициент пористости - $\varepsilon = (g_{гр} - g_{ск}) / g_{ск}$;

I_w - коэффициент водонасыщенности - $I_w = (W g_{гр}) / \varepsilon$;

W_{max} - полная влагоемкость - $W_{max} = W / I_w = \varepsilon / g_{ск}$;

$g_{взв}$ - удельный вес грунта, облепченного массой вытесненной воды - $g_{взв} = (g_{гр} - 1) / (1 + \varepsilon)$;

W_T - граница текучести - методом балансируемого конуса;

W_p - граница раскатывания - по стандарту;

I_p - число пластичности - $I_p = W_T - W_p$;

I_L - консистенция - $I_L = (W - W_p) / I_p$.

Полученные результаты сведены в табл. 1.

Механические характеристики, т.е. сила сцепления и угол внутреннего трения грунтов определялись методом сопротивления сдвигу в условиях незавершенного уплотнения приборами ГПП-30 конструкции Маслова-Лурье и конструкции ЦНИИСа (табл. 2).

При заполнении пор водой трение между частицами грунтов, особенно глинистых и суглинистых, резко уменьшается, так как вода играет роль смазки. Кроме того, тонкие частицы грунта, способные к набуханию, увеличиваясь в объеме, как бы раздвигаются, причем пленки воды, удерживаемые на поверхности грунтовых частиц силами молекулярного притяжения, сглаживают шероховатости отдельных частиц или микроагрегатов. Поэтому трение в увлажненных глинистых грунтах очень мало.

Сопротивление связных грунтов сдвигу выражается формулой:

$$\tau = Ptg\varphi + C, \quad (1)$$

где τ - сопротивление сдвигу, зависящее от нормального давления и плотности-влажности;

P - нормальное давление;

φ - угол внутреннего трения, также зависящий от плотности-влажности,

C - сцепление.

Анализируем полученные результаты опытов. Генезис, структура, связность и водные свойства за-

Таблица 1

Физические показатели засоленных связанных грунтов

Грунт	Незасоленный, супесь легк. круп.	Незасоленный, супесь легк. круп.	Слабозасоленный, супесь легк. круп.	Среднезасоленный, супесь легк. круп.	Сильнозасоленный
W , %	12,56	13,99	14,42	14,05	14,23
$V_{гр}$, г/см ³	2,12	2,13	2,17	2,17	2,13
$V_{ск}$, г/см ³	1,88	1,86	1,90	1,90	1,86
$\rho_{гр}$, г/см ³	2,67	2,67	2,67	2,67	2,67
n , %	25,59	30,34	28,84	28,84	30,34
ε	0,42	0,44	0,41	0,41	0,44
I_w	0,80	0,85	0,94	0,91	0,86
W_{max} , %	15,73	16,48	15,36	15,36	16,48
$g_{взв}$	1,18	1,16	1,18	1,18	1,16
W_T , %	-	-	-	-	-
W_p , %	-	-	-	-	-
I_p	-	-	-	-	-
I_L	-	-	-	-	-

Таблица 2

Механические характеристики засоленных связанных грунтов

Образец грунта	Сила сцепления, C , кг/см ²	Угол внутреннего трения, φ
1. Незасоленный, супесь легкая крупная	0,26	2°18'
2. Незасоленный, супесь легкая крупная	0,052	10°12'
3. Слабозасоленный, супесь легкая крупная	0,041	4°
4. Среднезасоленный, супесь легкая крупная	0,037	3°23'
5. Сильнозасоленный	0,018	8°

соленных грунтов определяют процессы, происходящие при движении воды через них. При поступлении воды в абсолютно сухой засоленный грунт соль в форме механической примеси растворяется. Часть солевого раствора сорбируется почвенными коллоидами, часть заполняет микропоры микроагрегатов, а остальная растворившаяся соль уносится с поверхности грунта водным потоком.

При насыщении грунта водой связность, обусловленная капиллярными силами, исчезает. Связность, обусловленная силами молекулярного притяжения, а также вяжущим действием солей, органического вещества и глинистых минералов - уменьшается. Таким образом, связность грунта падает по мере его увлажнения. Механическая прочность возрастает с уменьшением пористости. Повышение глинистости грунта влечет за собой увеличение числа пластично-

сти.

Из табл. 1 видно, что число пластичности, а также взаимосвязанные с ним границы текучести и раскатывания в засоленных связных грунтах отсутствуют. В связи с этим засоленные связные грунты быстро подвергаются размыву.

Сопротивление сдвигу является одной из важнейших характеристик грунта, так как характеризует устойчивость его в откосах и дне каналов, и обуславливается двумя показателями: внутренним трением и сцеплением.

Из табл. 2 видно, что с увеличением засоленности грунта угол внутреннего трения уменьшается и, естественно, уменьшается и сцепление. Это можно объяснить следующим образом. В засоленных связных грунтах обнаружено, что с увеличением содержания

в них соли от 0 до 1,5% их сопротивления сдвигу уменьшаются (рис. 1).

Последнее обстоятельство определяет интенсификацию размыва засоленных грунтов. При прохождении водного потока над засоленными грунтами, соли выщелачиваются и их часть уносится водным потоком. При этом связь между агрегатами грунтов разрушается и начинается размыв последних.

Таким образом, основной фактор, нарушающий устойчивость структуры засоленных грунтов, - это растворение и вынос солей, то есть солевая суффозия, а основной фактор сопротивления засоленных грунтов механической суффозии - связность, зависящая от степени выщелоченности. Поэтому при расчете размыва земляных каналов необходимо тщательное изучение физико-механических свойств грунтов.

Список литературы:

1. Мирцхулава Ц.Е. Размыв русел и методика оценки их устойчивости. М., Колос, 1967г. - 179 с.
2. Безрук В.М. Геология и грунтоведение. М., Недра, 1984 г. - 224 с.
3. Терлицкая М.Н. Каналы в водонеустойчивых грунтах аридной зоны. М., Колос, 1983. -96 с.

УДК 553:9

© Мирзаева Г.А., Прутик Е.В. 2013 г.

ЭТАПЫ ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ ИЗУЧЕННОСТИ ЧАДАКСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ

Мирзаева Г.А., геолог карьера Саук-Булак известкового завода ОАО «АГМК»; Прутик Е.В., геолог ГП НИИМП

Рудоносность Кураминской подзоны Тянь-Шаня была известна ещё с древнейших времен, о чем свидетельствуют древние выработки и археологические находки.

Первые научно обоснованные данные по геологии и полезным ископаемым Чадакского рудного района относятся к концу XIX и началу XX веков. Они связаны с именами российских геологов Н.А. Северцева, И.В. Мушкетова, Г.Д. Романовского, И.В. Вебера. В 1927 г. А.П. Кириковым, а в 1933 г. А.Н. Зверевой и Ф.И. Вольфсоном были выявлены и описаны несколько новых рудопроявлений железа и полиметаллов, предложена первая для района схема металлогении.

В 1933-1936 гг. район был охвачен геологической съемкой с масштабом 1:50000, которая выполнялась А.С. Аделунгом, Н.В. Ивановым. В 1939 г. Ф.И. Раджабовым изучается химический состав изверженных пород района. С 1941 г. проводятся поисковые работы под руководством И.М. Сафонова, И.М. Ефименко, А.С. Садакова, К.Н. Венланд, Е.М. Головина.

Этими исследователями выявлен ряд рудопроявлений флюорита, висмута, гематитовых руд. В 1947 г.

П.Н. Подкопаев, З.П. Артемьева и А.С. Макаров, выполнив геологическую съемку с масштабом 1:100000, составили первые схемы стратификации осадочно-вулканогенных и интрузивных пород и выделили перспективные площади на свинец, флюорит, вольфрам, олово, молибден, послужившие основанием для развертывания поисковых работ.

В 1951-1953 гг. Л.Н. Лунина и Д.П. Ляшкевич в пределах ранее выявленных полиметаллических рудопроявлений Пирмираб и Джулайсай проводили поисково-ревизионные работы, в результате которых в кварцевых жилах Пирмирабского рудопроявления были установлены промышленные концентрации золота и серебра. С этого времени и началось планомерное изучение площади Чадакского рудного поля как золоторудного объекта.

В истории исследования района, его разведки и промышленного освоения можно выделить пять этапов.

I этап (1951-1963 гг.) характеризуется проведением геолого-съемочных работ Л.Г. Лунина, минералого-геохимических работ М.И. Моисеева, геолого-структурных работ Ю.А. Аверина, геофизических и

поисково-разведочных работ Ф.И. Вольфсона. По результатам этих работ составлены геологические карты с масштабом 1:50000-1:10000, выделен ряд перспективных участков.

II этап (1963-1973 гг.) – это период поисковых работ в центральной части площади, на северном и восточном флангах рудного поля. Детальными поисками охвачены участки Мазар, Боматсай, Акбулак, Южный Пирмираб и другие. Поисковые работы сопровождались комплексом геологических, геохимических, геофизических исследований.

На основе фациально-формационного расчленения пород была составлена Н.И. Соловьевым геологическая карта с масштабом 1:10000, карта вторичных ореолов рассеяния, М.И. Моисеевой выделены фации метасоматитов, составлены аэромагнитные и гравиметрические карты.

Геологоразведочные работы на территории рудного поля фактически не проводились. Разведочные работы возобновились с 1973 г. Восточно-Кураминской геологоразведочной экспедицией на участках Южный Пирмираб и Акбулак.

III этап (1973-1986 гг.) характеризуется резким повышением интенсивности геологоразведочных работ на участках Южный Пирмираб, Акташ, Мазар, Дальний и других. Была значительно расширена минерально-сырьевая база рудного поля, выявлены новые промышленные концентрации золота. В этих работах принимали участие С.К. Смирнова, В.В. Козлов, А. Тунгушев, Т.В. Петрикина, В.П. Коржаев, В.Я. Бланк, М.О. Сулейманов, А.Г. Карпов, Н.П. Холопов, А.Е. Смыслова и др.

IV этап (1986-1995 гг.) – это новый этап исследований рудного поля, ознаменован поисково-разведочными и сопровождающими их геофизическими, геохимическими и тематическими работами.

Несмотря на высокую степень изученности рудного поля геологоразведочными, геохимическими, геофизическими и специальными тематическими исследованиями, на сегодняшний день эффективность ра-

бот низка. Фонд легко открываемых объектов в Чадакском рудном поле исчерпан, и одной из актуальных задач является расширение минерально-сырьевой базы за счет перекрытых и слепых рудных тел.

В целом на данном этапе, в результате проведенных широкомасштабных поисковых работ, были изучены Акбулак-Мазарская жильная зона на участках Каракутан и Боматсай, Гузаксайская зона (на участках Боматсай, Северный и Юго-Западный Гузаксай), Акташская зона, северный фланг Джулайсайской зоны.

В результате получены новые данные по генетическим особенностям и закономерностям формирования и размещения золотого оруденения в Чадакском рудном поле. В этом большая заслуга принадлежит М.О. Сулейманову, Ю.А. Иванову, С.К. Смирновой, В.П. Симоненко, Р.А. Юсупову, А.Г. Карпову, Н.П. Холопову, А. Тунгушеву и многим другим геологам.

V этап (1995 г. - настоящее время). К этому времени все проявления золота на поверхности были уже открыты и их лимит исчерпан. Поиски слепых и перекрытых рудных скоплений не проводились. Геологоразведочные работы были сосредоточены в центральной части рудного поля, а потенциально перекрытые рудоносные зоны в южном и юго-западном фланге не опосковались.

С 2000 г. ОАО «Шаркий Курама» интенсивно усилило поисково-разведочные работы в Чадакском рудном поле. Эти работы направлены на доизучение южного и юго-западного фланга рудного поля, исследование их структурно-тектонических и геохимических особенностей. В этих работах, помимо геологов-производственников, активное участие в изучении геолого-структурных особенностей размещения оруденения, минерально-геохимического состава руд, методики проведения поисково-разведочных работ принимали М.О. Сулейманов, Е.В. Ганиева, В.Я. Зималина, М.К. Турапов, В.Д. Цой и многие другие исследователи.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПОПУТНОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ ФОСФОРИТОВЫХ РУД

Донияров Н.А., зав. кафедры «Металлургия» НГГИ, канд. техн. наук; Абдурахманов Э., доцент кафедры «Металлургия» НГГИ, канд. техн. наук; Саттаров Г.С., профессор кафедры «Металлургия» НГГИ, докт. техн. наук; Абдурахманов С.А., профессор Алмалыкского филиала НГГИ, докт. техн. наук

В Навоийском ГМК на базе Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов произво-

дится добыча фосфоритовой руды и получение фосмуки, сушеного и обожженного фосконцентрата для

заводов Узбекистана по производству простых и сложных удобрений. При получении фосфорных удобрений из фосфоритов в конечный продукт переходит ряд примесей, в частности: фтор, уран, скандий, редкоземельные элементы (РЗЭ).

Содержание урана по данным геологоразведки в фосфоритных рудах Джерой-Сардаринского месторождения, используемых в качестве фосфоритового сырья для производства удобрений, находится в пределах от 20 у.е. до 200 у.е., а среднее содержание урана около 40 у.е. В распространенном типе фоссырья из зернистых фосфоритов (Марокко, Алжир, Тунис, Египет, Израиль, Сирия, Перу) содержание урана составляет от 50 до 150 у.е.

В США действует 5 установок для выделения урана из бедных фосфоритов общей годовой производительностью 1000 т урана /год. В Бельгии, Канаде, Испании, Тунисе действуют установки для извлечения урана из экстракционной фосфорной кислоты (ЭФК). На всех действующих установках используются методы экстракции и следовательно ЭФК очищают от органики перед получением фосфорных удобрений [1-5]. Наиболее широко применяются перевод урана в четырёхвалентное состояние железным порошком (расход железа-8 кг/м³). Недостатками экстракционного способа извлечения урана из ЭФК (этилгексилфосфорной кислоты) является большой расход металлического железа, а также необходимость очистки рафината от примеси органического экстрагента и создание особых условий для обеспечения пожаробезопасности.

При производстве фосфорных удобрений применяется осадительный метод выделения урана, основанный на полугидратном способе переработки фосфоритов [3, 6]. Исследованы возможности использования жидких мембран для попутного извлечения урана и твердых экстрагентов на основе различных органических экстрагентов, показана возможность применения способа электрохимического восстановления, но способы не доведены до промышленной реализации [3-5]. В работах [7-8] показаны возможности применения карбонатно-фосфатной флотации с использованием флотореагентов типа «Фомол» и «Соапсток». По кондициям, установленным технологической схемой заводского передела, фосфориты подразделяются на следующие четыре класса (сорта) по содержанию P₂O₅: балансовые (свыше 20%, бедные балансовые (16 - 20%), забалансовые (12-16%), минерализованная масса (до 12%).

Технология получения фосконцентрата и фосмуки из первого и второго технологического класса руды включает в себя следующие операции: горизонтальная отработка фосфоритовых пластов с помощью фрезерных комбайнов (Wirtgen-2100SM, Wirtgen-2500SM) с посамосвальской сортировкой добытых руд радиометрическим способом, грохочение с целью отделения из исходной массы кусковой составляющей крепких и мергелистых фосфоритов, промывка

концентрата водой, обезвоживание, сушка, измельчение, разделение крупной и мелкой фракции (фосфоритовая мука) воздушными сепараторами, обжиг продукта, получение товарной продукции. Содержание P₂O₅ в исходной товарной руде составляет 18-20% (KSt 81-07621395-01:2003), в отмытом сушеном продукте 20-22% (TSh 81.-23:2011), в обожженном продукте (TSh 81.-22:2011) 28±1%.

Фосфориты, наряду с основными компонентами, содержат фтор, РЗЭ, уран и другие ценные элементы. Из полученного фосконцентрата в Кокандском, Алмалыкском и Самаркандском химических комбинатах получают аммофос и диаммофос по действующей технологии без предварительного удаления балластных примесей, поступление которых в растения и накопление их в плодородных почвах приводит к загрязнению окружающей среды.

В данной работе рассмотрена возможность обогащения бедных фосфоритов с использованием процессов обесшламовывания, флотации, обжига отмытых концентратов и флотоконцентратов, попутное выделение балластных примесей (кремний, фтор, уран, редкоземельные элементы) из сернокислых растворов (этилгексилфосфорная кислота - ЭФК) при получении фосфорных (аммофос, диаммофос) удобрений и из азотнокислых сред при получении нитроаммофоса (табл. 1-5, рис. 1).

Обогащение бедных фосфоритов. Химический состав исследованных руд приведен в табл. 1. Минералы фосфора представлены фторкарбонатпатитом (франколитом), содержащим 33% P₂O₅, 3,5-4,0% CO₂ и 3% SO₄⁻², изоморфно входящий в его кристаллическую решетку. Содержание кальцита и франколита составляет от 75-80 до 93-95% массы руды, присутствует кварц, полевые шпаты, глинистые алюмосиликаты, гипс, гетит, пирит, цеолиты, органическое вещество (табл. 2).

Фосфоритовая руда представлена следующими минералами: основной фосфатный минерал - франколит - Ca_{10-n/2}[(PO)_{6-n}(CO₃)_n].F₂.H₂O (P₂O₅ - около 33%) 40-60%; кальцит 16-40%. Сумма легкоизмельчаемых, шламо-образующих компонентов составляют: глинистые минералы 14,6-20,2%, гидрослюда и монтмориллонит 10-14%, гипс 2,5-3,5%, полевые шпаты 1,8-2,1%, углистые вещества - 0,3-0,6%. Усредненный химический состав руды, (%): P₂O₅ - 18,19; CO₂ - 15,0; Fe₂O₃ - 0,5; SO₂ - 2,28; CaO - 49,6; MgO - 0,9; Al₂O₃ - 0,4; SiO₂ - 4,8; Cl-0,18 %; нерастворимый остаток - 7,4.

Исследованы корреляции содержания урана, РЗЭ в фосфатном сырье в зависимости от содержания P₂O₅. Для этого использовали различные технологические сорта фосфоритов (балансовые, забалансовые, минерализованная масса) месторождения Джерой-Сардара с содержанием P₂O₅ - 9%, 12,0, 18%, 20%. Найдены прямые коэффициенты корреляции между P₂O₅ и ураном, равной 0,85 ± 0,5, между P₂O₅ и РЗЭ, равной 0,65 ± 0,5.

Таблица 1

Химический состав фосфоритовой руды, %

№ пробы	Среднее содержание компонентов, масс., %											
	P ₂ O ₅	CaO	MgO	CO ₂	F	FeO	Fe ₂ O ₃	R ₂ O ₃	SO ₃	нерас. остаток	R ₂ O	H ₂ O
1	12,6	42,0	0,44	17,1	1,3	след	0,6	-	0,95	9,4	-	1,20
2	13,5	44,7	1,07	20,9	1,0	0,06	1,0	5,6	2,1	6,5	0,58	0,78
3	14,9	46,0	0,6	16,3	1,9	-	1,0	1,3	2,3	0,6	0,97	1,70

Таблица 2

Результаты исследований по обогащению фосфоритов

Наименование продукта	Образец №1			Образец №2			Образец №3		
	P ₂ O ₅ , %	CO ₂ , %	Хлор, %	P ₂ O ₅ , %	CO ₂ , %	Хлор, %	P ₂ O ₅ , %	CO ₂ , %	Хлор, %
Исходная руда	12,6	17,1	0,10	13,5	20,9	0,05	14,9	16,3	0,07
Концентрат мытый, сушённый	20,4	16,3	0,02	21,0	18,0	0,02	22,3	12,1	0,02
TSh 81.-23:2011 «Концентрат Ташкура (мытый сушённый)». (марка А) (марка Б)	18-19 23-24	14,0 14,0	не-норм.	18-19 23-24	14,0 14,0	не-норм.	18-19 23-24	14,0 14,0	не-норм.
Фосконцентрат мытый, обожженный	23,4	1,0	0,01	23,8	1,2	0,03	25,1	0,9	0,02
Флотоконцентрат, сушеный (карбонатно-фосфоритная флотация в замкнутом цикле)	26,0	10,1	0,02	-	-	-	26,8	9,6	0,02
TSh 81.-22:2011 «Фосконцентрат мытый, обожженный»	28+1	3,0	0,04	28+1	3,0	0,04	28+1	3,0	0,04
Кек обжига флотоконцентрата (карбонатно-фосфоритная флотация в замкнутом цикле)	28,5	0,9	0,01	-	-	-	29,5	1,0	0,01

Обесшламливание руд сухим методом (грохочение, воздушная сепарация) не дает желаемого разделения пустой породы от фосфорита. При проведении лабораторных экспериментов по обесшламливанию применялись 3 пробы высококарбонатных фосфоритовых руд Центральных Кызылкумов. Руда подвергалась измельчению до 40-45% класса -0,074 mm с использованием лабораторного измельчителя-истирателя.

Результаты экспериментов по обогащению забалансовых руд с исходным содержанием P₂O₅ 12,6 – 14,7% методом промывки дроблёной руды и последующей классификации (Ж:Т-2,5:1 и τ = 30 min) показывают возможность получения отмытого фосконцентрата с содержанием P₂O₅ 20,4 – 22,3%, отвечающего техническим условиям TSh 81 – 23:2011 «Фосконцентрат Ташкура (мытый сушённый, марки

«А», с содержанием P₂O₅ 18-19% и марки Б 23-24%). При этом выход отмытого фосконцентрата составил 40,0 -50,0%.

Обжиг отмытого фосконцентрата при температуре 930°C в течение 40 min позволяет полностью разложить карбонаты. Данная операция необходима для разложения карбонатов. В результате обжига отмытого продукта и обесшламливания с содержанием 12,6 и 14,7 получен обожженный концентрат с содержанием P₂O₅ 23,4 и 25,1% и CO₂ 1,0 и 0,9%, содержанием хлора не более 0,01%.

Карбонатная и фосфоритовая флотация в замкнутом режиме проводилась во флотомашине с объемом камеры 1 л, а перечистные флотации - с объемом камеры 0,5 л. В качестве флотореагента применяли для карбонатной флотации соапсток, (отход Каттакурганского масложирового комбината), а в качестве собирателя фосфатных минералов заменитель дорогостоящих флотореагентов синтетических высших спиртов – фомол, выпускаемый ООО Научно-производственный центр «Велес» (г. Салаир, Россия).

Режим флотации включает измельчение руды до 65% класса 0,074 mm. Оптимальная продолжительность карбонатной и фосфоритовой флотации составила 10 min. Опыты проводили по замкнутой схеме при расходе соапстока 0,4 kg/t (pH=4,5-5,0 создаваемой азотной кислотой) для карбонатной флотации при расходе фомола – 0,3 kg/t для фосфоритовой флотации с перечисткой основного концентрата. Предлагаемая комбинированная технология обогащения - обесшламливание с последующим осуществлением карбонатно-фосфатной флотации дает возможность получить концентрат, содержащий масс. (%): P₂O₅ – 25,0-26,0, CaO - 40- 41, CO₂ -11-12, хлора - не более

0,04 (в пределах допустимых норм) из забалансовых руд с содержанием P_2O_5 на уровне 12,0% (выход флотоконцентрата 45,0%, извлечение 70,0%). Флотоконцентрат не содержит никаких вредных примесей. Обжиг флотоконцентратов позволяет получить концентрат соответствующий TSh 81–22:2011 при исходном содержании P_2O_5 в руде на уровне 12,0%.

Выделение ценных компонентов из сернокислых сред. Полученные отмытые концентраты с содержанием P_2O_5 22,0-25,0% растворяли в серной кислоте, показатели сернокислотной экстракции приведены в табл. 3. По полученным данным, оптимальной является норма серной кислоты на разложение фосфорита 100-102%. Коэффициент разложения фосфосырья достигает 93,7-95,0%, скорость фильтрации пульпы 842-978 kg P_2O_5 /m³h. Качество продуктивных растворов: содержание P_2O_5 составляет 19,6-20,24 %, SO_3 1,1-2,64% и плотность раствора 1,244 - 1,252 g/cm³ при 15 °C.

Опытные работы по получению ЭФК на укрупнённой лабораторной установке проводили в следующих условиях: норма H_2SO_4 на разложение 100%, температура в реакторе 75-80 C, время разложения 2,5 - 4 h. Расход H_2SO_4 на 1 kg фосфорита составляет 806,7 kg.

В работе использовали мытый концентрат мелкого помола того же химического и дисперсионного состава. В первых циклах для создания необходимого отношения Ж:Т в пульпе использовали воду, а затем по мере наработки - раствор оборотной экстракционной фосфорной кислоты.

Разложение фосфатного сырья серной кислотой осуществляют в реакторе, выполненном из стали-943, ёмкостью 450 l, фильтрацию фосфорной кислотной пульпы осуществляют на наливном вакуумном фильтре с площадью фильтрации 0,28 m, через пропиленовую ткань при вакууме (53-56) 10^3 Pa. В результате технологических исследований определены оптимальные технологические показатели процесса получения ЭФК в дигидратном режиме (табл. 4). Усреднённый раствор ЭФК имеет следующий состав, мас. (%): P_2O_5 -20,20; SO_3 -3,35; F-1,08; плотность при 18 °C-1,235 g/cm³.

Попутное извлечение ценных компонентов перед нейтрализацией ЭФК для получения аммофоса проводили по схеме, приведенной на рис. 1. Фильтрацию фосфорнокис-

лотной пульпы проводили на наливном вакуумном фильтре площадью фильтрации 0,28 m², через пропиленовую ткань при вакууме (53-56) 10^3 Pa. Из наработанной опытной партии (160 l) ЭФК получены традиционным и предложенными способами аммофос и диаммофос.

Концентрация фтора в ЭФК составляет 0,6-1,5%, в аммофосе 2-3%, диаммофосе 2,3-3,1%. Фтор в ЭФК находится в виде кремнефтористой кислоты H_2SiF_6 и содержится в количествах от 1,0 до 1,5%. С целью оптимизации процесса выделения фтора были исследованы различные варианты его осаждения в виде кремнефторида щёлочных металлов.

Расчёт технико-экономических показателей использования осадителей фтора из ЭФК показывает, что из вышеуказанных соединений наиболее подходящим является NaOH, или КОН из-за низкого расхода реагента (16-25 g/на 1 l ЭФК), наименьшего количества образующегося осадка (3 g/100 ml), наибольшей скоростью фильтрации (1,3 l/h в условиях лабо-

Таблица 3

Показатели процесса сернокислотной экстракции мытого концентрата Ташкура

№ п.п	Норма серной кислоты	Состав ЭФК		Коэффициенты			Скорость фильтрации kg P_2O_5 /m ³ h
		P_2O_5	SO_3	Извлечение P_2O_5	Отмывка P_2O_5	Выход P_2O_5	
1	100	22,69	2,79	93,69	97,26	91,26	978
2	100	23,31	2,85	94,98	93,74	89,04	771
3	102	23,76	3,09	94,31	98,75	93,13	842
4	105	22,24	4,07	94,29	96,63	91,12	697

Таблица 4

Условия получения ЭФК

№ п.п	Наименование показателей	Единиц измерения	Показатели
1	Концентрации серной кислоты	%	92-93
2	Норма серн.кислоты на разл.фосфорита	%	100
3	Расход H_2SO_4 на 1т фосфорита	kg	806-810
4	Плотность ЭФК	g/cm ³	1,24-1,25
5	Концентрации P_2O_5 в оборотном ЭФК	%	12-14
6	Концентрация P_2O_5 в продуктив. р-ре	%	19,6-23,7
7	Содержание SO_4 в продуктивном р-ре	%	1,8-2,7
8	Концентрация фтора в ЭФК	%	1,0-1,5
9	Отношение Ж:Т в пульпе		(2,5-2,8):1
10	Температура процесса	°C	75-80
11	Время разложения	h	3-4
12	Коэффициент отмывки фосфорита	%	95-98
13	Коэффициент разложения фосфорита Г	%	94-95
14	Гипсовое число	kg фг/kg фосф kg/m ³	1,52-1,54
15	Скорость фильтрации пульпы P_2O_5	h	842-978

Таблица 5

Оценка технологических показателей предложенного проекта

Наименование продукта	Содержание, %				Извлечение, %			
	P ₂ O ₅	Фтор	Уран	Сумма РЗЭ	P ₂ O ₅	Фтор	Уран	Сумма РЗЭ
Исходная руда	12-16	1,8-2,2	0,005	0,06	100	100	100	100
Отвальные хвосты	-	-	-	-	35	30	25	30
Кек обжига флото-концентрата	28-29	2,0-2,5	0,008	0,05	65	70	75	70
Фосфогипс	0,8	0,02	0,0001	0,03	3,0	5	5	40
ЭФК исходная	19,42	1,08	0,0060	0,0050	62,0	65	70	30
ЭФК очищенная	19,35	0,12	0,0031	0,0025	60,0	5,0	7,0	18
K ₂ SiF ₆ (осадок 1)	9,6	30,1	0,0007	0,0009	0,5	60,0	-	1,0
КХК (осадок 2)	49,78	2,99	0,0820	0,360	1,5	-	63,0	17,0
Относительная очистка удобрений от примесей по сравнению базового способа	-	-	-	-	-	85	90	40

2,2 -14 отн. %. После промывки КХК водой в осадке остается 12 и 8% фосфора соответственно. После обработки едким натрием остается 6 и 4% фосфора в КХК, полученного при pH осаждения КХК 2,5 и 2,0 соответственно. Выход влажных осадков 338 и 135 g/l ЭФК при pH осаждения соответственно 2,2 и 2,5. В табл. 5 приведены технологические показатели предложенного проекта. На основании исследований по определению возможных вариантов переработки КХК предложено два варианта.

раторной установки). Фторидный товарный концентрат с содержанием фтора не менее 30%, сушится и затаривается. Способ очистки ЭФК от фтора основан на ступенчатом осаждении фтора в виде Na₂SiF₆ введением в ЭФК NaOH в количестве 25 kg на м³ ЭФК.

Для очистки урана его переводят в 4-х валентное состояние (рис. 1) путем непрерывного электрохимического восстановления и затем осаждают газообразным аммиаком при pH=2,0-2,2 с одновременным получением коллективного хим. концентрата (КХК). Для снижения потери фосфора в процессе очистки КХК промывают водой и её повторно используют в технологическом цикле. Для восстановления урана в 4-х валентное состояние использовался проточный электролизер с объемнопористым рабочим электродом. Производительность установки 2 l ЭФК/ч. Анодное и катодное зоны разделены с помощью анионообменной мембраны. В качестве рабочего электрода использовали углеродный волокнистый материал марки 250. Сечение рабочей зоны-45 mm². Высота набивки в сжатом состоянии 20 mm. С использованием данного электролизера отработано 50 l ЭФК. Наиболее оптимальным параметром при восстановлении урана (IV) является I=1 A., V= 5V при скорости ЭФК 2 l/h. Процесс электрохимического восстановления контролировали спектрофотометром «Хитачи» и СФ-46 по высоте пика поглощения 620 nm. При этом восстановление урана (IV) происходит не сразу в электролизере, а уже после электролиза, по-видимому, за счёт каталитического действия двухвалентного железа в процессе восстановления U (IV).

Уран можно осаждают при pH раствора 2,5-2,6 без электрохимического восстановления, но при этом потери фосфора с осадком составляют более 30%. При pH осаждения 2,5 фосфор содержащегося в ЭФК переходит в КХК в количестве 30 отн. %, а при pH

Вариант 1. Растворение КХК производят щелочью (KOH, NaOH) для перевода фосфатов в соответствующие гидроксиды металлов. При этом в осадке гидроксидов остается уран и сумма редкоземельных элементов (РЗЭ). Потери фосфора после обработки КХК щелочью составляют не более 2-3% от исходного его содержания в ЭФК. Фильтрат, содержащий гидроксиды металлов, ионы натрия или калия, направляют на операцию выделения фтора. Возвращение фосфорсодержащего раствора после обработки КХК едким натрием в процесс выделения фтора оправдано не только по химико-технологическим соображениям, но и с экономической точки зрения. При этом расход едкого натрия, используемого в процессе осаждения фтора, существенно снижается. Сквозная безвозвратная потеря фосфора в технологической схеме составляет не более 1-1,5%. После разложения фосфатов и выделения примесей фосфор переходит в водорастворимую усвояемую форму. Осадки гидроксидов, содержащие уран и примеси РЗМ, скандия и других металлов, подлежат утилизации.

КХК промывают водой и промывочную воду используют в цикле для разложения фосфатов, КХК обрабатывают серной кислотой при pH 1,2-1,5. Уран и сумма РЗЭ полностью переходят в раствор. Из полученной суспензии уран нацело извлекается ионитом АМП без или с предварительной фильтрацией по существующей технологии, РЗЭ остаётся в растворе. Нейтрализация раствора аммиачной водой до pH 8,5-10, выделенного из суспензии фильтрацией, дает возможность количественно осадить сумму РЗЭ, которая является 5-7%-ным товарным концентратом РЗЭ.

Вариант 2. Растворение осадка гидроксидов в азотной кислоте с последующей экстракцией из полученного раствора урана, скандия, РЗМ на Ди-2-ЭГФК. При этом фосфорсодержащий азотнокислый

раствор можно утилизировать с получением азотсодержащих фосфорных удобрений. После реэкстракции Ди-2-ЭГФК получают продукты, которые направляются на разделение и очистку содержащихся в них ценных компонентов. В обоих случаях происходит выделение основного количества вредных примесей, что, в свою очередь, повышает усвояемость очищенных удобрений.

Для осуществления варианта № 1 необходимо: реактор для разложения фосфатов щелочью; фильтратор для отделения получаемых осадков и промывки их; перекачивающее оборудование. Для варианта № 2: реактор для растворения осадков в HNO_3 ; экстрактор для экстракции примесей; контактный чан для реэкстракции урана и РЗЭ; перекачивающее оборудование. В качестве реагента в схеме выделения примесей используется щелочь (KOH или NaOH), расход которой составит порядка 30 kg/m^3 ЭФК. Использование аппаратов в непрерывном режиме позволит существенно снизить расходы реагентов и тем самым уменьшить себестоимость получаемых ценных металлов.

Выделение балластных примесей из азотнокислых сред. При разложении природных фосфатов азотной кислотой образуется так называемая азотнокислотная вытяжка – раствор, содержащий нитрат кальция и свободную фосфорную кислоту. В зависимости от метода последующей переработки вытяжки можно получать как однокомпонентные азотные и фосфорные, так и сложные, двойные, например, нитроаммофос $\text{NH}_4\text{NO}_3 + \text{NH}_4\text{H}_2\text{PO}_4$ с содержанием азота 21-25% и фосфора 20-25% или тройные (N-P-K) удобрения с самым широким диапазоном соотношения питательных веществ.

В отличие от сернокислотного метода при азотнокислотном разложении фосфатного сырья используется не только химическая энергия кислоты, но и азот, который переходит в состав удобрения. Такое комбинированное использование кислоты экономически весьма выгодно. Извлечение в раствор РЗЭ составляет 60-70%, что существенно выше, чем в сернокислотном выщелачивании.

Недостатком этого способа является необходимость удаления из азотнокислотной вытяжки части кальция или связывания его в нерастворимые соли – в последнем случае приходится выпускать удобрения с пониженной концентрацией питательных веществ из-за присутствия большого количества балласта. Кроме того, наличие в вытяжке кальция не позволяет получать, по крайней мере, простыми путями удобрения, в которых фосфор был бы полностью в водорастворимой форме. Несмотря на это, азотнокислотная переработка фосфатов применяется в широких масштабах.

Отмытый фосконцентрат с содержанием P_2O_5 23-25% разлагались азотной кислотой при температуре 40-45 °C при 110% кислоты от стехиометрической нормы относительно CaO в течение 60 min. Азотно-

кислотная вытяжка, полученная после разложения фосфоритов ЦК, представляла собой суспензию с соотношением Т:Ж 1:45÷50. Твердая фаза из азотнокислотной вытяжки выделялась путем (отстаивания) сгущения при $t^0 = 30\div 40$ °C в течение 2-3 h с последующей фильтрацией сгущенного продукта в вакуум-фильтре.

Осветленный раствор поступает в реактор для осаждения кремнисто-фторида натрия путем обработки раствором сульфата натрия или силиката натрия в соотношении 1:1. Это соотношение подобрано так, что содержание окиси кремния в фосфоритах меньше, чем в других фосфоритах. При кислотном разложении фосфоритов большая часть фтора выделяется

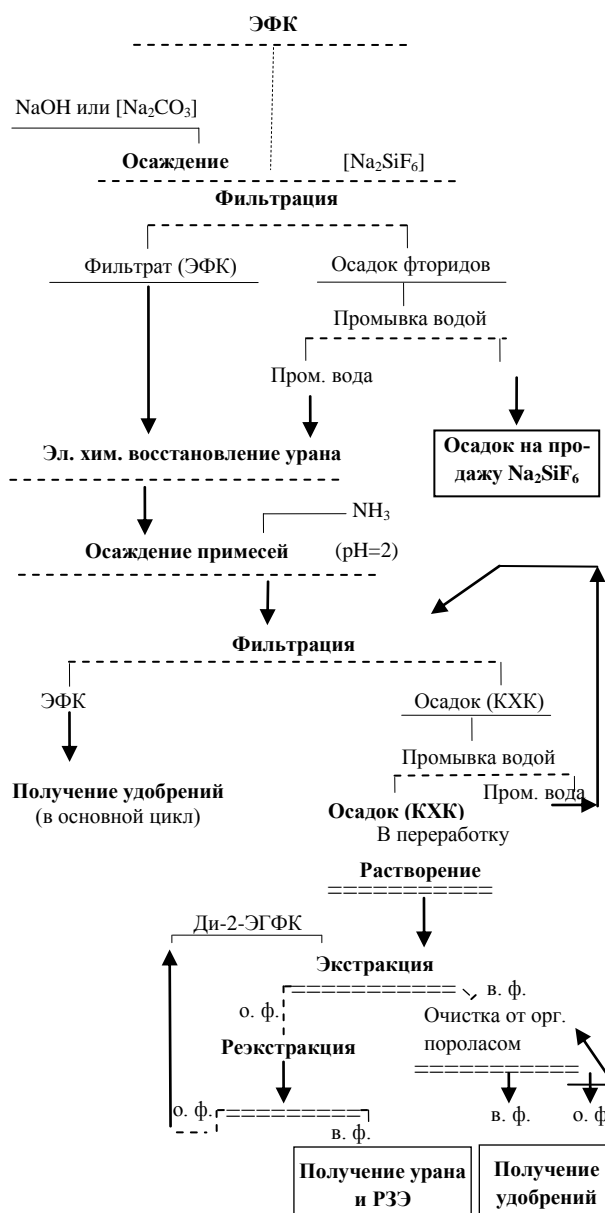


Рис. 1. Принципиальная схема попутного извлечения ценных компонентов при переработке бедных фосфоритовых руд

в виде HF, что позволяет при добавке солей щелочных металлов превращать их в хорошо растворимые фтористые соли. Поэтому при обесфторивании азотнокислотной вытяжки сульфатами и силикатами натрия образуется малорастворимый гексафторсиликат натрия. Осадок кремнефторида натрия отделяется в отстойнике с последующим центрифугированием сгущенной части. После чего обесфторированный раствор направляется в узел осаждения редкоземельного концентрата.

Метод выделения РЗЭ основан на сравнительно малой растворимости фосфатов в слабокислых растворах при pH 0,9 ÷ 2,5, а также на снижении их растворимости с повышением температуры. Извлечение РЗЭ из азотнокислых растворов осуществлялось при выделении ионов кальция и фтора путем частичной аммонизации первого водородного иона фосфорной кислоты.

Экстракция РЗЭ в выделенных осадках производится органическими экстрагентами с дальнейшей реэкстракцией путем их промывания подкисленной водой и осаждением РЗЭ из водной фазы газообразным аммиаком.

Таким образом, показана возможность попутного извлечения ценных компонентов (кремний, фтор, уран и РЗЭ) при переработке фосфоритовых концентратов, полученных путем флотационного обогащения забалансовых руд. Степень извлечения фтора, кремния, урана из сернокислых растворов (ЭФК) составляет не менее 90%, а сумма РЗЭ - 35-40%. Сквозные потери фосфора при применении способа извлечения ценных компонентов составляет не более 1,5%, и экономически полностью покрывается за счет получения ценных компонентов с одновременным получением аммофоса и диаммофоса более высокого качества.

Список литературы:

1. *Технология фосфорных и комплексных удобрений.*//под ред. Эвенчика С.Д., Бродского А. -Л.: Химия, 1987. - 460 с.
2. Позин М.Е. *Технология минеральных удобрений.* - М.: Химия, 1989, - 352 с.
3. Ефимова З.И., Смирнов Ю.В., Соколова И.Д., Зайцев В.Г. //Атомная техника за рубежом. 1985, №10, с. 3-10.
4. Ласкорин Б.Н., Скороваров Д.И., Голышко З.Ш., Ульянов В.С.// Атомная техника за рубежом. 1980, №7, с.16-20.
5. Ефимова З.И., Смирнов Ю.В. // Атомная техника за рубежом, №4, 1987, с. 3-10.
6. Кист А.А., Саттаров Г., Кадиров Ф., Латышев В.Е., Тажиев С. О возможности получения фосфорных удобрений повышенного качества из фосфоритов Центральных Кызылкумов.// Горный вестник Узбекистана. 2002 г. №2, 60-64.
7. Абдурахмонов С.А., Абдурахмонов Э., Донияров Н.А. Обесшламливание низкосортных фосфоритовых руд Джерой-Сардара // Горный вестник Узбекистана. – Навоий, 2009. - №1.- С. 76-77.
8. Донияров Н.А. Обогащение низкосортных фосфоритовых руд Джерой Сардара с применением отходов производства // Горный вестник Узбекистана. – Навоий, 2009. - №1.- С. 82-83.

УДК 662.75/77:553.64

© Султонов Б.Э., Намазов Ш.С., Закиров Б.С. 2013 г.

ВЛИЯНИЕ ТЕМПЕРАТУРЫ ПРОМЫВНОЙ ВОДЫ НА КАЧЕСТВО ФОСФОКОНЦЕНТРАТОВ

Султонов Б.Э., ст. научный сотрудник-соискатель ИОНХ АН РУз, канд. техн. наук; **Намазов Ш.С.**, зав. лаборатории фосфорных удобрений ИОНХ АН РУз, докт. техн. наук, профессор; **Закиров Б.С.**, директор ИОНХ АН РУз., докт. хим. наук

В ряде работ [1-3] предложены технологии получения фосфорных удобрений прямой переработкой фосфоритов Центральных Кызылкумов и рекомендованы для внедрения. Но полученные удобрения значительно уступают по качеству существующим концентрированным удобрениям, как аммофос или двойной суперфосфат. Прямое получение концентрированных удобрений на основе Кызылкумских фосфоритов не представляется возможным из-за низкого содержания в нем основного компонента P_2O_5 и наличия значительного количества карбонатных соединений, глинистых минералов.

В настоящее время Кызылкумские фосфориты обогащают путем промывки их от хлора с последующим обжигом влажного фосфорита при $800-900^{\circ}C$. Основными недостатками этого метода являются сложность

технологии и образование большого объема забалансовой руды в процессе сортировки фосфоритной руды. Имеются несколько работ [4-8], посвященных химическим методам обогащения. К числу существенных недостатков этих работ относятся обильное пенообразование, длительность процесса, низкая скорость фильтрации кислотных суспензий, образование больших объёмных количеств разбавленных растворов, которые создают ряд технологических трудностей при их утилизации.

Ранее нами был подробно изучен процесс химического обогащения высококарбонизированных Кызылкумских фосфоритов, суть которых заключается в обработке фосфатного сырья, содержащего 17-18% P_2O_5 , азотной кислоты с концентрацией 45-60% при норме

90-110% в пересчете на CO₂ с последующей репульпацией циркулирующим раствором, содержащим 5-25% Ca(NO₃)₂, при массовом отношении фосфатного сырья к раствору Ca(NO₃)₂, равном 1:(2,0-3,5); отстаивании образующейся нитрофосфатной суспензии в течение 5-10 min; промывки влажного осадка водой и сушки продукта [9]. Недостатками этого способа являются низкий выход P₂O₅ в фосфоconцентрат (56-65%), нефильтруемость кислотной суспензии и образование большого объема кислых стоков, содержащих нитраты и фосфаты кальция, что требует дополнительных затрат для его переработки в твердые удобрения.

Для устранения этих недостатков нами разработан усовершенствованный способ обогащения Кызылкумских фосфоритов, где почти 100% P₂O₅ остается в фосфоconцентрате, улучшается фильтруемость кислотной суспензии и получается относительно более концентрированный раствор нитрата кальция (табл. 1, 2). В работе [10] изучено влияние pH среды на процесс азотнокислотного обогащения высококарбонизированных фосфоритов Центральных Кызылкумов и установлены pH среды, где исключается переход P₂O₅ в жидкую фазу. Основной стадией данного метода обогащения является выщелачивание нитрокальцийфосфатных пульп и промывка влажного фосфоconцентрата водой. При промывке влажного фосфоconцентрата, кроме количества воды, важную роль играет ее температура. Как известно, растворимость нитрата кальция в воде значительно зависит от температуры. Например, при 20⁰C растворимость нитрата кальция равна 128,8 g, при 30⁰C - 149,4 g, при 40⁰C - 189 g, при 60⁰C - 359 g, а

при 100⁰C - 363 g [11]. С учетом этих данных было изучено влияние температуры промывной воды на качество химических фосфоconцентратов.

Лабораторные исследования проводили с фосфатным сырьем Центральных Кызылкумов составом, (вес. %): P₂O₅-17,52, CaO-47,53; CO₂-15,23, SO₃-2,00; CaO: P₂O₅=2,71 и азотной кислотой 58,78%-ной концентрации. Норму азотной кислоты брали 50% от стехиометрии на содержание CaO в сырье. Методика проведения лабораторных экспериментов и химический анализ полученных фосфоconцентратов и жидких фаз такая же, как приведенная в работе [10], но влажный фосфоconцентрат промывали однократно водой с различными температурами при весовом соотношении ФС:H₂O = 1:1,5.

Результаты лабораторных экспериментов приведены в табл. 1 и 2. Из данных табл. 1 видно, что при повышении температуры промывной воды от 20 до 80⁰C и при соотношении ФС:р-р Ca(NO₃)₂ = 1:2,0 содержание P₂O₅общ. увеличивается от 24,86 до 26,33%, а кальциевый модуль фосфоconцентрата снижается от 1,69 до 1,52 при одновременном повышении степени отмывки фосфоconцентрата от Ca(NO₃)₂ от 89,34 до 93,59%. Кроме того, содержание CaO_{общ.} и CaO_{водн.} уменьшается от 41,89 до 40,05% и от 3,05 до 2,15% соответственно. При соотношении ФС:H₂O = 1:2 повышение температуры промывной воды от 20 до 80⁰C способствует увеличению содержания P₂O₅общ. в образцах фосфоconцентратов от 25,24 до 27,15%, кальциевый модуль снижается от 1,61 до 1,44, а степень отмывки фосфоconцентрата от Ca(NO₃)₂ повышается от

Таблица 1

Химический состав фосфоconцентратов

№ опытов	Соотношение ФС:р-р Ca(NO ₃) ₂	Химический состав высушенных осадков, %								CaO: P ₂ O ₅	Степень отмывки фосфоcon-га от Ca(NO ₃) ₂ , %
		P ₂ O ₅ общ	P ₂ O ₅ св по лим. к-те	P ₂ O ₅ св по тр.Б	CaO _{общ}	CaO _{св}	CaO _{вод}	N _{общ}	CO ₂		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Температура промывной воды = 20 ⁰ C											
1	1:2,0	24,86	11,17	7,28	41,89	18,85	3,05	1,53	2,39	1,69	89,34
2	1:2,5	25,24	11,39	7,65	40,68	18,57	2,25	1,13	2,31	1,61	92,51
Температура промывной воды = 30 ⁰ C											
3	1:2,0	25,15	11,32	7,38	41,05	18,52	2,84	1,42	2,42	1,63	90,54
4	1:2,5	25,77	11,65	7,83	40,26	18,44	2,01	1,01	2,34	1,56	93,65
Температура промывной воды = 40 ⁰ C											
5	1:2,0	25,63	11,55	7,54	40,53	18,32	2,52	1,25	2,45	1,58	92,00
6	1:2,5	26,25	11,88	7,99	39,81	18,50	1,86	0,92	2,32	1,52	94,41
Температура промывной воды = 50 ⁰ C											
7	1:2,0	25,89	11,68	7,62	40,31	18,24	2,37	1,18	2,47	1,56	92,66
8	1:2,5	26,75	12,12	8,16	39,56	18,43	1,65	0,82	2,36	1,48	95,24
Температура промывной воды = 60 ⁰ C											
9	1:2,0	26,23	11,85	7,73	40,18	18,20	2,24	1,12	2,48	1,53	93,26
10	1:2,5	27,04	12,26	8,25	39,21	18,27	1,54	0,77	2,38	1,45	95,68
Температура промывной воды = 70 ⁰ C											
11	1:2,0	26,28	11,89	7,76	40,10	18,20	2,18	1,09	2,48	1,52	93,47
12	1:2,5	27,10	12,28	8,29	39,10	18,24	1,48	0,74	2,39	1,44	95,88
Температура промывной воды = 80 ⁰ C											
13	1:2,0	26,33	11,90	7,78	40,05	18,18	2,15	1,07	2,48	1,52	93,59
14	1:2,5	27,14	12,30	8,31	39,06	18,24	1,45	0,72	2,39	1,44	95,97

Таблица 2

Химический состав первой и второй водных сливов

№ опы- тов	Соотношение ФС: р-р Са (NO ₃) ₂	Первая жидкая фаза, %		Вторая жидкая фаза, %		Смесь жидкой фазы, %	
		СаО _{водн.}	N _{общ.}	СаО _{водн.}	N _{общ.}	СаО _{водн.}	N _{общ.}
Температура промывной воды = 20 ⁰ С							
1	1:2,0	8,23	4,82	2,85	1,92	6,24	3,55
2	1:2,5	7,99	4,58	2,75	1,85	6,09	3,48
Температура промывной воды = 30 ⁰ С							
3	1:2,0	8,23	4,82	3,31	2,23	6,45	3,72
4	1:2,5	7,99	4,58	3,11	1,99	6,31	3,56
Температура промывной воды = 40 ⁰ С							
5	1:2,0	8,23	4,82	3,42	2,35	6,65	3,90
6	1:2,5	7,99	4,58	3,21	2,08	6,42	3,71
Температура промывной воды = 50 ⁰ С							
7	1:2,0	8,23	4,82	3,72	2,46	6,98	4,16
8	1:2,5	7,99	4,58	3,38	2,37	6,53	4,09
Температура промывной воды = 60 ⁰ С							
9	1:2,0	8,23	4,82	3,90	2,59	7,21	4,25
10	1:2,5	7,99	4,58	3,73	2,48	7,09	4,16
Температура промывной воды = 70 ⁰ С							
11	1:2,0	8,23	4,82	3,96	2,63	7,29	4,28
12	1:2,5	7,99	4,58	3,78	2,52	7,15	4,18
Температура промывной воды = 80 ⁰ С							
13	1:2,0	8,23	4,82	3,99	2,65	7,33	4,30
14	1:2,5	7,99	4,58	3,81	2,55	7,18	4,20

92,51 до 95,97%.

Содержание СаО_{общ.} и СаО_{водн.} уменьшается от 40,68 до 39,06% и от 2,25 до 1,45% соответственно. Значит улучшается значительно качество фосфо-концентратов. Следует отметить, что при температуре промывной воды выше 60⁰С независимо от соотношения ФС:р-р Са(NO₃)₂ качество фосфо-концентратов практически не изменяется и это связано с незначительным изменением растворимости нитрата кальция в интервале температур 60-80⁰С. При температуре промывной воды ниже 50⁰С в составе фосфо-концентратов остается довольно большое количество нитрата кальция. Поэтому промывку влажного остатка целесообразно проводить при температурах 60⁰С и 70⁰С.

Из данных табл. 2 видно, что состав первой жидкой фазы не меняется, так как в этом случае для вы-

щелачивания кислых пульп используется 10%-ный раствор Са(NO₃)₂. Состав второй жидкой фазы изменяется в зависимости от температуры промывной воды. Например, при 20⁰С и соотношении ф/с:р-р Са(NO₃)₂ = 1:2,0 содержание СаО_{водн.} и N_{общ.} равны 2,85% и 1,92% соответственно, а при 80⁰С соответственно они равны 3,99% и 2,65%. При 20⁰С и соотношении ФС:р-р Са(NO₃)₂ = 1:2,5 содержание СаО_{водн.} и N_{общ.} равны 2,75 и 1,85% соответственно, а при 80⁰С они равны 3,81 и 2,55% соответственно. Полученные результаты согласуются с данными табл. 1. Данные табл. 2 однозначно показывают, что при температурах промывных вод 70 и 80⁰С содержание в них СаО_{водн.} и N_{общ.} практически остается постоянными. Это обстоятельство ещё раз подтверждает, что промывку влажного фосфо-концентрата необходимо осуществить промывной водой при 60 и 70⁰С.

На основе результатов лабораторных экспериментов можно заключить, что оптимальной температурой стадии промывки влажного фосфо-концентрата является 60-70⁰С, а весовое соотношение ФС: раствор Са(NO₃)₂ = 1:2,5. При этом получают фосфо-концентраты, имеющие следующие составы (вес. %): Р₂О_{5общ.} = 27,04–27,10; Р₂О_{5ув.} по лим.к-те = 12,26–12,28; Р₂О_{5ув.} по тр.Б = 8,25–8,29; СаО_{общ.} = 39,10–39,21; СаО_{ув.} = 18,24–18,27; СаО_{водн.} = 1,48–1,54; СО₂ = 2,38–2,39; N = 0,74–0,77; СаО : Р₂О₅ = 1,44–1,45. Степень отмывки фосфо-концентратов от Са(NO₃)₂ находится в пределах 95,68–95,88%.

Полученный химически обогащенный концентрат вполне пригоден для получения концентрированных фосфорсодержащих удобрений, а раствор нитрата кальция можно использовать как жидкое удобрение или перерабатывать на твердые удобрения известными способами.

Список литературы:

1. Реймов А.М., Намазов Ш.С., Мирзакулов Х.Ч., Беглов Б.М. Получение кальцийнитрофосфатных удобрений путем разложения фосфоритов Центральных Кызылкумов неполной нормой азотной кислоты. //Вестник ККО АН РУз. 2002. - №4. - С.21-23.
2. Реймов А.М., Намазов Ш.С., Мирзакулов Х.Ч., Беглов Б.М. Азотно- фосфорно - кальциевые удобрения на основе разложения рядовой фосмуки Центральных Кызылкумов неполной нормой азотной кислоты.// Доклады АН РУз. -2002.- №5. - С.50-52.
3. Намазов Ш.С., Реймов А.М., Эркаев А.У. Нитрокальцийфосфатные удобрения на основе бедных фосфоритов Центральных Кызылкумов // Химическая наука, как основа развития химической промышленности Казахстана в XXI-веке: Тез. докл. межд. симпозиума. 21-23 ноября 2001.-Алматы, 2001. с 77.
4. Иргашев И.К., Мадалиева С.Х. Обогащение высококарбонизированных фосфоритов Узбекистана месторождений Джерой и Сардара // Узбекский химический журнал. –1981. –№ 5. – С. 42-45.
5. Мадалиева С.Х., Иргашев И.К., Джапаров А. Обогащение высококарбонизированных фосфоритов Узбекистана месторождений Джерой и Сардара // Узбекский химический журнал. –1981. –№ 1. – С. 36 –41.
6. Мадалиева С.Х. Разработка технологии химического обогащения высококарбонизированных фосфоритов азотнокислотными растворами нитратов кальция и магния: Автореф. Дисс. ... канд. техн. наук. – Ташкент. – 1984. – 22 с.
7. Паганяс И.К., Мирзаев Ф.М., Кармышов В.Ф., Шинкоренко С.Ф., Михайлова Т.Г., Ушарова Л.Б. Обогащение фосфатного сырья Центральных Кызылкумов химическими методами // Технологическая минералогия фосфатных руд: Тез. докл. Всесоюз. совещ. 17-18 ноября 1987г. - Черкассы, 1987. – С. 48-49.
8. Ушарова Л.Б., Паганяс И.К., Мирзаев Ф.М., Кармышов В.Ф., Минц Е.И. Разложение Кызылкумского фосфорита разбавленными растворами азотной кислоты // Ташкент. – 1984. – 8 с. – Деп. ГФНТИ ГКНТ РУз. , №214- Уз-84.

9. Султанов Б.Э. Технология обогащения фосфоритов Центральных Кызылкумов и переработка их в комплексные удобрения: Автореф. дисс.... канд. техн. наук. – Ташкент. – 2004. – 22 с.

10. Султанов Б.Э., Дехканов З.К., Намазов Ш.С., Беғлов Б.М., Закиров Б.С. Влияние pH на процесс азотнокислотного обогащения высококарбонизированных фосфоритов Центральных Кызылкумов. //Химическая технология. Контроль и управление. Международный научно-тех. ж. 2012. № 4. С.5-10.

11. Рабинович В.А. Краткий химический справочник. Издательство Просвещение. Москва, 1977 г. - С.-71.

УДК 662.775:553.411

© Тагаев И.А., Некрасов Ф.С., Хамраев Р.Б. 2013 г.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЦЕССА БИООКИСЛЕНИЯ ЗА СЧЕТ ИЗМЕНЕНИЯ АППАРАТНОГО ОФОРМЛЕНИЯ

Тагаев И.А., доцент кафедры «Химические технологии» НГГИ, канд. сельхоз. наук; **Некрасов Ф.С.**, ассистент кафедры «Металлургия» НГГИ; **Хамраев Р.Б.**, ассистент кафедры «Металлургия» НГГИ

Процесс биоокисления применяется в мировой практике преимущественно для окисления упорных сульфидных руд. Выбор данной технологии обуславливается рядом преимуществ перед альтернативными методами переработки сульфидных руд, таких как автоклавное выщелачивание, окислительный обжиг и хлорирование. Прежде всего, это обуславливается сложностью ведения технологического процесса, его гибкостью, малыми капитальными затратами и экологичностью [1].

Принцип работы цеха биоокисления обуславливается окислением флотоконцентрата, полученного на переделе флотации. Целью процесса является полное окисление сульфидной руды до 96-98% для возможности дальнейшего эффективного извлечения ценного компонента. Процесс биоокисления осуществляется в реакторах, в которые подаются флотоконцентрат, воздух с компрессорной станции, необходимый для эффективной работы аэробной популяции микроорганизмов, и отдельно приготавливаемая питательная смесь, содержащая такие химические элементы, как фосфор, калий и азот, необходимые для жизнедеятельности культуры бактерий и поддержания активной «биомассы» [2].

Подача флотоконцентрата и питательной смеси осуществляется прямым методом через делитель потока по трубной системе. Для более полного окисления сульфидной руды устанавливается двухстадиальная система окисления: на первой стадии в реакторы подается флотоконцентрат, на второй стадии происходит доокисление пульпы. Общее количество времени протекания всего процесса составляет 96 ч. Установлено, что окисление флотоконцентрата в реакторах первичной стадии протекает в течение 48 ч. Для распределения питательной смеси и воздуха по объему реактора, а также для предотвращения оседания тяжелых частиц на днище реактора применяется перемешивание пульпы с помощью механической мешалки. В ходе процес-

са окисления поступающие сульфидные минералы, ввиду их большего гранулометрического состава - 0,074 мм и, как следствие, большей молекулярной массы, под силой тяжести опускаются вглубь реактора. По мере их окисления происходит коррозия железа в пирите и арсенопирите, вследствие чего эти минералы начинают растрескиваться и распадаться. Соответственно происходит уменьшение гранулометрического состава и молекулярной массы. Окисленные формы минералов поднимаются на верхнюю часть пульпы в реакторе и с помощью проточных каналов направляются в реактор вторичного окисления. На стадии вторичного окисления пульпа доокисляется в течение 48 ч и через приёмные емкости направляется на стадию декантации [3].

На рис. 1 представлена конструкция реактора, который в данное время применяется для проведения процесса биоокисления золотосодержащих сульфидных руд в ГП НГМК. Технологический процесс осуществлен таким образом, что поступающий флотоконцентрат, а именно сульфидные минералы, не успевают проникнуть в глубь реактора и большая их часть по проточным каналам (на рисунке отмечено красной линией) поступает в следующий реактор, при этом возникает ситуация неполного окисления флотоконцентрата и, как следствие, неполное доокисление пульпы в процессе биоокисления в целом. Это объясняется близким расположением трубопровода подачи флотоконцентрата с пульподелителя и проточного канала реактора, с помощью которого осуществляется перетек уже окисленных форм минералов в последующий реактор. Таким образом, часть флотоконцентрата, подаваемого в первичный реактор, находится менее 48 часов.

Для предотвращения данной ситуации возможно использование реакторов биоокисления с иными конструктивными особенностями для более полного прохождения сульфидных минералов в глубь реактора и увеличения времени их пребывания, а также невоз-

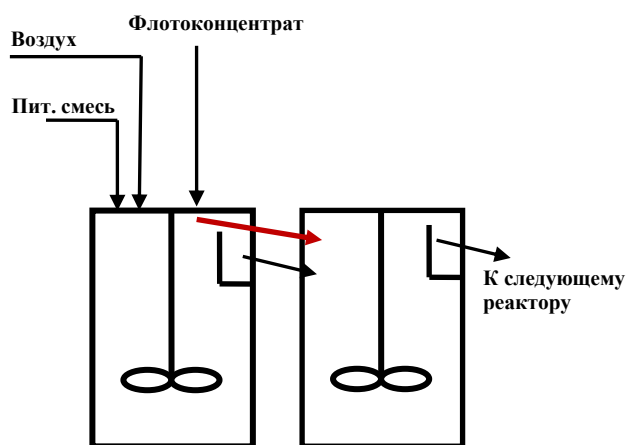


Рис. 1. Схема поступления флотоконцентрата в реактор и его перетек в последующий

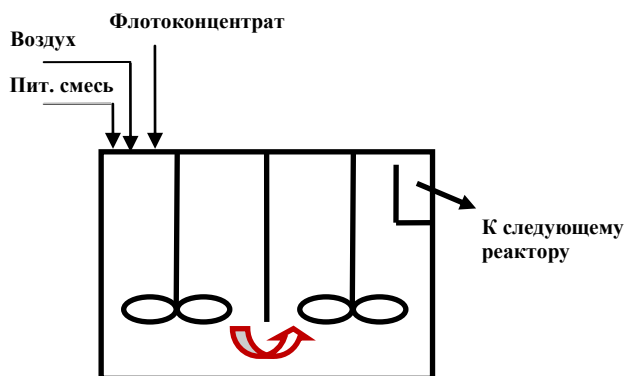


Рис. 2. Конструктивно-улучшенный вариант реактора биоокисления с исключением проскока поступающего флотоконцентрата в последующий реактор

возможностью их удаления из реактора сразу при поступлении [2, 3]. В свою очередь, это предотвращает про-

скок неокисленных сульфидных минералов с реактора первичного окисления в реактор вторичного окисления и приводит к повышению степени окисления минералов в каждом из реакторов.

На рис. 2 представлен вариант реактора улучшенной конструкции, где достигается более полное окисление и исключается проскок сульфидных минералов, что приводит к увеличению эффективности перемешивания материала и время пребывания сульфидных минералов в реакторе. Поступление флотоконцентрата происходит в предварительную камеру с механическим перемешиванием, перегородка между камерами исключает «вынос» флотоконцентрата с окисленными формами минералов в последующий реактор, а также выполняет роль сообщающегося сосуда, переток пульпы может быть осуществлен только через низ камеры. Окисление начинает происходить в первой камере и продолжается во второй. Данная конструкция позволяет увеличить время контакта бактериальной культуры с сульфидными материалами.

Таким образом, предлагается совершенно новая схема биоокисления сульфидных минералов, при которой время пребывания флотоконцентрата в реакторах первичного окисления увеличивается дополнительно на 24 h. Если при существующей технологической схеме на процессы первичного и вторичного окисления флотоконцентрата отводится 96 h, то на предлагаемом варианте время пребывания пульпы достигает значения более 120 h. При этом объем реактора не изменяется, но происходит более полное контактирование сульфидных частиц минералов с культурами бактерий, что, в конечном итоге, является экономически целесообразным и на конечном этапе сорбционного выщелачивания позволяет увеличить степень извлечения ценного компонента.

Список литературы:

1. М.Г. Сагдиева. Состояние, проблемы и перспективы развития биогидрометаллургии в Узбекистане. Материалы научно-практической конференции. «Инновационные технологии горно-металлургической отрасли», Навои, 2011г. С.74-76.
2. Э.В. Адамов, В.В. Панин. Биотехнология металлов. Курс лекций. МИСИС. Москва. Изд-во «Учеба», 2003. 126 с.
3. А.М. Мавжудова, Г.В. Черкасова, М.Г. Сагдиева. Новая питательная среда для биовыщелачивания золота флотоконцентрата месторождения Кокпатас. Материалы научно-практической конференции. «Инновационные технологии горно-металлургической отрасли», Навои, 2011г. С. 82-84.

ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА УПАРЕННЫХ ЭКСТРАКЦИОННЫХ ФОСФОРНЫХ КИСЛОТ ПРИ ДОБАВЛЕНИИ СЕРНОЙ КИСЛОТЫ

Турдалиева Ш.И., стажер-исследователь-соискатель ИОНХ АН РУз; Алимов У.К., ст. научный сотрудник-соискатель ИОНХ АН РУз, канд. техн. наук; Намазов Ш.С., зав. лаборатории фосфорных удобрений ИОНХ АН РУз, докт. техн. наук, проф

Известно, что свободная серная кислота в составе экстракционных фосфорных кислот (ЭФК) оказывает

положительное влияние на физико-химические свойства ЭФК: способствует снижению плотности, вязко-

сти, температуры кипения и замерзания [1].

В работе [2] показана возможность концентрирования Каратауской ЭФК путем добавки в нее от 5 до 15% серной кислоты. При этом было выявлено, что серная кислота связывает магний в $MgSO_4$, который выпадает в осадок наряду с другими солями K_2SiF_6 , Na_2SiF_6 , гипсами, фосфатами алюминия, железа. Авторами работы получена незагустевающая упаренная фосфорная кислота, которая содержит 55% P_2O_5 ; 5,5% MgO ; 7,0% SO_3 и 0,3% F.

В научно-технической литературе отсутствуют данные о влиянии серной кислоты на физико-химические свойства упаренной ЭФК из мытого обожженного фосфококцентрата Центральных Кызылкумов. В связи с этим мы изучили процесс упарки Кызылкумской ЭФК при различных добавках серной кислоты (табл. 1-5, рис. 1). Для проведения лабораторных опытов была использована ЭФК, производимая на ОАО «Аммофос-Максам» состава (вес. %): P_2O_5 19,88; CaO 0,30; MgO 0,39; $SO_{3общ}$ 1,64; $SO_{3св}$ 1,21; Fe_2O_3 0,31; Al_2O_3 0,72. К исходной ЭФК добавляли 93,0% H_2SO_4 с таким расчетом, чтобы содержание свободной серной кислоты в ней было в 1,5 и 2 раза выше, чем в исходной ЭФК.

Упарка ЭФК с различным содержанием свободной серной кислоты проводилась в трубчатом кварцевом реакторе, снабженном лопастной мешалкой. Были получены концентрированные фосфорные кислоты, содержащие от 34,41 до 55,24% P_2O_5 . Состав упаренных фосфорных кислот приведен в табл. 1.

Содержание P_2O_5 и других присутствующих примесей определяли по общеизвестной методике [3].

Данные табл. 1 показывают, что с увеличением концентрации P_2O_5 в образцах упаренных ЭФК соответственно возрастает и содержание CaO; MgO; Fe_2O_3 ; Al_2O_3 ; $SO_{3общ}$ и $SO_{3св}$.

Физико-химические свойства упаренных ЭФК: плотность и вязкость определяли в диапазоне температур 30-100°C. Плотность измеряли пикнометриче-

Таблица 1
Химический состав упаренных экстракционных фосфорных кислот (%) с различной добавкой серной кислоты

P_2O_5	CaO	MgO	Fe_2O_3	Al_2O_3	$SO_{3общ}$	$SO_{3св}$	$H_2SO_{4св}$
Содержание свободной H_2SO_4 в исходной ЭФК 1,48%							
35,15	0,53	0,69	0,55	1,26	2,90	2,14	2,62
40,25	0,60	0,78	0,62	1,44	3,28	2,42	2,97
44,93	0,68	0,88	0,70	1,63	3,72	2,75	3,36
50,56	0,76	0,99	0,79	1,82	4,18	3,09	3,79
55,19	0,84	1,09	0,87	2,01	4,61	3,41	4,18
Содержание свободной H_2SO_4 в исходной ЭФК 2,22%							
34,41	0,52	0,67	0,53	1,25	4,21	3,47	4,25
39,72	0,59	0,77	0,59	1,43	4,42	3,57	4,38
44,70	0,67	0,87	0,68	1,62	5,28	4,32	5,29
50,43	0,75	0,98	0,78	1,81	5,76	4,69	5,74
55,24	0,83	1,08	0,86	2,00	6,45	5,26	6,44
Содержание свободной H_2SO_4 в исходной ЭФК 2,96%							
34,87	0,51	0,66	0,51	1,24	5,07	4,34	5,31
39,64	0,58	0,76	0,58	1,42	5,70	5,08	6,22
44,87	0,66	0,85	0,67	1,61	6,88	5,93	7,27
50,08	0,74	0,97	0,77	1,80	7,45	6,39	7,83
54,25	0,81	1,06	0,85	1,99	8,06	6,90	8,45

Таблица 2
Плотность упаренных ЭФК из фосфоритов Центральных Кызылкумов

Конц-я ЭФК (P_2O_5), %	$H_2SO_{4св}$ в, %	Плотность (g/cm ³) при температурах °C							
		30	40	50	60	70	80	90	100
Содержание свободной H_2SO_4 в исходной ЭФК 1,48%									
35,15	2,62	1,4505	1,4471	1,4402	1,4311	1,4248	1,4198	1,4137	1,4025
40,25	2,97	1,5036	1,4931	1,4873	1,4810	1,4786	1,4683	1,4571	1,4531
44,93	3,36	1,6035	1,5940	1,5827	1,5779	1,5702	1,5633	1,5554	1,5483
50,56	3,79	1,6828	1,6774	1,6741	1,6675	1,6619	1,6538	1,6460	1,6434
55,19	4,18	1,7801	1,7798	1,7633	1,7605	1,7512	1,7450	1,7373	1,7302
Содержание свободной H_2SO_4 в исходной ЭФК 2,22%									
34,41	4,25	1,4571	1,4517	1,4448	1,4400	1,4342	1,4295	1,4210	1,4182
39,72	4,38	1,5227	1,5163	1,5120	1,5026	1,4962	1,4900	1,4827	1,4762
44,70	5,29	1,6122	1,6080	1,6010	1,5940	1,5865	1,5787	1,5722	1,5657
50,43	5,74	1,6990	1,6901	1,6821	1,6729	1,6694	1,6610	1,6587	1,6546
55,24	6,44	1,8095	1,8020	1,7946	1,7881	1,7810	1,7728	1,7653	1,7582
Содержание свободной H_2SO_4 в исходной ЭФК 2,96%									
34,87	5,31	1,4672	1,4600	1,4526	1,4461	1,4397	1,4321	1,4281	1,4217
39,64	6,22	1,5393	1,5322	1,5248	1,5183	1,5117	1,5045	1,4972	1,4914
44,87	7,27	1,6374	1,6321	1,6279	1,6228	1,6182	1,6140	1,6086	1,6023
50,08	7,83	1,7196	1,7102	1,7038	1,6949	1,6852	1,6742	1,6701	1,6657
54,25	8,45	1,8325	1,8271	1,8224	1,8152	1,8106	1,8070	1,8010	1,7985

ским методом, а вязкость с помощью вискозиметра ВПЖ. Значение плотности и вязкости концентрированных фосфорных кислот приведены в табл. 2 и 3. Данные табл. 2 показывают, что при одной и той же температуре и приблизительно одинаковой концентрации фосфорной кислоты с увеличением содержания свободной серной кислоты значение плотности возрастает. Например, при температуре 40 °C увеличение содержания серной кислоты в ЭФК с концен-

Таблица 3

Вязкость упаренных ЭФК из фосфоритов Центральных Кызылкумов

Конц-я ЭФК, %	H ₂ SO ₄ св, %	Вязкость, (спз) при температурах °С							
		30	40	50	60	70	80	90	100
Содержание свободной H ₂ SO ₄ в исходной ЭФК 1,48%									
35,15	2,62	8,27	6,21	5,16	4,25	3,28	2,97	2,54	1,96
44,93	3,36	22,72	15,98	12,42	9,64	8,13	6,99	5,42	4,56
55,19	4,18	147,14	76,61	47,98	36,77	27,85	21,21	16,73	14,03
Содержание свободной H ₂ SO ₄ в исходной ЭФК 2,22%									
34,41	4,25	8,52	6,64	5,30	4,38	3,51	3,06	2,62	2,03
44,70	5,29	24,11	17,36	13,59	10,38	8,75	7,13	6,23	5,08
55,24	6,44	149,5	99,14	62,05	44,86	30,93	23,06	19,54	18,01
Содержание свободной H ₂ SO ₄ в исходной ЭФК 2,96%									
34,87	5,31	9,24	6,83	5,49	4,48	3,80	3,22	2,78	2,14
44,87	7,27	29,88	21,52	15,26	11,62	9,34	8,61	7,38	6,65
54,25	8,45	151,92	101,1	67,14	49,01	35,78	29,03	22,35	19,48

Таблица 4

Давление насыщенных паров над упаренными ЭФК

№	Конц-я, %	H ₂ SO ₄ св, %	Вид уравнения lgP = A - B/T	Давление паров (кПа) при темпер. (К)				
				293	303	313	323	333
Содержание свободной H ₂ SO ₄ в исходной ЭФК 1,48%								
1	35,15	2,62	lgP=6,9770-1647,1/T	3,05	4,62	6,84	10,11	14,28
2	44,93	3,36	lgP=7,9632-2043,2/T	1,30	2,21	3,59	5,82	9,01
3	55,19	4,18	lgP=9,4573-2636,21/T	0,38	0,77	1,43	2,60	4,62
Содержание свободной H ₂ SO ₄ в исходной ЭФК 2,22%								
4	34,41	4,25	lgP=6,9389-1647,5/T	2,78	4,21	6,23	9,22	13,03
5	44,70	5,29	lgP=7,8342-2025,86/T	1,19	1,88	3,05	4,84	7,56
6	55,24	6,44	lgP=9,4365-2647,69/T	0,33	0,67	1,27	2,32	4,03
Содержание свободной H ₂ SO ₄ в исходной ЭФК 2,96%								
7	34,87	5,31	lgP=8,2180-2079,01/T	2,21	3,05	4,95	8,03	12,44
8	44,87	7,27	lgP=8,0976-2126,47/T	0,92	1,60	2,66	4,31	6,83
9	54,25	8,45	lgP=10,20-2917,0/T	0,23	0,49	1,01	1,97	3,67

трацией 39,64-40,25% P₂O₅ от 2,97 до 6,22% приводит к повышению плотности последней от 1,4931 до 1,5322 g/cm³, т.е. в 1,026 раза. Аналогичная картина наблюдается и при других температурах и концентрациях ЭФК. Это обстоятельство, вероятно, объясняется возрастанием в составе упаренных фосфорных кислот более плотного, чем ЭФК, вещества - H₂SO₄. Увеличение концентрации ЭФК от 34,41 до 55,24 % P₂O₅ в зависимости от температуры и содержания свободной серной кислоты способствует возрастанию их плотности в среднем в 1,2289-1,2650 раза. Повышение температуры от 30 до 100 °С для всех образцов упаренных ЭФК с различным содержанием свободной H₂SO₄ приводит к снижению плотности в среднем 1,019-1,036 раза.

Значение вязкости упаренных фосфорных кислот (табл. 3) зависит от концентрации последних, содержания свободной серной кислоты в исходной ЭФК и от температуры. Увеличение содержания свободной

серной кислоты в ЭФК от 1,48 до 2,96% приводит к повышению вязкости фосфорных кислот для концентраций 34,41-35,15; 39,64-40,25; 44,70-44,93; 50,08-50,56; 54,25-55,24% P₂O₅ при 40°С от 6,21 до 6,83; от 8,64 до 9,86; от 15,98 до 21,52; от 30,01 до 37,07 и от 76,61 до 101,1 спз соответственно. Аналогичная зависимость наблюдается и при других температурах. Независимо от содержания свободной H₂SO₄ в ЭФК с увеличением концентрации P₂O₅ в упаренных фосфорных кислотах в интервале 30-100 °С наблюдается сильное возрастание вязкости. Повышение температуры от 30 до 100 °С в зависимости от содержания свободной серной кислоты в исходной ЭФК способствует снижению вязкости упаренных фосфорных кислот в среднем 4,10-10,49 раза.

Приблизительно одинаковые концентрации по P₂O₅ фосфорные кислоты, содержащие большое количество свободной серной кислоты, обладают большей вязкостью. Это обстоятельство по всей вероятности объясняется образованием гидрата серной кислоты в процессе

упарки ЭФК, вследствие чего в упаренной фосфорной кислоте снижается содержание воды.

Зависимость изменения плотности и вязкости от температуры и концентрации фосфорных кислот изображены на рис. 1 в виде объемных диаграмм. Практическое значение этих диаграмм заключается в том, что, зная концентрацию ЭФК и температуру, можно быстро и точно определить искомое значение её плотности и вязкости.

Давление насыщенных паров над упаренными фосфорными кислотами определяли динамическим методом [4]. Зависимость давления паров подчиняется уравнению Аррениуса lgP=A-B/T (табл. 4). Методом наименьших квадратов рассчитывали константы А и В и вывели эмпирические уравнения для определения упругости паров при других температурах. Значения А и В в зависимости от концентрации ЭФК и содержания свободной серной кислоты колеблется в пределах 6,9174-10,20 и 1647,1-2917,0 соответст-

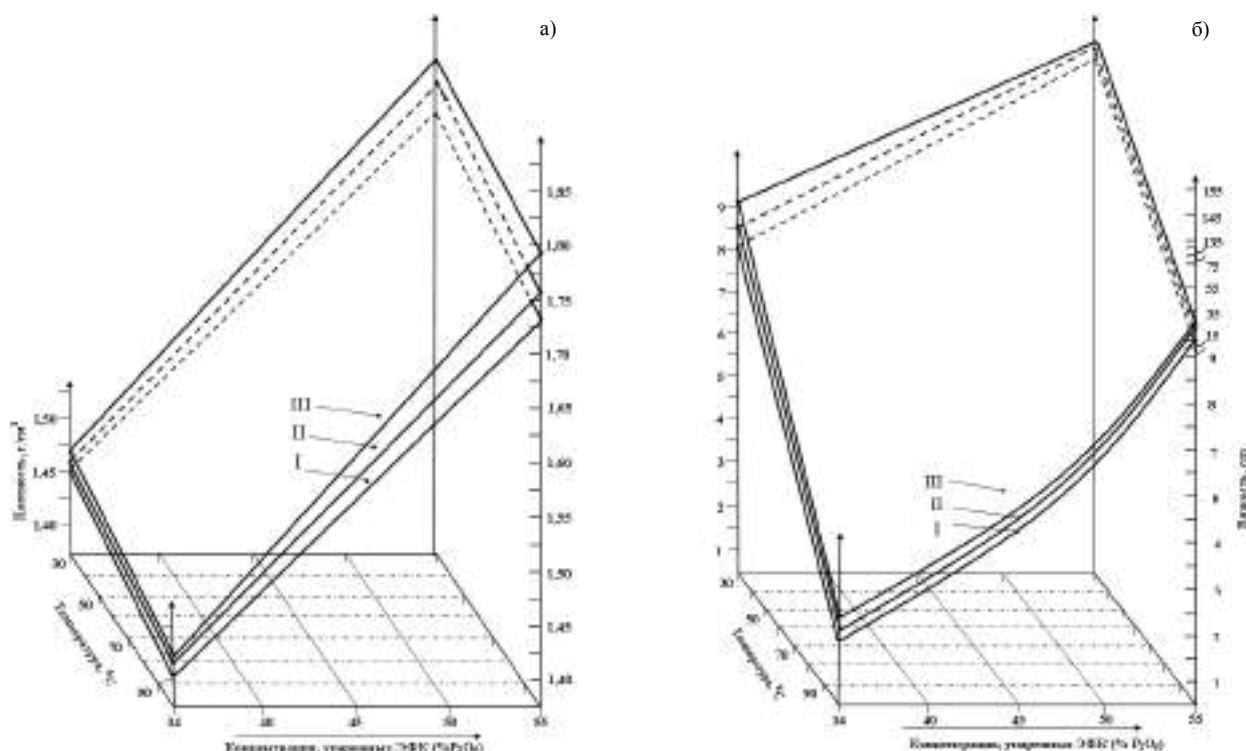


Рис. 1. Зависимость изменения плотности (а) и вязкости (б) от температуры и концентрации P₂O₅ в упаренных ЭФК: I-1,48; II-2,22; III-2,96 - содержание H₂SO₄св. в исходной ЭФК, %

Таблица 5

Температура кипения упаренной ЭФК из фосфоритов Центральных Кызылкумов при различном давлении

Давлен. мм.рт т.ст	Состав ЭФК									
	35,15% P ₂ O ₅ ,		40,25% P ₂ O ₅ ,		44,93% P ₂ O ₅ ,		50,56% P ₂ O ₅ ,		55,19% P ₂ O ₅ ,	
	2,62% H ₂ SO ₄		2,97% H ₂ SO ₄		3,36% H ₂ SO ₄		3,79% H ₂ SO ₄		4,18% H ₂ SO ₄	
	T, K	°C	T, K	°C	T, K	°C	T, K	°C	T, K	°C
760	384,0	111,0	386,7	113,7	395,8	122,8	395,8	133,0	417,0	144
670	381,0	108,0	383,4	110,4	392,0	119,0	392,0	130,0	414,1	141,1
580	377,0	104,0	380,3	107,3	388,5	115,5	400,1	127,1	411,0	138
460	367,0	94,0	370,5	97,5	382,0	109,0	393,5	120,5	404,3	131,3
Давлен. мм.рт т.ст	Состав ЭФК									
	34,41% P ₂ O ₅ ,		39,72% P ₂ O ₅ ,		44,70% P ₂ O ₅ ,		50,43% P ₂ O ₅ ,		55,24% P ₂ O ₅ ,	
	4,25% H ₂ SO ₄		4,38% H ₂ SO ₄		5,29% H ₂ SO ₄		5,74% H ₂ SO ₄		6,44% H ₂ SO ₄	
	T, K	°C	T, K	°C	T, K	°C	T, K	°C	T, K	°C
760	396,4	123,4	398,8	125,8	403,9	130,9	415,0	142,0	435,5	162,5
670	394,0	121,0	396,6	123,6	401,2	128,2	412,0	139,0	430,1	157,1
580	391,0	118,0	393,8	120,8	398,3	125,3	408,0	135,0	426,4	153,4
460	384,5	111,5	389,0	116,0	393,4	120,4	399,2	126,2	418,0	145,0
Давлен. мм.рт т.ст	Состав ЭФК									
	34,87% P ₂ O ₅ ,		39,64% P ₂ O ₅ ,		44,87% P ₂ O ₅ ,		50,08% P ₂ O ₅ ,		54,25% P ₂ O ₅ ,	
	5,31% H ₂ SO ₄		6,22% H ₂ SO ₄		7,27% H ₂ SO ₄		7,83% H ₂ SO ₄		8,45% H ₂ SO ₄	
	T, K	°C	T, K	°C	T, K	°C	T, K	°C	T, K	°C
760	399,0	126,0	403,0	130,0	408,0	135,0	416,0	143,0	442,0	169,0
670	396,5	123,5	399,4	126,4	404,0	131,0	413,3	140,3	437,1	164,1
580	393,0	120,0	396,0	123,0	400,0	127,0	409,3	136,3	430,0	157,0
460	387,0	114,0	391,0	118,0	396,0	123,0	401,2	128,2	423,0	150,0

составляет 0,23-14,28 кРа, что свидетельствует о малой их летучести.

Температура кипения фосфорных кислот в зависимости от их концентраций и содержания свободной серной кислоты в интервале давлений 760-460 мм. рт.ст. колеблется в пределах 367-442К (табл. 5). Из данных табл. 5 видно, что при одной и той же концентрации ЭФК с увеличением содержания свободной серной кислоты температура её кипения повышается. Например, для упаренных ЭФК с концентрацией 44,87-44,93% P₂O₅, увеличение содержания H₂SO₄ от 3,36 до 7,27% при давлении 580 мм. рт.ст. приводит к повышению температуры кипения от 388,5 до 400 К.

Аналогичная зависимость наблюдается и при другом значении давления. Увеличение концентрации упаренных

ЭФК, независимо от содержания серной кислоты и давления, приводит к повышению температуры их кипения.

ЭФК, независимо от содержания серной кислоты и давления, приводит к повышению температуры их кипения.

Таким образом, на основании результатов лабораторных опытов можно сделать заключение о том, что увеличение количества добавленной серной кислоты к исходной ЭФК приводит к возрастанию плотности, вязкости и температуры кипения упаренных ЭФК. Упаренные ЭФК в пределах концентрации 34,41-

55,24% P_2O_5 и содержаниях серной кислоты от 2,62 до 8,45% обладают хорошими физико-химическими свойствами, что создает благоприятные условия для перекачки их из одного аппарата в другой и переработки в жидкие и твердые фосфорсодержащие комплексные удобрения.

Список литературы:

1. Кочетков С.П., Смирнов Н.Н., Ильин А.П. Концентрирование и очистка экстракционных фосфорных кислот. Иванов.:2007.-80-96с.
2. Борисов В.М., Ажикина Ю.В., Шпунт С. Я. Получение подвижной концентрированной фосфорной кислоты из магнийсодержащих руд // Исследование в области минеральных удобрений. Труды НИУИФа. -вып.226.-М.-НИУИФ.-1975.-с.207-208.
3. Методы анализа фосфатного сырья, фосфорных и комплексных удобрений, кормовых фосфатов М.М.Винник., Л.Н.Ербанова., П.М.Зайцев и др.-М.: Химия.-1975.-218с.
4. Практикум по физической химии.//Под редакцией проф., С.В.Горбачева.Высшая школа. - 1963.-554с.

УДК 622.7:553.411:622-17

© Мукадесова Е.Г., Хамдамов Р.Ш. 2013 г.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ ПРУДКОВЫХ ВОД ХВОСТОХРАНИЛИЩА

Мукадесова Е.Г., инженер ПТО ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК; **Хамдамов Р.Ш.**, начальник ПТО ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК

Минерально-сырьевая база XXI века характеризуется дальнейшим истощением месторождений с относительно хорошим качеством полезных ископаемых, что ведет к необходимости освоения природных и техногенных месторождений с бедным содержанием компонентов, разработка которых ранее считалась нецелесообразной. В настоящее время в НГМК активно решаются задачи, нацеленные на полное использование образующихся отходов (хвостов и техногенных отвалов) действующих добывающих предприятий с внедрением современных технологий. Исключением не стал и ГМЗ-2, входящий в состав НГМК.

С целью снижения производственных потерь за счет доизвлечения золота из прудковых вод хвостохранилища была построена и смонтирована на берегу прудка карты 1 II очереди хвостохранилища ГМЗ-2 локальная сорбционная установка (ЛСУ). Основу ЛСУ составляют две установленные рядом колонны, загруженные сорбентом – анионитом АМ-2Б или ее аналогами, применяемыми в технологическом процессе ГМЗ-2 (рис. 1).

Подача исходных растворов производится в нижнюю часть колонны при помощи насоса, слив растворов осуществляется из верхней части колонны через дренажные стаканы за счет напора, развиваемого насосом.

С целью снижения гидравлического сопротивления в колоннах и сокращения продолительно-

сти цикла насыщения сорбента его единовременная загрузка в каждой колонне составляет 9%. Энергоснабжение ЛСУ осуществляется от дизельной электростанции номинальной мощностью 200 кВт. Строится линия электропередачи протяженностью ≈ 35 км.

Ход опытно-промышленных работ по сорбционному выщелачиванию золота из прудковых вод хвостохранилища изначально был разбит на два основных этапа: первый этап – работа ЛСУ по схеме одноступенчатой сорбции, второй этап – работа



Рис. 1. Локально-сорбционная установка

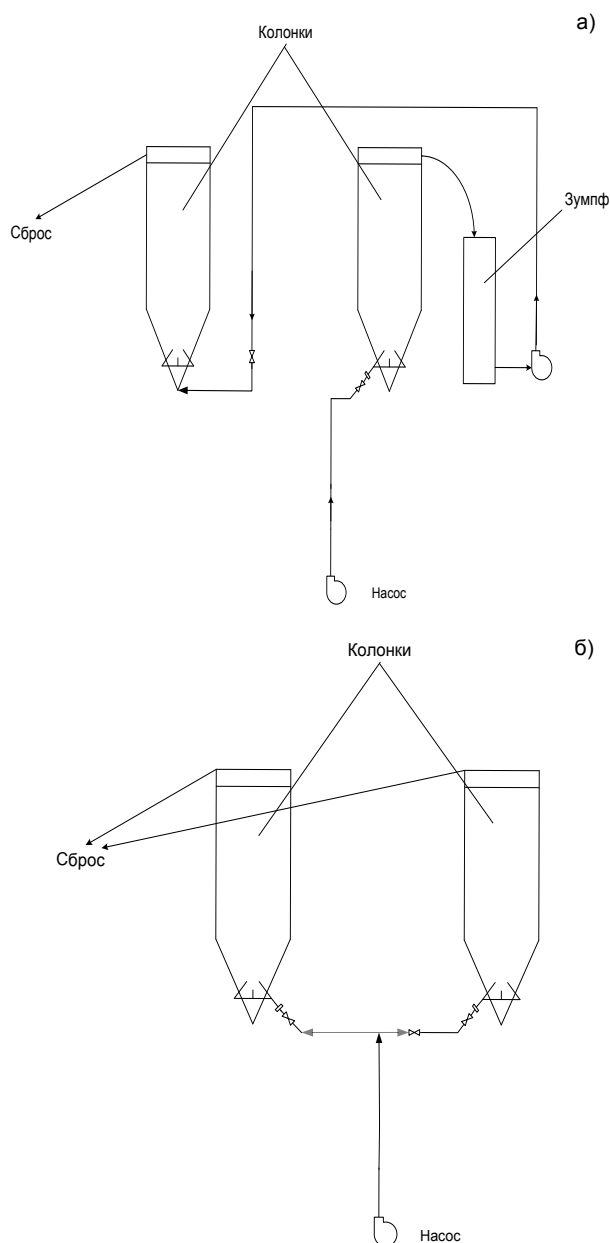


Рис. 2. Схема локально-сорбционной установки при параллельной (а) и последовательной (б) работе колонн

ЛСУ по схеме двухступенчатой сорбции. На первом этапе опытно-промышленных работ обе колонны работали параллельно независимо друг от друга в режиме максимального насыщения сорбента в каждой колонне (рис. 2, а). На втором этапе опытно-промышленных работ колонны ЛСУ работали по схеме двухступенчатой сорбции (рис. 2, б).

Первый этап работ проводился на протяжении 69 суток, в результате было достигнуто 3 полных цикла насыщения сорбента (табл. 1). Среднее время насыщения смолы при двухступенчатой сорбции составило 17 суток, а извлечение золота (общее по первой и второй ступени сорбции) возросло по сравнению с первым этапом работ в 1,5 раза.

В ходе первого этапа непрерывно проводились работы по повышению пропускной способности колонн по растворам. Так, при запуске обеих колонок было по одному растворному стакану и в начальный период стаканы оснащались нержавеющей сеткой с размерами отверстий 0,5x0,3 мм. Затем на обеих колоннах было установлено по четыре растворных стакана и все растворные стаканы оснащены полипропиленовой сеткой 0,4x0,4 мм. Данные мероприятия позволили повысить пропускную способность колонн по растворам с 90,5 м³/ч до 145 м³/ч.

Второй этап работ проводился на протяжении 51 суток, в ходе которого также было достигнуто 3 полных цикла насыщения сорбента. Среднее время насыщения смолы при одноступенчатой сорбции составило 43,3 суток, а извлечение золота составило немногим более 50%. Содержание золота в питании ЛСУ (прутковые воды) в течение этого периода изменялось на 40,6%.

В ходе второго этапа опытно-промышленных работ первый цикл насыщения сорбента составил 24 суток, получена первая партия насыщенной смолы, емкость которой составила 2,85 mg/g, что на 17,76% выше среднего результата по итогам первого этапа работ.

Таким образом, среднее извлечение золота из прудковых вод при работе ЛСУ по схеме одноступенчатой сорбции составило 52,44%.

Во время проведения обоих этапов исходное питание растворов оставалось на одном и том же уровне, однако в связи с тем, что схема работы двухступенчатой сорбции позволял вести во второй колонке доизвлечение золота из прудковых вод на «свежую» смолу (т.е. доизвлечение золота из более бедных растворов) цикл сорбции сократился на 26,3 суток.

Планируется расширение данной работы за счет построения дополнительных сорбционных колонн для большего извлечения золота.

Таблица 1

Основные показатели работы ЛСУ

Показатель	1 цикл насыщения	2 цикл насыщения	1 цикл насыщения	Итого за этап
№ колонны	1	2	1	
Продолжительность цикла, суток	45	61	24	43,33
Среднее извлечение Au из раствора, %	41,94	48,89	63,40	52,44
КИО колонны, ед	0,936	0,927	0,970	0,938

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ КОНТРОЛЬ ПРОИЗВОДСТВА – ЗАЛОГ ВЫСОКОГО КАЧЕСТВА

Холодова А.В., зам. начальника ЦЗЛ ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК; Бикулова О.Ю., инженер-технолог ЦЗЛ ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК

Совершенствование комплексного использования минерального сырья и максимального извлечения ценных компонентов технологических схем на гидрометаллургическом заводе № 2 (ГМЗ-2) Центрального рудоуправления НГМК, включающего в себя обогатительные и гидрометаллургические переделы, происходит за счет внедрения наиболее прогрессивной технологии, которое, в свою очередь, требует постоянного внимания и контроля технологов и специалистов завода за ходом производства. Значительное место в этой работе принадлежит технологам группы паспортизации руд и технологической группы Центральной заводской лаборатории (ЦЗЛ) ГМЗ-2, которыми выполняется большое количество научно-исследовательских работ, направленных на совершенствование технологии, снижение расхода реагентов, повышение качества продукции. Совершенствование технологии извлечения полезных компонентов требует все больше данных о вовлекаемых в переработку рудах. Исследованием технологических характеристик руды, поступающей в переработку на завод с карьера Мурунтау, занимается группа паспортизации руд. Основной задачей паспортизации руд является составление прогнозной и оперативной характеристики руды. На основании паспортных данных по плану горных работ и графику отгрузки на текущий месяц составляется справка по технологической характеристике руды, отгружаемой на завод из карьера. Опережающая паспортизация руд представляет прогнозные технологические показатели по переработке руд текущей добычи.

Паспортизация руд – это комплекс исследований технологических проб, характеризующих участки добычи руды в плане горных работ. Методика паспортизации руд играет роль экспресс-метода, позволяющего определить основные технологические показатели на отдельных переделах. Преимуществом схемы паспортизации является возможность варьирования параметрами процесса, изучения отдельных операций и свойств реагентов, набора статистических данных. Важными условиями успешной работы является фор-

мирование представительной технологической пробы, проведение исследований по регламентируемым параметрам с использованием технических реагентов и оперативное движение проб по операциям. По результатам исследований составляется паспорт на технологическую пробу. Существующая схема паспортизации руд предусматривает измельчение исходной рудной пробы в лабораторных стержневых мельницах до регламентируемого помола – 80% с содержанием класса крупности $-0,071$ мм, которая направляется на последующие операции. Исходная проба отбирается для химического анализа. Гравитационное обогащение, с целью извлечения свободного золота, выполняется на лабораторном шлюзе.

Гравитационный концентрат выводится из процесса и анализируется на содержание ценного компонента. «Хвосты» гравитации поступают на сорбционное цианирование с предварительным испытанием на цианопоглощение. Сорбционное выщелачивание моделируется в лабораторных пачуках с воздушным перемешиванием. Фактор противотока анионита и пульпы имитируется трехкратной заменой анионита через равные промежутки времени. Параллельно проводится рациональный анализ, целью которого является определение фазового состояния золота в технологической пробе.

Статистический набор данных по паспортизации руд позволяет охарактеризовать причину нарушения технологии, связанную с изменением качества отгружаемой руды, и выдать оперативную рекомендацию по ведению технологического процесса. Накопленные данные по паспортизации руд позволили сделать прогноз зависимости содержания золота в «хвостах» сорбции от глубины разработки месторождения, который должен быть учтен при переходе горных работ на нижние горизонты карьера.

Группа паспортизации руд также занимается исследовательскими работами по изучению технологичности руд других месторождений, отходов производства. Исследуются продукты переработки предприятий НГМК, проводится изучение возможности ис-



пользования в технологии различных реагентов.

Технологическая группа выполняет большой объём работы по контролю процессов в цехах измельчения, сорбции, регенерации, сгущения, отделения гравитации, и в цехе по производству фосфоритной продукции. Технологическую группу можно по праву назвать исследовательским центром, задачей которого является контроль и наладка работы технологического процесса, исследование и разработка новых и усовершенствование существующих технологических процессов, проведение научно-исследовательских работ, участие в работах по освоению проектных технологий и новой техники. Главная цель всех проводимых работ – это достижение заводом плановых показателей.

Работниками технологической группой, закрепленными за цехом сорбции, регенерации, осуществляется текущий оперативный контроль за технологическим процессом, ежедневно определяется гранулометрическая характеристика питания сорбции и коэффициент засоренности насыщенных смол, поступающих на завод с ГМЗ-1, ГМЗ-3, МЗИФ. Ежеквартально проводится опробование двух – трех цепочек сорбции, раз в год осуществляется полное опробование отделения регенерации с целью фактического отражения состояния технологии. Постоянно ведутся работы по испытанию анионитов и по их входному контролю. В каждом квартале определяется гранулометрический состав отрегенированных смол. Осуществляется большое количество исследований по оптимизации технологических процессов при возникновении в них нарушений. Проанализированы зависимости увеличения прокачки смолы на параметры процесса регенерации смолы. В отделении сорбции проведены исследования по одновременной загрузке смолы и определению влияния количества воздуха, подаваемого на перемешивание пульпы для процесса сорбционного выщелачивания. Совместно с группой паспортизации руд проведена работа по влиянию концентрации цианистого натрия и тонины помола на извлечение золота и серебра из пульпы.

В цехе измельчения технологической группой выполняется ежедневный контроль сливов классификаторов и гидроциклонов, коллекторов, контроль шаровой загрузки мельниц ММС и МШЦ. Регулярно проводится контроль работы гравитационного оборудования и опробования в отделении гравитации.

Реконструкция цеха измельчения с заменой классификаторов на гидроциклонные установки (ГЦУ) позволила значительно повысить технический уровень ГМЗ-2. Персонал технологической группы принимал участие в целой серии испытаний по внедрению ГЦУ и насосов фирмы Warman. При отработке схем гидроциклонирования в большом объеме проводились испытания по применению песковых насадок разного диаметра из различного материала, в процессе которых были определены и уточнены основные технические характеристики и параметры принятого на ГМЗ – 2 режима эксплуатации гидроциклонов. В ходе дальнейшей реконструкции цеха измельчения сделан ряд испытаний вводимого в эксплуатацию нового высокопроизводительного блока № 28, опробован блок № 22 в новой схеме, проведены испытания производительности мельничных блоков при загрузке шаров диаметром 120 мм. Осуществлены работы по изучению целесообразности применения разгрузочных решеток мельниц с различной шириной щели и по оптимизации процесса магнитной сепарации в отделении гравитации.

В цехе по производству фосфоритовой продукции, кроме работ по контролю технологии (определение гранулометрического состава, влажности и подготовки проб к определению содержания пятиоксида фосфора в различных фосфоритных продуктах), по результатам проведенных исследований, были определены основные характеристики продуктов (плотность, содержание твердой фазы, разжижение, влажность), разработана таблица плотностей для фосфоритовой продукции.

Таким образом, в нынешних условиях ЦЗЛ является важнейшим звеном, от которого в значительной степени зависит эффективность внедрения на ГМЗ-2 основных достижений технического прогресса.

УДК 622.64.001.2

© Мирсаидов Г.М., Аннакулов Т.Ж., Эргашов Р.Б., Юлдашов Ж.А. 2013 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРИМЕНЕНИЯ АЛЬТЕРНАТИВНОГО ВИДА ТРАНСПОРТА ПРИ ПЕРЕВОЗКЕ РУДЫ

Мирсаидов Г.М., доцент кафедры «Горная электромеханика» ТашГТУ, канд. техн. наук; Аннакулов Т.Ж., зав. кафедрой «Горная электромеханика» ТашГТУ; Эргашов Р.Б., магистр ТашГТУ; Юлдашов Ж.А., магистр ТашГТУ

Целью настоящей работы является исследование применения альтернативных видов транспорта при перевозке руды из карьера Мурунтау на ГМЗ-2. В качестве альтернативных видов транспорта рассматриваются конвейерный транспорт и ныне существующий железнодорожный транспорт. В качестве локо-

мотивов рассматриваются электровозы вместо применяемых тепловозов. Гидравлический транспорт не рассматривается в связи с отсутствием достаточного количества воды в регионе.

Применение конвейерного транспорта для данных условий является актуальным. Основным сдерживаю-

Таблица 1

Техническая характеристика конвейера

№ п.п	Параметры	Ед. измерения	Показатели
1	Ширина ленты	mm	1200
2	Производительность	t/h	2500
3	Скорость движения ленты	m/s	3,15
4	Мощность двигателя	kW	400
5	Тип ленты		РТЛ 1500
6	Напряжение питания	V	6000

щим фактором при использовании конвейерного транспорта на карьерах является предварительное измельчение руды до определенных размеров в зависимости от ширины ленты ленточного конвейера. В связи с тем, что руда на карьере, транспортируемая крутонаклонным конвейером (КНК-270), проходит дробление на дробильно-перегрузочном пункте ДПП (тип дробилки ДШЗ 1300/300), данный вопрос можно решать и для применения конвейерного транспорта от погрузочного пункта карьера Мурунтау до ГМЗ-2.

Применение конвейерного транспорта в рассматриваемых условиях для транспортировки руды от погрузочного пункта карьера до ГМЗ-2 является логическим завершением применения циклично-поточной технологии, применяемой на карьере. Предварительные расчеты показали, что при применении конвейерного транспорта для этих целей ширина ленты ленточного конвейера для обеспечения производительности до 40 млн. t в год будет порядка 1200 mm при скорости движения ленты порядка 3,15 m в секунду, что является оптимальной скоростью для таких конвейерных установок. Конвейер может быть установлен параллельно имеющейся железнодорожной линии с такими же углами (углами) установки, т.к. ГМЗ-2 находится ниже уровня поверхности карьера Мурунтау и движение груза в основном будет вниз по уклону. Уклон железнодорожных путей от карьера до ГМЗ-2 составляет

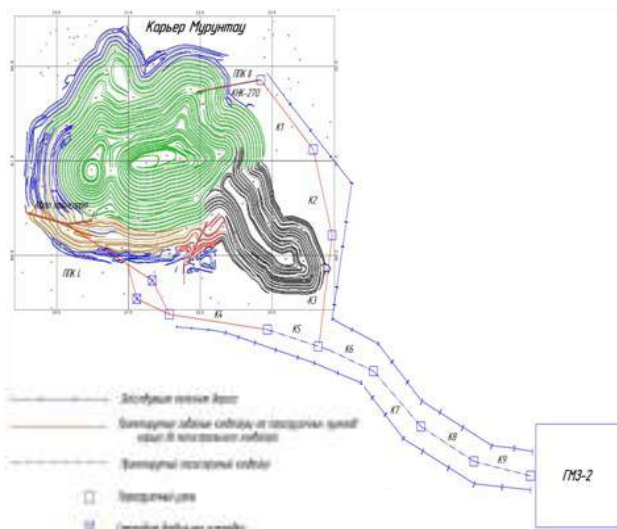


Рис. 1. Предлагаемая схема конвейерных установок

порядка 24% что соответствует порядка 1,5⁰ градусов (1,5⁰÷2⁰) с движением груза вниз (рис. 1).

Предварительный расчет конвейерных установок. Для транспортировки руды от карьера Мурунтау до ГМЗ-2 устанавливаются забойные конвейеры от перегрузочного пункта № 1 (ППК I): К4, от перегрузочного пункта № 2 (ППК II): К1, К2, К3 и магистральные конвейеры: К5, К6, К7, К8, К9.

Расчет забойного конвейера К3 от ППК II карьера Мурунтау до магистрального конвейера К6. Для расчета в качестве исходных данных принимаем: годовая производительность ППК II карьера по руде ≈ 14 млн. t/год; часовая производительность = 1603 t/h, g≈2,2 t/m³, размер кузова после дробления a_{max}≈350 mm, a_{ср}≈300 mm, угол установки конвейера с учетом рельефа местности ±2⁰, длина транспортировки – 700 m, карьер работает без выходных 364 дня в году.

1. Предварительно выбираем забойный конвейер типа КЛКЗ – 250 (табл. 1).
2. Определяем ширину ленты для обеспечения данной производительности:

$$B = 1,1 \left(\sqrt{\frac{Q}{C_d \cdot V \cdot \gamma}} + 0,05 \right) = 1,1 \left(\sqrt{\frac{1603}{550 \cdot 3,15 \cdot 2,2}} + 0,05 \right) = 768, \text{ mm};$$

где C_d = 340 - коэффициент производительности.

3. Ширина ленты по условию размещения максимального размера куса транспортируемого материала. B=3,3·Q_{max}=3,3·350=1155 mm.

Принимаем ширину по технической производительности конвейера и, исходя из условия размещения максимального размера куса транспортируемого материала, B=1200 mm. Тип ленты РТЛ-1500 с массой 1 m² равной 37 kg, и с разрывной прочностью на 1 mm равной 150 kgs.

Определяем погонный вес ленты:
q_л=G_л·B=37·1,2=44,4 kg/m.

4. Определяем погонный вес груза:
q=Q/3,6·V=1603/3,6·3,15=141 kg/m.

5. Определяем вес вращающихся частей роликов:
 - а) при диаметре роликов f=152 mm грузовой ветви:
g_{p 20} B+15=20·1,2+15=40 kg.
 - б) при диаметре роликов f=127 mm порожней ветви:
g_{p 20} B+5=20·1,2+5=30 kg.

Погонный вес роликов:
- грузовой ветви:
q_p=g_p 1 36,4 40/1,1 kg/m;
- порожней ветви:
q_p=g_p 1 13,7 30/2,2 kg/m;

$$W_{гр} = (q + q_{л} + q_{p}) \cdot L \cdot w \cdot \cos \beta \pm (q + q_{л}) \cdot L \cdot \sin \beta, \text{ kgs};$$

$$W_{гр} = (141 + 44,4 + 36,4) \cdot 700 \cdot 0,03 \cdot 0,9976 + (141 + 44,4) \cdot 700 \cdot 0,0034 = 4647 + 1198 = 5845 \text{ kgs};$$

$$W_{пор} = (q_{л} + q_{p}) \cdot L \cdot w \cdot \cos \beta \pm q_{л} \cdot L \cdot \sin \beta, \text{ kgs};$$

$$W_{пор} = (44,4 + 13,7) \cdot 700 \cdot 0,03 \cdot 0,9976 - 44,4 \cdot 700 \cdot 0,034 = 1217 - 1056 = 161 \text{ kgs}.$$

6. Приводим схему ленточного конвейера с указанием характерных точек (рис. 2).

Сопротивление на грузовой и порожней ветвях при W=0,03.

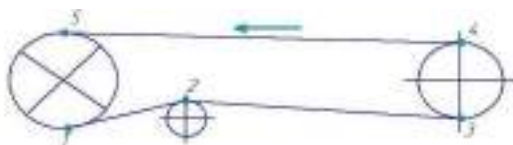


Рис. 2. Схема к расчету конвейера по «контур»

Определение натяжения в характерных точках ленты:

$$S5 = S1 \cdot e^{m\alpha};$$

$$1,1S1 + 5845 = S1 \cdot 12,35;$$

$$5845 = 12,35S1 - 1,1S1;$$

$$S1 = 520 \text{ kgs};$$

$$S2 = 1,04 \cdot S1 = 1,04 \cdot 520 = 540,8 \text{ kgs};$$

$$S3 = 1,04 \cdot S1 + W_{пор} = 540,8 + 161 = 701,8 \text{ kgs};$$

$$S4 = 1,06 \cdot S3 = 1,06 \cdot 701,8 = 744 \text{ kgs};$$

$$S5 = 1,1 \cdot S1 + W_{гр} = 1,1 \cdot 520 + 5845 = 6417 \text{ kgs}.$$

7. Определяем тяговое усилие:

$$W_o = K(S_{нб} - S_{сб}), \text{ kgs};$$

где $K=1,1$ – коэффициент потери на вредные сопротивления конечных конструкций.

$$W_o = 1,1(6417 - 520) = 6486, \text{ kgs}.$$

8. Определяем установочную мощность двигателя:

$$N_{уст} = K \cdot W_o \cdot V / 102\eta,$$

где K - коэффициент запаса мощности, $K=1,1$.

$$N_{уст} = 1,1 \cdot 6486 \cdot 3,15 / 102 \cdot 0,85 = 260, \text{ kW}.$$

По установочной мощности по каталогу принимаем асинхронный двигатель с короткозамкнутым ротором типа ВАО450S2 с мощностью $N=315 \text{ kW}$, на напряжение 6 kV .

9. Определяем удельный расход мощности:

$$\mathcal{E}_{ткм} = N_{уст} / QL = 260 / 1603 \cdot 0,7 = 0,23, \text{ kW.h/t.km}.$$

10. Разрывное усилие ленты:

$$S_{раз} = B \cdot P = 1200 \cdot 150 = 180 \text{ 000 kgs};$$

$$180 \text{ 000} / 6417 = 28.$$

Выбранная лента марки РТЛ 1500 удовлетворяет

условия по прочности.

Расчеты остальных конвейерных линий выполнены идентично выше указанным расчетом и сведены в табл. 2.

Сравнение тепловоза и электровоза в качестве локомотива. Применение железнодорожного (электровозного) транспорта, хотя и кажется перспективным, тем не менее необходимо основываться на существующий железнодорожно-тепловозный транспорт. В настоящее время железнодорожный путь от погрузочного пункта карьера до ГМЗ-2 имеет уклон порядка 20-24%, который нормально преодолевают тепловозы. Применение тепловозов в качестве локомотива при уклонах до 30 - тысячных считается экономически выгодным, чем электровозов, в связи с тем, что КПД тепловозов выше чем у электровозов (КПД электровозов находится в пределах - 16-18%, а КПД тепловозов порядка 24-26%). Применяемые тепловозы для транспортировки руды до ГМЗ-2 были ранее экономически обоснованы. Применение электровозов увеличит капитальные затраты на строительство тяговых подстанций опор и контактных сетей порядка на 35-40% по сравнению с существующим тепловозным транспортом. Необходимо еще раз проанализировать эффективность применения различных тепловозов с технической и экономической стороны, учитывая при этом существующие цены на оборудование и стоимости расходуемых энергий, и на основании технико-экономического сравнения принять окончательное решение в пользу конкретного вида транспорта. Логически, с высокопроизводительного непрерывного вида транспорта переходить на циклический вид (электровозный транспорт) транспорта - значит резко снизить производительность транспортной установки в целом. Этот узел перегрузки является узким звеном, которое требует своего решения. Считаем целесообразным вместо экскаваторного перегруза, где задействованы более 10 экскаваторов и локомотивосоставов установление дробильно-перегрузочных пунктов с конвейерными перегружателями (ДПП) и с погрузкой на конвейерный транспорт. Но в любом случае необходимо выполнить исследование и технико-экономический расчет обоих видов транспорта и на основании этих расчетов принять конкретное решение.

Таблица 2

Результаты расчетов конвейерных установок

Показатели	Забойные конвейеры от				Магистральные конвейеры до ГМЗ - 2				
	ППК II			ППК I					
	K1	K2	K3	K4	K5	K6	K7	K8	K9
Марка конвейера	КЛКЗ - 250	КЛКЗ - 250	КЛКЗ - 250	КЛКЗ - 250	КЛКМ - 400	КЛКМ - 400	КЛКМ - 400	КЛКМ - 400	КЛКМ - 400
Производительность, т/ч	2500	2500	2500	2500	4000	4000	4000	4000	4000
Ширина ленты, мм	1200	1200	1200	1200	1200	1200	1200	1200	1200
Скорость движения ленты, м/с	3,15	3,15	3,15	3,15	4,2	4,2	4,2	4,2	4,2
Длина конвейерной линии, м	1000	800	700	500	2000	3000	1000	2000	1000
Тип ленты	РТЛ 1500	РТЛ 1500	РТЛ 1500	РТЛ 1500	РТЛ 1500	РТЛ 1500	РТЛ 1500	РТЛ 1500	РТЛ 1500
Мощность привода, kW	400	400	315	400	400	500	315	400	315
Угол установки конвейера	+2°	+2°	+2°	+2°	-2°	-2°	-2°	-2°	-2°

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ВЗАИМОСВЯЗЬ ЭКСКАВАТОРНО-АВТОМОБИЛЬНОГО КОМПЛЕКСА НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

Абдурахманов К.К., начальник горного отдела Северного рудоуправления НГМК

В настоящее время на рудниках открытой добычи Восточный и Даугызтау эксплуатируются экскаваторы с объёмом ковша $4,6 \div 10 \text{ м}^3$ (рис. 1). В табл. 1 приведены технические параметры экскаваторного парка Сев. РУ.

При производстве выемочно-погрузочных работ погрузка горнорудной массы осуществляется в автосамосвалы грузоподъёмностью $45 \div 55 \text{ т}$ имеющегося парка УАТ (рис. 2).

Однако при выборе экскаваторно-автомобильного комплекса необходимо решать вопросы сравнения различного выемочно-погрузочного и транспортного оборудования с целью достижения высокой производительности и снижения энергоёмкости.

Практика функционирования различных сочетаний экскаваторного и автомобильного оборудования, результаты исследований по математическому моделированию оптимального сочетания технологических показателей экскаваторно-автомобильных комплексов, а также рекомендации фирм-производителей карьерных автосамосвалов показывают, что рациональные сочетания вместимости кузова автосамосвала V и ёмкости ковша экскаватора E находится в интервале значений:

По ёмкости кузова:

$$PK_1 = 1,2000V/E \cdot K_{н.к.}, \quad (1)$$

где: V - вместимость кузова автосамосвала, м^3 ;

E - ёмкость ковша экскаватора, м^3 ;

$K_{н.к.}$ - коэффициент наполнения ковша, в общем случае:

$$K_{н.к.} = 1,28 - 0,72d_{ср}. \quad (2)$$

При величине среднего диаметра взорванного куска в условиях карьеров месторождения «Кокпатав» $d_{ср} = 13,5 - 40 \text{ см}$ максимальный размер кусков породы колеблется от 40 до 76 см. Принимая $d_{ср} = 49 \text{ см}$, получаем $K_{н.к.} = 1,28 - 0,72 \cdot 0,49 = 0,9272$.

При величине среднего диаметра взорванного куска в условиях карьера месторождения «Даугызтау» $d_{ср}$ колеблется в пределах 6-10 см, максимальный размер кусков породы - от 30 до 56,8 см. Принимая $d_{ср} = 34 \text{ см}$, получаем $K_{н.к.} = 1,28 - 0,72 \cdot 0,34 = 1,0352$.

По грузоподъёмности:

$$PK_2 = M \cdot K_{раз.к.} / E \cdot K_{н.к.} \cdot \gamma_{ц}, \quad (3)$$

где M - грузоподъёмность автосамосвала, т ;

$\gamma_{ц}$ - плотность породы в целике $\text{т}/\text{м}^3$.

$K_{раз.к.}$ - коэффициент разрыхления взорванной горной массы в ковше экскаватора. В условия рудника открытой добычи Восточный месторождения



Рис. 1. Экскаваторный парк: а) RH -40E; б) ЭКГ-10; в) ЭКГ-8И



Рис. 2. Большегрузные автосамосвалы: а) CAT-777 б) БелАЗ-75570

«Кокпатас», $K_{раз.к} = 1,19 + 0,82 \cdot d_{ср}$ [3], т.е. $K_{раз.к} = 1,19 + 0,82 \cdot 0,49 = 1,5918$. В условиях рудника открытой добычи Даугызтау месторождения «Даугызтау», $K_{раз.к} = 1,19 + 0,82 \cdot d_{ср}$, т.е. $K_{раз.к} = 1,19 + 0,82 \cdot 0,34 = 1,4688$.

Область оптимальное сочетание грузоподъёмности автосамосвалов в комплексе с экскаваторным парком Северного рудоуправления приведены в табл. 2.

Оптимальное сочетание между V и E находится в пределах $P_k = 5 \div 7$ (среднее $P_k = 6$).

Таким образом, из расчета видно, что существующий парк автосамосвалов УАТ и ТЦ Даугызтау эффективно использовать только при вымочно-погрузочных экскаваторах типа RH 40E и ЭКГ-5А. Для больших электрических экскаваторов ЭКГ-10 и ЭКГ-8И, исходя из технической характеристики и при разработке вскрышных уступов $H_u = 10$ м, необходимо закрепить большегрузные автосамосвалы в пределах грузоподъёмности автосамосвалов 77 – 112 т.

Преимущества использования в карьере самосвалов большой единичной мощности связаны, в первую очередь, с уменьшением численности обслуживающего персонала и повышением безопасности транспортных работ.

Актуальным направлением дальнейшего развития карьерного автотранспорта на карьерах с большими объемами горных работ является увеличение средней единицы грузоподъёмности при одновременном сокращении парка эксплуатируемых машин, что позволяет снизить затраты за счет снижения транспортных расходов.

В настоящее время проектным институтом «O'zGEORANGMETLIT» перепроектируются карьеры сульфид-

ных руд на основе «Пересчета запасов месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау» с учетом изменения цен на одну унцию металла. При этом финальные формы карьеров значительно расширяются и увеличи-

Таблица 1

Технические параметры экскаваторов

№ п/п	Технические параметры	Экскаваторный парк			
		RH -40E	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И	ЭКГ-10
1	Емкость ковша, м ³	4,6	5	8	10
2	Наибольший радиус черпания на уровне стояния $R_{ч.у.}$, м	10	9,04	12,2	12,6
3	Наибольший радиус черпания $R_{ч.макс.}$, м	10,47	14,5	18,2	18,4
4	Наибольший радиус разгрузки $R_{р.макс.}$, м	8,8	12,65	16,3	
5	Высота разгрузки при наибольшем радиусе разгрузки, м	4,8	4,8	6,1	
6	Наибольшая высота черпания $H_{ч.макс.}$, м	10,93	10,3	12,5	
7	Наибольшая высота разгрузки $H_{р.макс.}$, м	8	6,7	9,2	8,6
8	Радиус вращения кузова $R_{к.}$, м	4,35	5,25	7,62	7,78
9	Ширина кузова, м	4,05	5	6,5	
10	Высота кузова от поверхности земли, м	5,25	5,47	8,1	14,6
11	Просвет под поворотной платформой, м	0,9	1,85	2,775	2,765
12	Длина гусеничного хода, м	6,03	6,855	7,95-8,23	
13	Ширина гусеничного хода, м	4,55	5,24	6,98	
14	Ширина гусеничной цепи, м	0,75	0,9	1,4	1,1-1,4
15	Рабочая скорость передвижения, km/h	2,45	0,54	0,45	0,7
16	Уклон, преодолеваемый при передвижении, grad	16	12		
17	Среднее удельное давление на грунт при передвижении, МПа	0,129	0,215	0,199	0,278
18	Максимальное усилие на блоке ковша, кН	550	500	784	980
19	Продолжительность цикла, s	20	23	26	
20	Масса экскаватора с противовесом, t	101,6	196	370	405-410

Таблица 2

Область оптимального сочетания грузоподъёмности автосамосвала в комплексе с экскаваторным парком

Экскаваторы	Вместимость ковша, E m ³	Расчетный вместимость кузова автосамосвала, V м ³	Расчетный грузоподъёмность, одного автосамосвала t	Среднее расчетное количество ковшей на загрузку одного автосамосвала, ПК.	Среднее плотность породы в целике t/m ³	Среднее коэффициент наполнения ковша экскаватора (IV-категория)	Среднее коэффициент разрыхления взорванной горной массы (IV-категория)
Рудник открытой добычи Восточный							
ЭКГ -10	10	46,36	96,11	6	2,75	0,9272	1,5918
ЭКГ -8И	8	37,08	76,89	6	2,75	0,9272	1,5918
ЭКГ-5А	5	23,18	49,28	6	2,82	0,9272	1,5918
RH 40E	4,6	21,32	45,33	6	2,82	0,9272	1,5918
Рудник открытой добычи Даугызтау							
ЭКГ -10	10	51,76	112,06	6	2,65	1,0352	1,4688
ЭКГ -8И	8	41,41	89,65	6	2,65	1,0352	1,4688
ЭКГ-5А	5	25,88	56,45	6	2,67	1,0352	1,4688
RH 40E	4,6	23,81	51,94	6	2,67	1,0352	1,4688

Таблица 3

Технические характеристики автосамосвалов Б-7555В, САТ-777 и Б-7557

Наименование параметров	Ед. изм.	БелАЗ - 7555В	САТ-777	Б-7557
Грузоподъёмность	t	55	90	90
Геометрический объём кузова	m ³	22	42,1	37,7
Объём кузова с «шапкой»	m ³	31,3	54,1	53,3
Двигатель	модель	КТТА-19С	3508В EUI	CUMMINS QST30-С
Число цилиндров	ед.	6	8	12
Мощность	kW	515	746	783
Габаритные размеры:				
-длина	mm	8890	10300	10350
-ширина по зеркалам	mm	5240	6100	5900
-высота по козырьку платформы	mm	4700	4930	5340

ваются объёмы разработки горной массы.

В настоящее время технологический транспорт УАТ и ТЦ Даугызтау представлен карьерными автосамосвалами: БелАЗ-7555В (55 t) – 77 единиц, БелАЗ-7547,7548 (42-45 t) -29 единиц, HD465 Komatsu (55 t)-6 единиц, TR-60 (55 t) -1 единица. Карьерный экскаваторный парк представлен: ЭКГ -10 (V_к =10 m³) – 2 единицы, ЭКГ -8И (V_к =8 m³) – 3 единицы,

ЭКГ -5А (V_к =5 m³) -11 единиц, RH -40E (V_к =4,6 m³) – 10 единиц. В конце 2012-2013 гг. планируется приобретение дополнительно ЭКГ - 10 (V_к =10 m³) – 2 единицы.

Всего в 2013 г. в эксплуатации будут находиться 7 ед. больших экскаваторов типа ЭКГ -10 и ЭКГ -8И (25% от экскаваторного парка).

Для достижения высокой производительности, снижения энергоёмкости оптимизации горноподготовительных работ целесообразно приобретение большегрузных автосамосвалов грузоподъёмностью 90-100 t, для оптимизации сочетания грузоподъёмности автосамосвала в комплексе с экскаваторами ЭКГ-10 и ЭКГ 8И.

В качестве большегрузных автосамосвалов предлагается приобретение автосамосвалов САТ-777 и БелАЗ -75570 грузоподъёмностью 90 t.

Сравнительные испытания на карьере Мурунтау большегрузных автосамосвалов САТ -785В грузоподъёмностью 136 t фирмы «Caterpillar» и БелАЗ-7519 грузоподъёмностью 110 t показали, что производительность импортных машин в 1,5 раза выше, продолжительность работы на линии более продолжительна (в 1,4 раза), что объясняется их более высокой надёжностью (табл. 3).

Однако опыт приобретения и эксплуатации дорогостоящего импортного транспортного оборудования имеет свои минусы и не всегда оправдывает желаемые результаты.

Фактическая производительность импортного оборудования в ряде случаев оказалась ниже рекламируемой, стоимость запасных частей и затраты на сервисное обслуживание импортного оборудования значительно выше, чем для отечественных машин.

Создание и внедрение в последние годы мощных автосамосвалов ПО «БелАЗ» в различных комплектациях по дизельным приводам предусматривает возможность их эксплуатации в различных климатических и горно-геологических условиях.

Учитывая увеличение глубины карьеров, увеличение расстояния транспортировки горной массы и возросшие объёмы горных работ, целесообразно рекомендовать проведение в условиях карьеров месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау» промышленных испытаний большегрузных автосамосвалов САТ -777 и БелАЗ -75570 грузоподъёмностью 90 t на горноподготовительных работах.

ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ БУРОВОГО ПАРКА СЕВЕРНОГО РУДОУПРАВЛЕНИЯ НГМК

Авдеев М.А., инженер горного отдела Северного рудоуправления

При открытой разработке скальных месторождений практически все горные работы ведутся с предварительным рыхлением пород взрывным способом, что требует применения высокопроизводительной буровой техники. На выбор буровой техники влияют горно-геологические условия, масштаб месторождения, параметры системы разработки, физико-механические свойства горных пород (рис. 1-3, табл. 1-3).

Рудные залежи месторождения «Кокпатас», разрабатываемое карьерами рудника открытой добычи Восточный Северного рудоуправления НГМК, расположены на площади 98 км² и имеют характер разрозненных, различной по мощности рудных тел. Вмещающие породы представлены в основной своей массе метаморфизованными осадочными породами с категорией буримости X-XV по шкале ЦБНТ. С целью полноты оконтуривания рудных тел, улучшения представительности проботбора, при осуществлении бурения на карьерах, отработывающих это месторождение, применяют в основном рудные уступы высотой 5 м и с сеткой скважин 3,5·3,5, где доля бурения по данным параметрам составляет 60-70%. Особенность разработки месторождения «Кокпатас» обусловлена еще и тем, что отработка данного месторождения осуществляется группой небольших по мощности карьеров (табл. 1), образуя, тем самым, стесненные условия их эксплуатации.

Немаловажный фактор, требующий особого внимания к разработке месторождения и вынуждающий вести одновременную отработку сразу на нескольких карьерах, связан с требуемым качеством и химическим составом отгружаемой руды на ГМЗ-3. Это связано с обогащением руды по технологии биоокисления, которая достигается путем усреднения на пункте погрузки руды рудника, а исходными данными для доведения до необходимого качества является анализ отобранных буровых проб.

Все вышеуказанные условия разработки выдвигают определенные требования к буровым установкам, эксплуатируемым на месторождении, на основании которых был сформирован действующий буровой парк рудника Восточный (рис. 1).

Тяжелые буровые станки типа

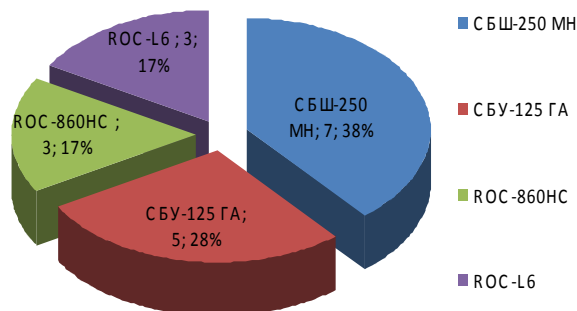


Рис. 1. Эксплуатируемые буровые установки

Таблица 1

Объемы горных работ на 2012 г. по карьерам рудника открытой добычи Восточный месторождения «Кокпатас», тыс. м³

№ п/п	Карьер	Объем
1	Широтный-4	124
2	Юго - Восточный	728
3	Сульфидный-1	270
4	Карашохо 1+2-3	751
5	Восточный	2282
6	Ближний -Приконтактный	1619
7	Придорожный	1062
8	Северо -Западный-2	112
9	Дайковый 1+2	725
10	Южный-1	7427
11	ОПО 9 минерализ. зона	309
12	Участок Известковый	351

Таблица 2

Себестоимость буровых работ

Буровые станки	Ед.изм	Общая себестоимость	Себестоимость на расходы электричества, дизельного топлива	Себестоимость на ГСМ	Себестоимость без учета топливно энергетических ресурсов, ГСМ
СБУ	сум/п.м	17220,87	217,91	25,32	16977,64
СБШ	сум/п.м	17798,13	447,33	34,33	17316,47
ROC-860, L6	сум/п.м	20157,65	3317,73	303,68	16536,24

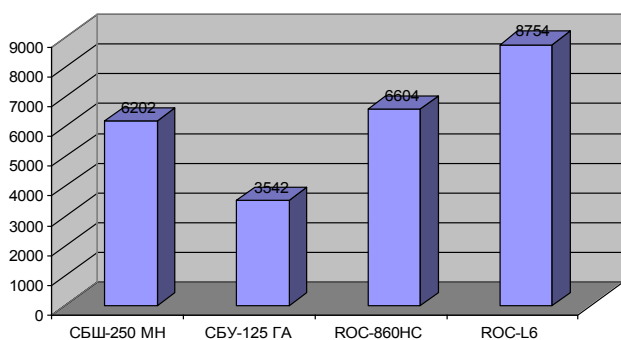


Рис. 2. Производительность буровых установок



Рис. 3. Общий вид бурового станка Pit Viper 235

Таблица 3

Технические характеристики буровых станков

Техническая характеристика	Pit Viper 235	Pit Viper 271/275
Номинальный диаметр скважины, мм	152–251	250–270
Усилие подачи, kgs	29 500	34 020
Скорость подачи/подъема, м/мин	42,7/61,6	38,6/48,2
Крутящий момент, Н-м/при частоте вращения, об/мин	11 524/100 4250/200	12 200/110 8794/150
Максимальная глубина бурения, м	64	60 /16,8-32; 60
Мощность палубного двигателя, л.с. (kW)	540–800 (403–597)	755–760 (555–559)
Компрессор: производительность, м³/мин/давление, бар.	34-54/7,6 35-41/24	53,8–74,6/7,6 41,1/24,1
Буровые трубы: диаметр, мм/длина, м	116–203/ 10,7–12,2	193,203,219/7,6 (16,8-для однозаходного) (PV 271) 194,203,219/12,2 (PV 271)
Рабочая масса станка, t	63	80

СБШ -250МН задействованы только на относительно крупных карьерах в условиях стабильного электроснабжения и постоянным фронтом работ: Южный-1, Юго-Восточный, Восточный, Ближний – Приконтактный. А на всех остальных маломощных карьерах, где требуется мобильность и высокая производительность буровых станков, работа на небольших площадях, в зависимости от электроснабжения, применяются легкие буровые станки типа СБУ-125 ГА и ROC -860, L6.

Рассматривая перспективу развития бурового парка в условиях рудника Восточный и, исходя из результатов эксплуатации буровых станков в 2012 г., видно, что буровые станки ROC-860HC, ROC-L6 более производительные, чем СБШ-250 МН и СБУ-125 ГА (рис. 2).

Стойкость инструмента буровых станков ROC-

860HC, ROC-L6, несмотря на их высокую стоимость, значительно выше по сравнению со станками СБШ, СБУ-125. Все эти факторы, а также материальные затраты, оплата труда, амортизация и т.д., в конечном итоге, определяют себестоимость бурения, которая для станков ROC-L6, ROC-860HC в 2011 г. составляет 20157,65 сум/п.м, СБУ-125ГА - 17220 сум/п.м и СБШ-250МН- 17798,13 сум/п.м. Предварительные результаты по затратам на бурение складываются не в пользу буровых станков ROC-L6, ROC-860HC, но, рассматривая затраты в более раскрытом виде, видно, что значительные расходы на бурение, увеличивающие себестоимость, образуются за счет потребления топливо-энергетических ресурсов (табл. 2).

В дальнейшем при осуществлении обновления бурового парка в условиях месторождения «Кокпатас», учитывая, что отказаться от буровых станков с дизельным приводом ROC-860, L6 не представляется возможным из-за имеющих в эксплуатации маломощных карьеров с отсутствием электрооборудования, возникает необходимость в замене буровых станков, работающих от электропривода, т.е. СБШ-250МН и СБУ-125ГА. Альтернативой для замены морально и технически изношенных буровых станков, работающих от электропривода, могут послужить более совершенные буровые станки фирмы Atlas Copco, представленной серией буровых станков на гусеничном ходу с верхним приводом Pit Viper 235, 275 для бурения скважин составным ставом и Pit Viper 271 для однозаходного бурения. Станки предназначены для вращательного и пневмоударного бурения. Они могут оснащаться дизельным или электрическим приводом (рис. 3, табл. 3). Буровые станки включают следующие усовершенствования: дистанционное управление, GPS-навигация, улучшение комфорта. Станки способны использовать инструмент, аналогичный ROC-860, L6, и достичь столь же высокой производительности, при этом работая на электроприводе, что существенно снижает затраты на расход дизельного топлива и ГСМ. Перспектива использования данных буровых станков рассматривается и может реализоваться в 2013 г.

ПЕРСПЕКТИВЫ ПОВЫШЕНИЯ НАРАБОТКИ ФУТЕРОВОК МЕЛЬНИЦ ММС И МШЦ

Мартынов Д.В., зам. главного механика ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК; Кенжаев И.Х., инженер ОГМ ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК

Постепенное увеличение плана по переработке руды привело к необходимости проведения исследований надёжности работы измельчительного оборудования с целью повышения коэффициента его использования. Сокращение простоя оборудования, увеличение ходимости и надёжности составных узлов эксплуатируемого оборудования является приоритетной задачей инженеров любого предприятия. Вопросы снижения времени внеплановых простоев, детальный разбор причин отказов оборудования, минимизация различных факторов, влияющих на количество простоев и продолжительность времени восстановления основного оборудования, рассматриваются и анализируются. Задача повышения надёжности работы измельчительного оборудования на сегодняшний день становится весьма актуальной.

С самого начала эксплуатации завода не прекращались работы по увеличению времени ходимости (наработки) футеровочных плит в мельницах. Этот фактор, наряду с прочими, диктует годовую производительность производства. В направлении увеличения сроков ходимости футеровок были испробованы различные варианты изменения профиля, формы, компоновки, расположения лифтеров и крепежных элементов, химического состава литья. Как правило, испытания проводились одновременно на нескольких единицах оборудования.

В частности, рассмотрим результаты работы футеровок периферии мельниц ММС 70x23А (рис. 1), повсеместно внедренных начиная с 2005 г. на всех мельницах ММС70x23А, эксплуатируемых в подразделениях НГМК на двух конкретных мельничных блоках, где срок службы футеровок резко контрастирует.

Мельничный блок № 1 ММС 70x23А № 1 – пери-

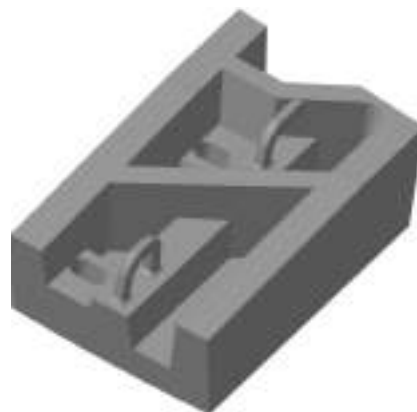


Рис. 1. Футеровка периферии ММС 70x23А

од работы 16.05.2011 – 26.12.2011 гг. Межремонтный пробег составил 5174 h, при нормативной ходимости футеровок, эксплуатируемых в аналогичных условиях, - 4300 h, т.е. выше среднего на 800 h (рис. 2, а).

Мельничный блок № 16 ММС 70x23А № 34 – период работы 17.07.2011 – 17.12.2011 гг. Межремонтный пробег составил 3247 h, при нормативной ходимости футеровок, эксплуатируемых в аналогичных условиях, - до 3900 h, т.е. ниже среднего более чем на 500 h (рис. 2, б).

Как видно из фотографий, внешнее состояние броней не сильно отличается друг от друга, но при этом ходимость футеровок на мельнице № 1 на порядок выше. Для выяснения причин такого существенного отклонения от средней ходимости был проведен химический анализ литья, используемого для изготовления данных футеровок.

Средние показатели химического состава футеровок по нескольким образцам показаны в табл. 1, из которой видно, что оба варианта значительно отличаются от требований ГОСТа, но футеровки мельницы № 34 фактически отработали дольше футеровок мельницы № 1 на 1900 h.

При проведении сравнительного анализа обращено внимание на процентное содержание в составе литья футеровок обеих мельниц марганца и кремния. В первом случае (ММС 70x23А № 34 – 3247 h) содержание марганца выше, при

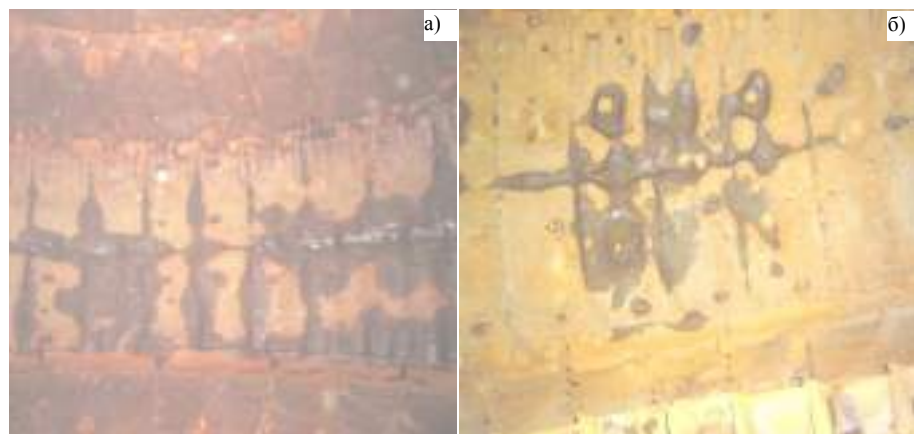


Рис. 2. Внешнее состояние футеровок на мельничных блоках № 1 (а) и № 16 (б)

Таблица 1

Показатели химического состава футеровок по нескольким образцам

Элементы Футеровки	Углерод С, %	Кремний Si, %	Марганец Mg, %	Фосфор P, %	Сера S, %	Хром Cr, %	Молибден Mo, %	Никель Ni, %	Медь Cu, %
ГОСТ 977-88	0,9-1,4	0,8-1	11,5-15	До 0,12	До 0,05	До 1	-	До 1	До 0,3
ММС 70x23А № 34	0,995	0,442	12,643	0,0710	0,01	0,558	0,057	0,163	0,124
ММС 70x23А № 1	0,996	0,542	11,85	0,0734	0,0082	0,618	0,05	0,236	0,152

Таблица 2

Показатели химического состава футеровок мельницы № 64

Элементы Футеровки	Углерод С, %	Кремний Si, %	Марганец Mg, %	Фосфор P, %	Сера S, %	Хром Cr, %	Молибден Mo, %	Никель Ni, %	Медь Cu, %
ГОСТ 977-88	0,9-1,4	0,8-1	11,5 - 15	До 0,12	До 0,05	До 1	-	До 1	До 0,3
ММС 90x30А № 64	0,973	0,457	12,183	0,063	0,009	0,503	0,037	0,20	0,167

этом доля кремния в сплаве ниже. Во втором случае (ММС 70x23А № 1) отмечается обратная ситуация. Возможно, именно данная разница в содержании марганца и кремния в составе литья, используемом для изготовления данных футеровок послужила причиной разницы в их ходимости.

Ещё одним аргументом в пользу данного предположения является результат химического анализа футеровок мельницы ММС 90x30А № 64, также от-

личившихся достаточно низкой ходимостью футеровок периферии, а именно - 3030 h, при нормативной ходимости до 4000 h (табл. 2).

С целью подтвердить или опровергнуть данное предположение в начале 2013 г. планируется изготовить несколько комплектов футеровок периферии с максимальным содержанием кремния и минимальным содержанием марганца в пределах ГОСТа с последующим их испытанием на мельницах ММС.

УДК 622:621.311

© Каршибаев А.И. 2013 г.

ПОВЫШЕНИЕ УРОВНЯ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ И ОПЕРАТИВНОГО ПЛАНИРОВАНИЯ ЭЛЕКТРОПОТРЕБЛЕНИЯ НА ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

Каршибаев А.И., ст. преподаватель кафедры «Электроэнергетика» НГГИ, канд. техн. наук

В изменяющихся условиях работы горных предприятий анализ электропотребления с целью оценки затрат электроэнергии является важным звеном в вопросах повышения энергоэффективности. Для исследования и планирования электропотребления, разработки методики нормирования расхода электроэнергии необходимо установление энергоёмкости технологических процессов основного энергопотребляющего оборудования [1-3].

Основными потребителями электрической энергии при открытой добыче руды являются конвейерный транспорт, экскаваторы и буровые станки. Установление и использование энергетических характеристик является трудоёмкой задачей из-за большого количества машин и механизмов, имеющих различные конструктивные особенности и режимы работы. Поэтому для анализа и планирования электропотребления при добыче руды целесообразно определить

закономерности электропотребления в целом по карьерам и рудникам. Для практического использования энергетических характеристик необходимо совместно с показателями электропотребления рассматривать показатель, характеризующий процесс производства, такой как объем горной массы.

Расход электроэнергии при открытых горных работах состоит из двух составляющих: постоянной, не зависящей от величины выпуска продукции, и переменной, в первом приближении прямо пропорциональной величине выпуска продукции. Поэтому при анализе и нормировании электропотребления важную роль играют энергетические характеристики, которые выражают зависимость электропотребления от количества выпускаемой продукции.

При планировании электропотребления на перспективу необходимо учитывать изменение удельного расхода электроэнергии при проведении мероприятий по экономии электрической энергии.

В результате обработки данных об электропотреблении и объемах производства получена модель удельного электропотребления для карьера Мурунтау, имеющая выражение:

$$\omega = 0,87 - 3,73 \cdot 10^{-6} Q, \quad (1)$$

где ω – удельное электропотребление, $\text{kW} \cdot \text{h} / \text{m}^3$;

Q – объем горной массы, тыс. m^3 .

В настоящее время планирование электропотребления ведется по утвержденной норме удельного расхода электроэнергии, не учитывающей изменение удельного электропотребления при отклонении объемов производства в отчетном периоде по сравнению с плановым.

Утвержденная плановая норма на разработку горной массы карьера Мурунтау показана на рис. 1 прямой 1 – $\omega = 0,78 \text{ kW} \cdot \text{h} / \text{m}^3$ – «точечное» планирование.

Более целесообразно планировать норму расхода электроэнергии в зависимости от объема производства в соответствии с полученной энергетической характеристикой показанной на рис. 1 прямой 2 – $\omega = 0,87 - 3,73 \cdot 10^{-6} Q$ – «областное» планирование.

В результате выполнения производственной программы за отчетный период производственные объемы имеют определенную вариативность и не всегда могут совпадать с плановыми, в связи с чем должен быть скорректирован нормативный удельный расход электроэнергии.

Так, в рассматриваемом примере при запланированном объеме добычи горной массы существующая плановая норма удельного электропотребления – $\omega = 0,78 \text{ kW} \cdot \text{h} / \text{m}^3$ (точка В).

К примеру, в результате осуществления производ-

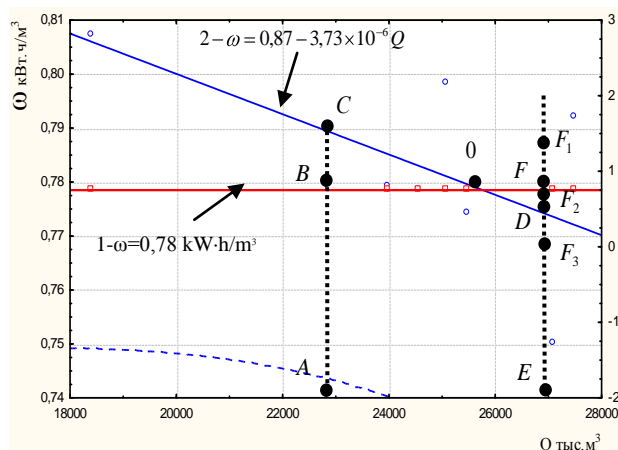


Рис. 1. Схема планирования и отчетности за электропотребление по «точечным» (1) и «областным» (2) оценкам

ственной программы за определенный период года добыча горной массы составила определенный объем (точка E). В этом случае нормативное плановое удельное электропотребление следует скорректировать (точка D $\omega = 0,775 \text{ kW} \cdot \text{h} / \text{m}^3$). Фактическое удельное электропотребление может составить значения, соответствующие точкам F_1, F_2, F_3 .

При фактическом удельном электропотреблении F_1 план по электропотреблению не выполнен. При фактическом удельном электропотреблении F_2 имеется экономия электроэнергии против запланированной по «точечным» оценкам (точка F). С учетом имеющейся закономерности снижения удельного электропотребления при увеличении объемов производства нормируемое удельное электропотребление должно быть скорректировано (точка D). Таким образом, фактически происходит перерасход электроэнергии. И только при электропотреблении, соответствующем точке F_3 имеется достоверная экономия электроэнергии.

Аналогичное рассуждение и соответствующие оценки могут быть проведены также при условии выполнения объемов производства за отчетный период меньше или больше плановых. В этом случае для достоверного анализа плановые нормы электропотребления следует скорректировать по сравнению с запланированными по «точечному» планированию.

Таким образом, планирование электропотребления с учетом влияния на электропотребление объема добычи горной массы приводит к повышению точности планирования и отчетности за электропотребление, что, в свою очередь, обеспечит более адекватный анализ электропотребления и принимаемые меры по повышению энергоэффективности.

Список литературы:

1. Никифоров. Г.В. Пути повышения эффективности использования электропотребления в промышленном производстве. Промышленная энергетика- 1999. №3.
2. Олейников В.К., Никифоров. Г.В. Анализ и управление электропотреблением на металлургических. Магнитогорск - 1999.
3. Ляхомский А.В., Фащиленко В.Н., Перфильева Е.Н., Дьячков Н.Б. Вопросы повышения энергоэффективности предприятия минерально-сырьевого комплекса. // Научно-аналитический и производственный журнал «Горное оборудование и электромеханика», 1/2009 стр.56.

ВНЕДРЕНИЕ СОВРЕМЕННЫХ АВТОМАТИЗИРОВАННЫХ СИСТЕМ УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ

Николайчук Д.В., главный приборист - начальник ЦЛ КИПиА Северного рудоуправления НГМК

Июль 2008 г. ознаменовался большим событием как для Северного рудоуправления, так и для всего НГМК в целом - на ГМЗ-3 запущена новая технология окисления сульфидных руд месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау» методом биоокисления.

Новая технология «биоокисление» подразумевает целый комплекс вновь вводимых технологических переделов, таких как отделение флотации, цеха биоокисления, сорбции «КЕМИКС» и компрессорной станции, в которых задействовано сложное технологическое оборудование, требующее постоянного контроля со стороны обслуживающего персонала.

Для удобства ведения технологического процесса с соблюдением всех регламентированных показателей компанией, ведущей проектные и шефмонтажные работы, «Инженеринг Доберсек» были внедрены проектные решения, позволяющие вести дистанционно с автоматизированного рабочего места (АРМ) оператора как контроль, так и управление всем технологическим процессом, что существенно упрощает ведение процесса и достижение оптимальных режимов работы как технологического оборудования, так и технологического процесса.

На сегодняшний день такие высокотехнологичные процессы как флотация и биоокисление немыслимы без современных комплексов технических средств (КТС) автоматики. Основным критерием характеризующим КТС горно-обогатительных производств является надежность, предъявляемая как к приборному парку нижнего уровня (оборудования КИПиА), так и к техническим средствам верхнего уровня (АСУТП).

На стадии проектирования автоматизированных систем под новую технологию были привлечены зарубежные производители оборудования КИПиА и АСУТП.

После запуска I-ой очереди «биоокисление» остро встал вопрос о подготовке собственных специалистов по программированию новых контроллеров. На тот момент в республике не было ни одного центра по подготовке программистов-контроллеров «Siemens». На начальном этапе обучение проходило в Московском учебном центре компании «Siemens», первые группы специалистов - «студентов» - успешно прошли курсы программирования «ST-7 PRO 1», «ST-7 PRO 2», получили сертификаты и уже с полученным багажом знаний приступили к эксплуатации новых систем.

На сегодняшний день специалисты проходят под-

готовку по направлениям «ST-7 PRO 1»; «ST-7 PRO 2»; «WINCC» «FLEXIBLE» в учебном центре представительства «SIEMENS» в г. Ташкенте. За первые 3 года только от Северного рудоуправления курсовое обучение программированию прошли около 20 специалистов КИПиА и АСУТП.

ГМЗ-3 с технологией «биоокисление» стал первым серьезным испытанием для технического персонала рудоуправления, обслуживающего новые системы АСУТП. В 2010 г. начались промышленные испытания высоко интегрированной АСУТП, построенной на базе микропроцессорной техники «Siemens» рудообогатительного комплекса рудника Восточный, с привлечением разработчиков данной системы компании «Интегра-групп», где уже специалисты НГМК, в тесном контакте с зарубежными специалистами, производили пуско-наладочные работы рудо-сепарационного комплекса.

Так, с каждым вводом нового объекта в эксплуатацию технические специалисты, обслуживающие автоматизированные системы, получили бесценный опыт по обслуживанию современной микропроцессорной техники, который успешно применили в пуско-наладочных работах, проводимых в рамках поэтапного технического перевооружения действующих мощностей Цеха по производству серной кислоты, где уже специалисты рудоуправления и Центральной лаборатории КИП и А НГМК самостоятельно разработали и внедрили АСУТП с программным продуктом, выполненным на языке программирования «STEP-7», и системы визуализации «WINCC FLEXIBLE».

Сегодня такие производства как ГМЗ-3, Цех по производству серной кислоты и рудообогатительный цех рудника Восточный являются новаторами в области автоматизированных систем управления технологическими процессами, где применяется интегрированная архитектура управления производством, построенная на контроллерах «SIMATIC S7» и приборном парке с выходным сигналом международного стандарта 4-20 mA.

Технологии производства средств автоматизации не стоят на одном месте, они прогрессируют и развиваются во всех направлениях как в области средств измерения, так и в области обработки и передачи данных. На рынке появляются более новые приборы, более мощные контроллеры и задачи специалистов-определять наиболее эффективные технологические средства, и способствовать внедрению их в техноло-

гические процессы производства.

Так начинается эра беспроводных технологий «Wireless», передачи данных от первичного датчика к контроллеру по протоколам HART, Fieldbus, Modbus, что значительно уменьшает использование кабельной продукции и это очень важно для реализации проектов по автоматизации на таких объектах, как полигоны подземного выщелачивания Геотехнологического

рудника, где сетка скважин ПВ достигает в длину 1,5-2 km.

Также, используя радиомодемы малой мощности, можно передавать данные с полигона ПВ на АРМ оператора локально-сорбционной установки, а затем через GSM и CDMA модемы «перекачивать» на АРМ диспетчера рудника, где в режиме «ON-Line» можно контролировать технологические процессы всего рудника.

УДК 622.242:621.81

© Эгамбердиев И.П., Муминов Р.О., Бойназаров Г.Г. 2013 г.

ИССЛЕДОВАНИЯ ДИНАМИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ВРАЩАТЕЛЬНО-ПОДАЮЩЕГО МЕХАНИЗМА БУРОВОГО СТАНКА

Эгамбердиев И.П., доцент кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, канд. техн. наук; **Муминов Р.О.**, ассистент кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, канд. техн. наук; **Бойназаров Г.Г.**, магистр НГГИ

В настоящее время наиболее массовыми станками, работающими на горных предприятиях, являются станки 2СБШ – 200, 2СБШ – 200Н (рис. 1), СБШ – 250МН. При бурении взрывных скважин в сложно-структурных горных массивах одним из основных недостатков, присущих шарошечному способу бурения, остается повышенная вибрация бурового става, что вынуждает машинистов эксплуатировать станки на режимах, заниженных по сравнению с рациональными. Вибрация вызывает образование усталостных трещин и поломку элементов конструкции, приводит к выходу из строя установленного на раме станка оборудования, оказывает вредное воздействие на обслуживающий персонал и увеличивает расходы на содержание станков. С повышением энерговооруженности и динамической нагруженности привода возрастают и энергетические потери.

Например, по данным авторов работы [1] при сильных вибрациях бурового станка доля энергии, затрачиваемой на создание полезного крутящего момента, составляет 30÷50%. В результате этого остается недоиспользованной значительная часть установленной мощности привода станка.

Одним из основных резервов повышения эффективности работы буровых шарошечных станков является интенсификация режимов бурения, чему значительно препятствуют вибрация и динамические нагрузки, возникающие в процессе бурения.

Известны различные устройства для снижения вибраций и динамических нагрузок в элементах буровых станков как шпиндельной, так и патронной схем: система автоматического управления режимами бурения по уровню вибраций, наддолотные и надштанговые амортизаторы, стабилизаторы бурового става.

Применение данных устройств способствует снижению вибраций и нагрузок в элементах бурового станка, однако указанные устройства не нашли широкого применения из-за малой эффективности и надежности. Использование их направлено, в основном, на снижение уровня вибрации в вертикальной плоскости и практически нет устройств, снижающих горизонтальные колебания станка.

Дальнейшее повышение эффективности добычи минерального сырья, возможно на основе техниче-



Рис. 1. Карьерный буровой станок 4СБШ-200-40 с ВПМ патронного типа

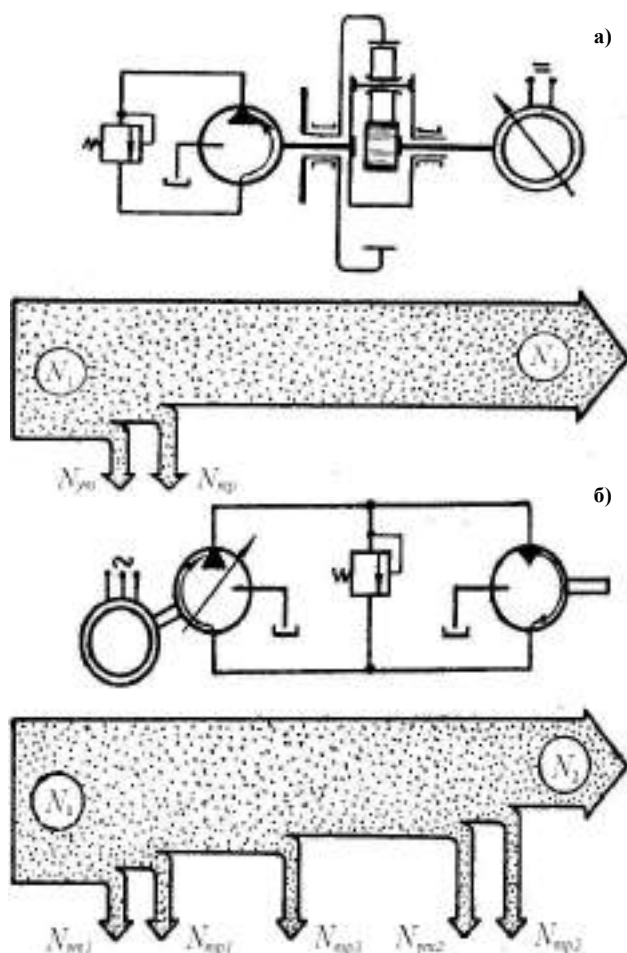


Рис. 2. Баланс мощности в традиционном гидроприводе (а) и гидромеханической передаче (б)

ского перевооружения добывающих отраслей народного хозяйства. Повышение производительности и надежности горных машин, в частности, буровых станков определило необходимость увеличения их энерговооруженности и улучшения технико-экономических показателей. Поставленные задачи можно решить, в первую очередь, на основе совершенствования привода машин, а в ряде случаев путем создания принципиально новых конструкций приводов [2].

В результате исследований, проведенных в ФГУП ННЦГП «ИГД им. А.А. Скочинского» установлено, что наилучшими показателями обладает объемный гидропривод с высоко моментными гидромоторами. Широкая гидрофикация буровых станков открывает возможность качественного улучшения их динамических и энергетических характеристик. Важным свойством объемного гидропривода является возможность применения в его гидросистеме упругодемпфирующих устройств, в основном пневмогидроаккумуляторов, способных существенным образом изменять (корректировать) динамические характеристики всего бурового станка. Такая коррекция его свойств возможна не только в процессе проектирования, но и во

время наладки или эксплуатации станка в различных режимах бурения взрывных скважин.

На основе анализа результатов работ в области исследования динамики приводов горных машин в МГГУ разработана принципиально новая конструкция гидромеханической трансмиссии привода исполнительных органов горных машин, включающая дифференциальный механизм с объемным гидротормозом [3]. Предложенная конструкция (мощностью 50 kW) прошла стендовые испытания, в результате которых было установлено, что она наиболее полно удовлетворяет современным требованиям к трансмиссиям приводов горных машин и одновременно позволяет сохранить преимущества, характерные для объемного гидравлического привода, в основе которого лежит двойное преобразование энергии – механической в гидравлическую (насос – гидромотор), а также получить новые преимущества перед традиционным гидроприводом, а именно:

- отсутствие двойного преобразования энергии;
- прямая экономия по установленной мощности гидромашин (~ в два раза);
- резкое повышение ресурса гидромашин (до порядка) за счет ее эксплуатации в тормозном режиме.

Гидромашина гидромеханического вращателя выполняет функции гидравлической, а в случае применения пневмогидроаккумуляторов - пневмогидравлической пружины с регулируемой жесткостью и демпфированием. В объемном гидроприводе при двойном преобразовании энергии в насосе и моторе и передаче ее по трубопроводам образуются невосполнимые потери на утечки и трение, достигающие до 40%.

На рис. 2, а представлен баланс мощности в традиционном гидроприводе, где N_1 , N_2 – входная и выходная мощность, Вт; $N_{ут1}$, $N_{ут2}$ – потери мощности за счет утечек в насосе и моторе, Вт; $N_{тр1}$, $N_{тр2}$, $N_{тр3}$ – потери мощности на трение в насосе, моторе и трубопроводе, Вт; $N_{ут1}$, $N_{ут2} = (0,03 \div 0,08)N_1$; $N_{тр1}$, $N_{тр2} = (0,05 \div 0,1)N_1$; $N_{тр3} = (0,02 \div 0,05)N_1$; $N_2 = 0,6 \div 0,82)N_1$; $\eta = 0,6 \div 0,82$ – коэффициент полезного действия традиционного гидропривода.

В предлагаемой конструкции гидромеханического вращателя исполнительного органа бурового станка 2СБШ-200МН из всех перечисленных выше потерь мощности остаются потери, связанные только с утечками, определяемыми зазорами в гидромашине тормоза и рабочим давлением. Потери мощности на трение в тормозном режиме, определяемые относительным скольжением, ничтожно малы, а потери на трение в трубопроводе в рабочем режиме полностью отсутствуют.

На рис. 2, б представлен баланс мощности в гидромеханической передаче, где $N_{ут}$, $N_{тр}$ – потери мощности за счет утечек и на трение в гидромашине, Вт; $N_{ут} = (0,03 \div 0,08) N_1$; $N_{тр} < 0,005 N_1$; $N_2 =$

(0,92±0,97) N1; $\eta=0,92\pm 0,97$ - коэффициент полезного действия гидромеханической передачи.

Сходство динамических характеристик гидромеханической трансмиссии и объемного гидропривода достигается, например, идентичностью объемов жидкости, находящейся под рабочим давлением.

Конструкция гидромотора IMP2,5, являющегося одной из базовых моделей типоразмерного ряда, разработанного в ФГУП ННЦГП «ИГД им. А.А. Скочинского» [1, 2], предусматривает радиальное расположение поршневых групп, каждая из которых состоит из двух поршней, в поперечные отверстия которых вставлены концы траверсы. На траверсе установлены ролики, на которые надеются обоймы. Траверса выполнена равнопрочной, имеет плавные переходы, благодаря чему в зонах наибольшего ее нагружения устранены концентраторы напряжений.

Усилие от давления рабочей жидкости на плунжера воспринимается траверсой и передается через ролики и обоймы на спрофилированную направляющую. За сопряжение, ограничивающее ресурс радиально-поршневой гидромашини IMP2,5, принята пара трения «плунжер-цилиндр», в результате износа которой может резко ухудшиться КПД всей гидромашини [2]. Удельная работа в паре трения [4] «плунжер-цилиндр» составляет:

$$A=NT, \text{ Н/м}, \quad (1)$$

где N - удельная мощность трения, N/ms;

T - ресурс сопряжения, с.

Максимальная удельная мощность трения в сопряжении, ограничивающего ресурс гидромашини, определяется по формуле:

$$N=V_{\max}k[\sigma_{\text{см}}], \text{ Н/мс}, \quad (2)$$

где V_{\max} - среднмаксимальная скорость скольжения плунжера относительно цилиндра, м/с;

k - коэффициент трения в паре «плунжер-цилиндр»;

$[\sigma_{\text{см}}]$ - допустимое контактное давление в поршневой группе гидромашини, Н/м².

Для одной конструкции гидромашини, способной работать в различных режимах (насосном, моторном, тормозном и других) до предельно допустимого износа сопряжения, ограничивающего ресурс машини, справедливо следующее равенство:

$$N_6T_6=NT, \quad (3)$$

где N_6 и T_6 - соответственно удельная мощность тре-

ния и ресурс гидромашини при ее эксплуатации в базовом режиме.

За базовый режим эксплуатации гидромашини IMP2,5 принят «моторный» режим. По данным ФГУП ННЦГП «ИГД им. А.А. Скочинского» [2] мотор IP2,5 может развивать при номинальном давлении рабочей жидкости (25МПа) и номинальной частоте вращения (60 об/мин) мощность до 60 kW. Нарботка на отказ до предельного состояния, характеризуемого снижением полного КПД на 15%, составляет для него 5000 h. (наработка до первого отказа 3000 h).

С учетом (2) и после соответствующих преобразований (3) примет вид:

$$T=T_6 \cdot V_6/V, \text{ h}. \quad (4)$$

Для радиально-плунжерных гидромашин скорость скольжения плунжера относительно цилиндра составляет:

$$V=d/d\phi \cdot \rho(\phi) \cdot d/dt \cdot \phi(t), \text{ м/с}, \quad (5)$$

где $\rho(\phi)$ - радиус кривизны профиля направляющей в функции угла поворота ротора гидромашини;

$\phi(t)$ - угол поворота ротора гидромашини в функции времени.

Для базового - моторного режима эксплуатации IMP2,5:

$$\phi_6(t)=\omega_n t. \quad (6)$$

Для тормозного режима эксплуатации IMP2,5:

$$\phi(t)=\omega_{\text{т}} t, \quad (7)$$

Здесь:

$$\omega_{\text{т}}=P/P_n(1-\eta_r)\omega_n, \text{ rad/s}. \quad (8)$$

Подставив (5) с учетом (6), (7), (8) в (4) и принимая во внимание, что:

$$\rho_6(\phi)=\rho(\phi),$$

получим:

$$T=T_6 \cdot P_{\text{нб}}/P_n \cdot 1/(1-\eta_r), \quad (9)$$

где $P_{\text{нб}}$ - номинальное рабочее давление в базовом-моторном режиме эксплуатации IMP2,5, Pa;

P_n - расчетное рабочее давление в тормозном режиме эксплуатации IMP2,5, Pa;

η_r - объемный КПД гидромашини тормоза (принят 0,92).

При $P_{\text{нб}}=P_n=25\text{МПа}$ окончательно получим:

$$T=T_6 \cdot 1/(1-\eta_r), \text{ h}.$$

Нарботка до первого отказа гидромашини тормоза составит:

$$T=3000 \cdot 1/1-0,92=37500 \text{ h}.$$

Список литературы:

1. Кантович Л.И., Дмитриев В.Н. Статика и динамика буровых шарошечных станков. М.: «Недра», 1984, 200 с.
2. Подэрни Р. Ю. Механическое оборудование карьеров: Учебник для вузов. - 6-е изд., перераб. и доп. - М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2007. - 680 с.: ил. (ГОРНОЕ МАШИНОСТРОЕНИЕ) ISBN 978-5-7418-0467-4 (в пер.)
3. Докукин А.В., Берман В.М., Рогов А.Я. и др. Исследование и оптимизация гидропередач горных машин. М.: «Наука», 1978 г., 196 с.
4. Трение, изнашивание и смазка. Справочник. Книга 2. Под редакцией проф. И.В. Крагельского и В.В. Алисына. М.: «Машиностроение», 1979 г., 358 с. С илл.

ВЛИЯНИЕ ДИНАМИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ВРАЩАТЕЛЬНО-ПОДАЮЩЕГО МЕХАНИЗМА БУРОВОГО СТАНКА НА ЕГО ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ

Эгамбердиев И.П., доцент кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, канд. техн. наук; Муминов Р.О., ассистент кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, канд. техн. наук; Бойназаров Г.Г., магистр НГГИ

В технической литературе имеются многочисленные сведения о результатах теоретических исследований [1] и опытно-промышленных работах [2, 3] по оценке производительности буровых станков. Однако предлагаемые методы расчета производительности, как правило, не позволяют получить результат, адекватный промышленным данным.

Эффективность работы карьерного бурового станка зависит от многих взаимосвязанных между собой факторов (рис. 1). Считается, что карьерный буровой станок при обурировании породного массива в общем случае имеет скорость внедрения долота в породу - V (теоретическую производительность) [1, 4], равную:

$$V = \pi Z^2 \cdot 10^{-2} P_{oc} K_{ск} n_{вр} / D \sigma (\operatorname{tg} \alpha / 2 + \mu_1) K_3, \text{ m/s}, \quad (1)$$

где Z – число шарошек долота, ед;

P_{oc} – осевое усилие подачи долота, N ;

$K_{ск}$ – коэффициент, учитывающий уменьшение скорости бурения за счет неполного скола породы между зубьями, $K_{ск} = 0,5 \div 0,3$ (большая величина для более мягких пород);

$n_{вр}$ – частота вращения долота, об/мин;

D – диаметр долота, m ;

σ – предел прочности буримой породы, N/m^2 ;

α – угол заострения зуба шарошки, $grad$;

μ_1 – коэффициент трения металла шарошки о породу, $\mu_1 = 0,25 \div 1,0$;

K_3 – коэффициент затупления зуба шарошки, $K_3 =$

$1 \div 1,3$ (большее значение для пород более высокой крепости и абразивности).

Естественно, что выражение (1), хотя и учитывает некоторые конструктивные (Z, D, α) и косвенно технологические ($K_{ск}, K_3$) и энергетические параметры ($n_{вр}, \sigma, \mu_1$) процесса бурения, практически не позволяет установить величину производительности при различных значениях, например, установленной мощности вращательно-подающего механизма (ВПМ), глубины скважины, а также от качества ее очистки от буровой мелочи.

Для установления влияния параметров вращательно-подающего механизма бурового станка на его производительность составим баланс мощности подведенной к ВПМ для осуществления процесса бурения:

$$Q_6 H_w = N_{вр} + N_n + N_k, \quad (2)$$

где $Q_6 = \pi D^2 V / 4$ – объемная производительность бурового станка, m^3/sek ;

H_w – энергоемкость процесса бурения, nm/m^3 ;

$N_{вр} = M_{кр} \omega$ – мощность вращателя станка, W ;

$N_n = P_{oc} V$ – мощность подачи станка, W ;

$N_k = k_p \pi r g D^2 1V / 32 \eta_n \eta_k \cos \alpha_1$ – мощность привода компрессора [5], W .

$M_{кр}$ – момент вращения долота, nm ;

ω – угловая скорость вращения долота, rad/s ;

k_p – коэффициент разрыхления буримой породы,

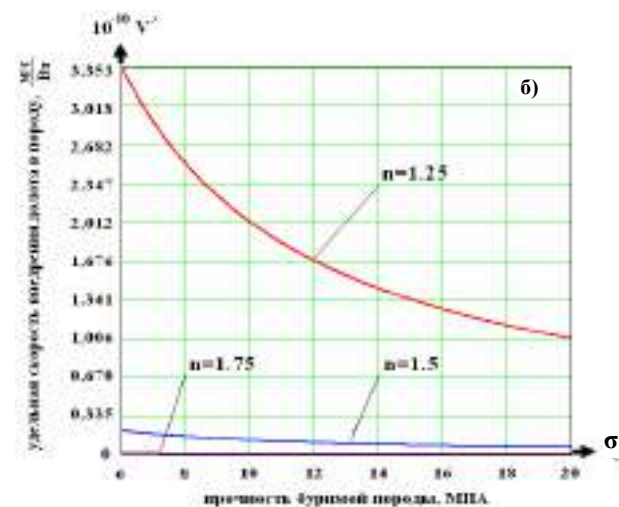
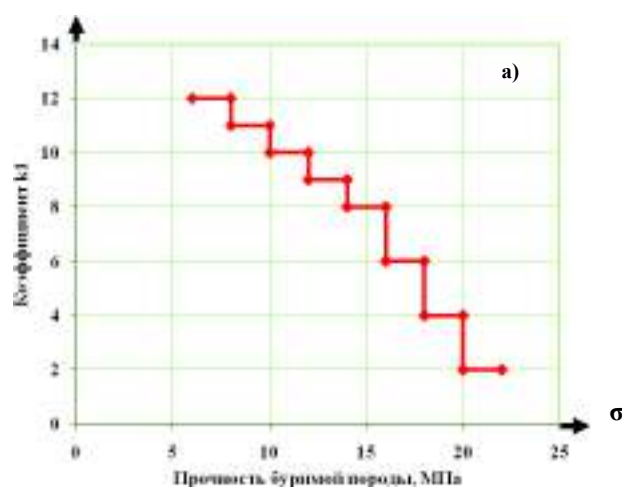


Рис. 1. Зависимости коэффициента k_1 от прочности буримой породы (а) и удельной теоретической скорости внедрения долота в породу от ее прочности при различных значениях показателей качества очистки скважины (б)

$k_p=1,45 \div 1,65$ [5];

ρ - плотность буримой породы, kg/m^3 ;

l - глубина скважина, м;

η_n, η_k - КПД передачи и компрессора соответственно, $\eta_n = 0,92 \div 0,95$; $\eta_k = 0,6 \div 0,7$ [4];

α_1 - угол наклона взрывной скважины к вертикали, grad.

Таким образом, уравнение баланса мощности подведенной к ВПМ для осуществления процесса бурения с учетом эффекта конверсии принимает вид:

$$Q_6 H_w = k_{дп} (k_{двр} M_{кр} \omega + P_{oc} V) + k_p / \pi r g D^2 l V / 32 \eta_n \eta_k \cos \alpha_1, (3)$$

где $k_{двр}, k_{дп}$ - коэффициенты динамичности нагрузки вращателя и системы подачи бурового станка соответственно.

Далее, в соответствии с результатами, полученными в [5], момент вращения долота составит:

$$M_{кр} = 2,84 \cdot 10^{-3} k_1 D (0,22 P_{oc})^n, \text{ nm}, (4)$$

где k_1 - коэффициент, зависящий от прочности σ буримой породы;

n - показатель степени, зависящий от качества очистки скважины (при очень хорошей продувке $n = 1,25$; при удовлетворительной - $n = 1,5$; при плохой продувке - $n = 1,75$).

Зависимость коэффициента k_1 от прочности буримой породы по данным работы [5] приведена на рис. 1, а.

Уравнение (3) с учетом результата (4) после деления его правой и левой частей на объемную производительность бурового станка Q_6 и после соответствующих алгебраических преобразований принимает

вид:

$$H_w = \sigma k_{дп} [45,44 Z k_{двр} k_1 K_3 0,22^n P_{oc}^{n-1} (\text{tg} \alpha / 2 + \mu_1) + 1] + k_p \cdot \rho g / 8 \eta_n \eta_k \cos \alpha_1 l, \text{ nm/m}^3. (5)$$

Скорость внедрения долота в породу V с учетом уравнений (2) и (5) составит:

$$V = 4 (N'_{вр} + N'_n + N'_k) / \pi D \{ \sigma k_{дп} [45,44 Z k_{двр} k_1 K_3 0,22^n P_{oc}^{n-1} (\text{tg} \alpha / 2 + \mu_1) + 1] + k_p \cdot \rho g / 8 \eta_n \eta_k \cos \alpha_1 l \}, \text{ m/s}, (6)$$

где $N'_{вр} + N'_n + N'_k$ - установленная мощность вращателя, системы подачи долота и компрессора соответственно, W .

Далее, поделив уравнение (6) на сумму установленных мощностей $N'_{вр}, N'_n, N'_k$ приводов механизмов бурового станка, осуществляющих процесс бурения, получим удельную теоретическую скорость внедрения долота в породу:

$$V = 4 / \pi D \{ \sigma k_{дп} [45,44 Z k_{двр} k_1 K_3 0,22^n P_{oc}^{n-1} (\text{tg} \alpha / 2 + \mu_1) + 1] + k_p \cdot \rho g / 8 \eta_n \eta_k \cos \alpha_1 l \} \text{ m/s/W}. (7)$$

Графическая интерпретация зависимости удельной теоретической скорости внедрения долота в породу при бурении вертикальной скважины (7) при $k_{дп} = k_{двр} = 1,0, \alpha_1 = \pi/2$ от прочности буримой породы приведена на рис. 1, б, анализ которой свидетельствует о том, что величина удельной скорости V' внедрения долота в породу при показателе качества очистки скважины, равном $n = 1,25$, существенно зависит от прочности σ буримой породы и нелинейно уменьшается с ее увеличением, а удельная скорость V' внедрения долота в породу при показателях качества очистки скважины равных $n = 1,5, \dots, 1,75$ практически не зависит от прочности - σ буримой породы.

Список литературы:

1. Кутузов Б.Н. Теория техника и технология буровых работ. М., «Недра», 1978. 312с.
2. Кантович Л.И. Надежность и производительность шарошечных буровых станков. - В кн.: Рудник будущего: Тез. Докл. Всесоюз. конф. М., 1979, с. 66.
3. Кантович Л.И., Наумкин В.М., Дмитриев В.Н., Якубов К.О. Исследование нагрузки в двигателях вращательно - подающе-го механизма станков шарошечного бурения. - Добыча угля открытым способом, 1973 № 11, с. 17 - 19.
4. Подэрни Р.Ю. Механическое оборудование карьеров: Учебник для вузов. - 6 - е изд., перераб. И доп. - М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2007. - 680с. : ил. (Горное машиностроение). И
5. Перетолчин В.А. Вращательное и шарошечное бурение скважин на карьерах. М., «Недра», 1983, 175 с.

УДК 622.242: 534.014.1

© Атауллаев О.Х., Полвонов Н.О. 2013 г.

МЕТОДИКА СБОРА И ОБРАБОТКИ ПАРАМЕТРОВ ВИБРАЦИИ НА СТАНКАХ ШАРОШЕЧНОГО БУРЕНИЯ

Атауллаев О.Х., доцент кафедры «Электротехника, электромеханика и электротехнология» НГГИ, канд. техн. наук; Полвонов Н.О., студент НГГИ

Для определения технического состояния деталей и узлов буровых машин с помощью вибрационных измерений разработана методика сбора и обработки информации, а также проведения исследований по выявлению эксплуатационных факторов, влияющих на параметры вибрационного сигнала (рис. 1).

К задачам проведения исследований относились:

- установление зависимости вибрационного сигнала подшипников качения от условий эксплуатации;
- установление критериев технического состояния подшипников качения;
- установление режимов обязательного контроля

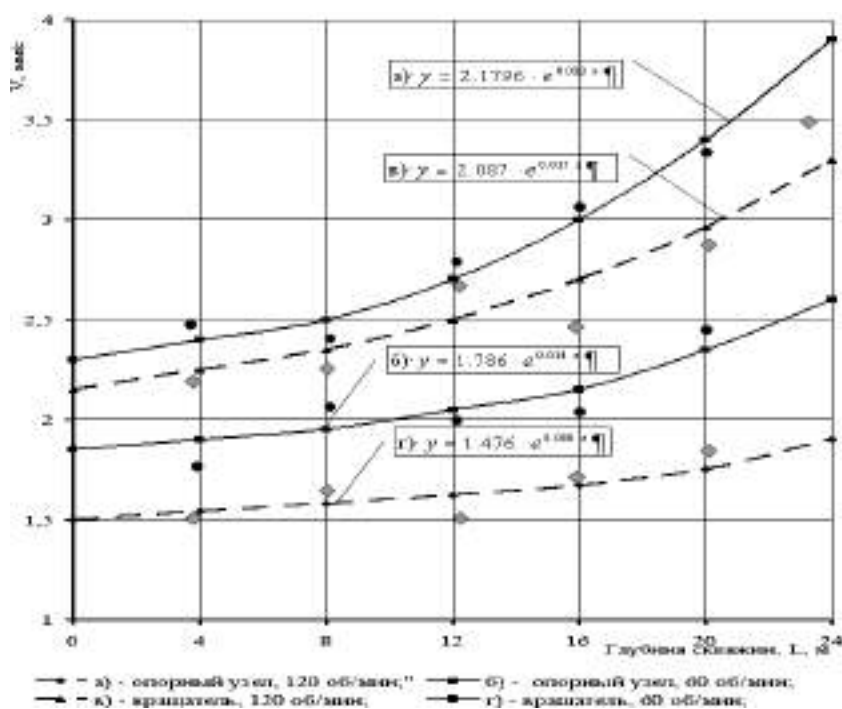


Рис. 1. Зависимость интенсивность вибрации подшипниковых опор от глубины скважины

при диагностировании.

Исходя из необходимости получения достаточно количества данных о техническом состоянии деталей и узлов буровых станков, к информации предъявлялись требования: непрерывности, полноты, достоверности, однородности.

Данные об изменении технического состояния подшипников качения, работающих в одинаковых условиях, учитывая эргономическое свойство случайных процессов при обработке материала, записывались на прибор «АГАТ», позволяющий осуществлять частотный анализ вибросигнала.

Для преобразования механических колебаний в цифровую форму использовался датчик пьезоакселерометр с широким частотным диапазоном, который имеет наименьшую погрешность измерения и обладает достаточно широким частотным диапазоном от 5 Hz до 25 тыс. Hz. Масса датчика мала по отношению к массе исследуемых объектов и поэтому не оказывает влияния на колебательные характеристики.

Погрешности при определении технического состояния с применением предложенной диагностической аппаратуры складывались из погрешности, связанной с физической природой виброакустического метода и аппаратурной ошибкой. Погрешности оценивались относительной ошибкой измерения в процентах:

$$\Delta r_{\text{отн}} = \Delta r / r_{\text{ср}} \cdot 100\%,$$

где Δr - суммарная абсолютная ошибка измерений;

$r_{\text{ср}}$ - среднее значение измеряемой величины.

Суммарная абсолютная ошибка определялась по формуле:

$$\Delta r = \sqrt{(\Delta r_a)^2 + (\Delta r_\phi)^2},$$

где Δr_a - аппаратурная ошибка;

Δr_ϕ - ошибка, связанная с ошибкой измерений и при применении выбранной диагностической аппаратуры, не превышала 5%.

Необходимое и достаточное количество наблюдений N за изменением технического состояния бурового оборудования определялось по формуле:

$$N = n \cdot T / k_1 k_2 t,$$

где n - количество замеров;

T - возможная величина наработки до достижения предельного состояния узла, h ;

k_1 - коэффициент непрерывности работы исследуемого объекта;

k_2 - коэффициент, учитывающий режим работы машины;

t - продолжительность смены, h .

Количество замеров n , которое необходимо зарегистрировать при проведении наблюдений, находится в зависимости от требуемой степени достоверности g и коэффициента точности d . Величина g принимается равной $g=0,9-0,95$, а коэффициент d определяется по зависимости:

$$d = 1 / (1 + z),$$

где z - допустимая величина ошибки, принимаемая равной $0,05-0,15$.

Математическое ожидание определяем по формуле:

$$m = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i.$$

В качестве оценки дисперсии s^2 принимаем величину:

$$\sigma^2 = \frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2.$$

Среднеквадратическое отклонение:

$$\sigma = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2}.$$

Определение границ диапазонов статистически возможных и статистически допустимых уровней вибрации: диапазон статистически допустимых уровней вибрации i -го объекта, зависящий от наработки (числа измерений) и накопленных данных о вибрации исправных объектов, для n_i -го измерения определяется по формулам:

$$\text{- верхняя граница: } X_{i,n_i}^e = \bar{X}_{i,n_i} + K_n^e \sigma;$$

$$\text{- нижняя граница: } X_{i,n_i}^n = \bar{X}_{i,n_i} - K_n^n \sigma,$$

где X_{i,n_i} - среднее значение регистрируемого параметра.

ра вибрации, полученное по n_i измерениям;

σ - среднеквадратическое отклонение регистрируемых параметров вибрации исправных объектов;

K_n^B, K_n^H - толерантные коэффициенты, формирующие соответственно верхнюю $X_{i,ni}$ и нижнюю $X_{i,ni}^H$ границы согласно заданным вероятностям выхода вибрации диагностируемого объекта за их пределы при условии, что разброс вибрации определяется дисперсией s^2 .

Исследования подшипников качения проводились на вращающихся элементах бурового станка: головке бурового снаряда (двигатель, редуктор, муфта, опорный узел); буровом насосе; компрессоре. Замеры проводились на холостом ходу, а также в режиме бурения, при этом учитывались крепость породы, скорость, глубина и диаметр бурения и частота вращения.

Исследования включали: измерение общего уровня вибрации: виброскорость, виброускорение; измерение реальных спектров: виброускорение; измерение формы сигнала (форма реального сигнала и огибающей); измерение спектра огибающей.

Экспериментальные исследования буровых шарошечных станков в производственных условиях, проведенные до настоящего времени, в основном были направлены на оптимизацию режимных параметров бурения в породах различной крепости [1-5], снижение виброн нагруженности различных элементов и узлов и мощности электропривода [3, 5].

Непосредственного исследования изменения вибрации в подшипниках качения при различных условиях эксплуатации буровых станков не проводилось, так как это связано с большими трудностями технического и организационного характера. Затруднительна, например, передача сигналов от датчиков, установленных на вращающихся частях станка, усложняющаяся необходимостью проведения эксперимента в производственных условиях.

С целью выяснить законы формирования вибрации на вращательном подающем механизме станка типа СБШ-250 на различных режимах работы была проведена серия экспериментов. Обработка их проводилась согласно методике, разработанной на ос-

нове теории случайных функций [3, 6 - 9].

Увеличение глубины бурения приводит к возрастанию нагрузки, что, в свою очередь, приводит к увеличению интенсивности вибраций. Из рис. 1 видно, что при бурении до 12 м амплитуда вибрации линейно возрастает, а после 15 м начинается резкое ее возрастание, что приводит к преждевременному отказу деталей бурового станка (подшипников).

Из экспериментальных зависимостей видно, что интенсивность вибрации прямо зависит от частоты вращения бурового става и его длины l .

Статистический анализ случайных функций $A_0(t)$ позволил получить их следующие вероятностные характеристики:

m_a, m_v - математические ожидания;

D_A - дисперсии;

σ_a - средние квадратические отклонения;

v_a - коэффициенты вариации;

A_{\min}, A_{\max} - максимальные и минимальные значения случайных функций;

$K_A = m_A + 3\sigma_A / m_A$, коэффициенты динамичности.

Результаты статистического анализа показали, что с увеличением длины става возрастают дисперсии D_A . Эти параметры значительно возрастают, если частоту вращения долота увеличить до 120 мин⁻¹.

Эксперимент показал, что форсирование режимов работы станка и увеличение глубины скважины (длины става) приводят к росту динамики системы, представленной случайными функциями $A(t)$. Уменьшение математического ожидания m_A и появление отскоков долота от забоя приводят к падению производительности станка именно потому, что режимы работы форсированы (динамический парадокс) [3]. И в этом смысле увеличение частоты вращения долота бесперспективно, лучше увеличивать осевое усилие.

Таким образом, из представленных данных можно сделать вывод о том, что вибрационное состояние бурового станка существенно зависит от режимных параметров бурения (осевые усилия, частоты вращения, глубины скважины и состояния горного массива).

Список литературы:

1. Буткин В.Д. Проектирование режимных параметров автоматизированных станков шарошечного бурения. М., Недра, 1979.
2. Докукин А. В., Красников Ю. Д., Хургин З. Я. Статистическая динамика горных машин. - М.: Машиностроение, 1978.
3. Кантович Л. И., Дмитриев В. Н. Статика и динамика буровых шарошечных станков. М., Недра, 1984, 200 с.
4. Морозов В.И. Диагностика горного оборудования. М.: МГИ, 1987.
5. Нанкин Ю. А., Пипко П. М., Балагуров Л. И. Станки шарошечного бурения. М., Недра, 1971.
6. Диментбрег Ф.М., Колесников К.С. Вибрация в технике. Т.3. -М: Машиностроение, 1980 -544 с.
7. Максимов В.П., Егоров И. П., Карасёв В. А., Измерение, обработка и анализ быстропеременных процессов в машинах / - М.: Машиностроение, 1987. - 208с.
8. Мэнли Р. Анализ и обработка записей колебаний. Пер. с англ. М., Машиностроение, 1972.
9. Тихонов В. И. Выбросы случайных процессов. М., Наука, 1970.

ЗАВИСИМОСТЬ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ФРЕЗЕРНОГО КОМБАЙНА ОТ ТЕМПЕРАТУРЫ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Абдуазизов Н.А., доцент кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, канд. техн. наук

В технической литературе имеются многочисленные сведения о результатах экспериментальных исследований [1] и опытно-промышленных испытаниях по оценке производительности фрезерных комбайнов. Однако, как правило, предлагаемые методы расчета производительности не позволяют получить результат, адекватный промышленным данным, особенно для машин с высокими усилиями резания.

Эффективность работы карьерного комбайна зависит от многих взаимосвязанных между собой факторов (рис. 1, табл. 1, 2). Считается, что карьерный комбайн, являясь машиной непрерывного действия, при отработке породного пласта в общем случае имеет техническую производительность в плотном теле равную:

$$\Pi_T = 3,6 \cdot 10^3 B h W, \text{ m}^3/\text{h}. \quad (1)$$

Естественно, что выражение (1), хотя и учитывает некоторые конструктивные [B],[h] и косвенно энергетические параметры [W] комбайна, практически не позволяет установить величину производительности при различных значениях, например, высоты слоя породы h, ее прочности σ , установленной мощности силовой установки комбайна, а также температуры окружающей среды t_0^0 .

В свою очередь, нами установлена зависимость энергоемкости выемки слоя породы карьерным комбайном со шнеко-фрезерным органом от его конструктивных, технологических и эксплуатационных параметров:

$$H_{W1}(t_0^0) = \xi \left(1 + \frac{50^0}{70^0 - t_0^0} a \rho c_1 \right) \eta_z \left\{ \frac{\sigma}{\varphi_0} \left[\frac{1 + f \Psi}{\eta_{шм}} + (1 + f_k) (\varphi_0, \Psi) \frac{\theta}{\eta_{км}} \right] + 4 n_k k_{пк} \frac{\omega'}{\eta_{км}} L \right\} \text{ N/m}^2, \quad (2)$$

где σ – предел прочности породы;

γ - удельный вес породы;

f - коэффициент трения породы о шнек;

Ψ - отношение нормальной составляющей реакции к её касательной составляющей при фрезеровании забоя;

$\eta_{шм}, \eta_{км}, \eta_{км}$ - механические КПД приводов вращения шнека, ходового механизма и транспортной системы карьерного комбайна;

φ_0 - угол контакта витка шнека со слоем породы в плоскости его вращения;

f_k - коэффициента сопротивления движению гусеничного хода;

$k_{пк}$ - коэффициент, учитывающий увеличение мощности во время пуска конвейера под нагрузкой;

ω' - общее сопротивление движению грузонесущего органа конвейера с учетом угла его наклона;

ξ - коэффициент увеличения мощности ДВС за счет работы вспомогательных механизмов и электрогидроаппаратуры управления и защиты;

$n_k L$ – расстояние транспортирования горной массы

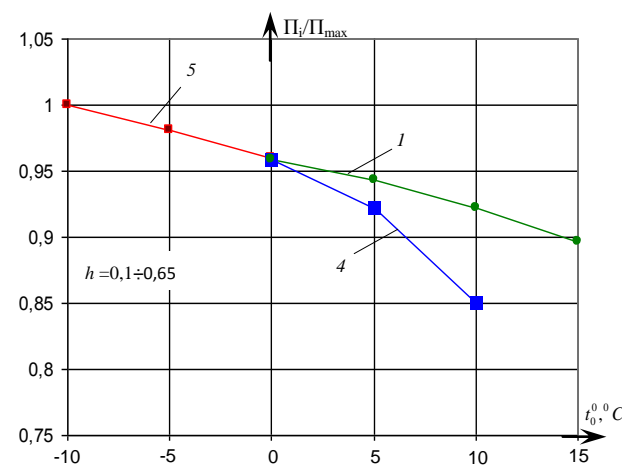
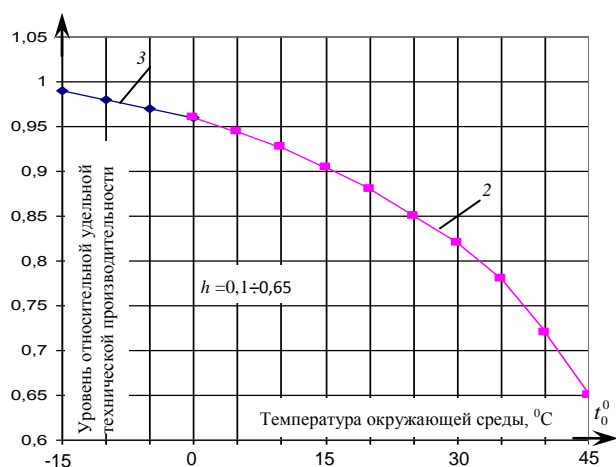


Рис. 1. Зависимость относительной удельной технической производительности карьерного комбайна MTS 250 от температуры окружающей среды при выемке слоя породы высотой $h = 0,1 \div 0,65$ м: 1 – в зимний период в интервале $0^0 \leq t_0^0 \leq 15^0 \text{C}$; 2 – в летний период в интервале $0^0 \leq t_0^0 \leq 45^0 \text{C}$; 3 - в зимний период в интервале $-15^0 \text{C} \leq t_0^0 \leq 0^0 \text{C}$; 4 - в зимний период в интервале $0^0 \text{C} \leq t_0^0 \leq 10^0 \text{C}$; 5 – в зимний период в интервале $-10^0 \text{C} \leq t_0^0 \leq 0^0 \text{C}$

транспортной системы комбайна;

a - температурный инградиент давления РЖ;

ρ - объемная масса РЖ, ее удельной теплоемкости c₁ и температуры окружающей среды t₀⁰.

Производительность карьерного комбайна Π и энергоемкость выемки им слоя породы связаны между собой известным соотношением:

$$\Pi \leq N_{\text{ДВС}} / H_{W1}, \text{ m}^3/\text{s}. \quad (3)$$

Далее, переходя к пределу и поделив обе части соотношения (3) на величину N_{ДВС} – установленной мощности ДВС силовой установки карьерного комбайна, получим зависимость удельной технической производительности, характеризующей объем породы отработываемого слоя в единицу времени приходящегося на один ватт установленной мощности ДВС, которая с учетом результатов выражения (2) будет иметь вид:

$$\frac{\Pi_i}{N_{\text{ДВС}}} = \left\{ \xi \left(1 + \frac{50^0}{70^0 - t_{\text{рас},i}^0} a \rho c_1 \right) \eta_{\xi} \cdot \left[\frac{\sigma}{\varphi_0} \left[\frac{1 + f\Psi}{\eta_{\text{шм}}} + ((+ f_{\kappa})) (\varphi_0, \Psi) \frac{\theta}{\eta_{\text{км}}} \right] + \left. \begin{aligned} &+ 4n_{\kappa} \gamma_{\kappa} \frac{\omega'}{\eta_{\text{км}}} L \end{aligned} \right] \right\}^{-1} \text{ m}^3/\text{s/W}. \quad (4)$$

Расчеты удельной технической производительности (4) карьерного комбайна MTS 250 фирмы «MAN TAKRAF» в зависимости от температуры окружающей среды (в диапазонах 0⁰ ≤ t₀⁰ ≤ 15⁰; 0⁰ ≤ t₀⁰ ≤ 45⁰; -15⁰ ≤ t₀⁰ ≤ 0⁰; 0⁰ ≤ t₀⁰ ≤ 10⁰; -10⁰ ≤ t₀⁰ ≤ 0⁰) в режиме выемки слоя

породы минимальной - h_{min} и максимальной - h_{max} высоты при: ξ = 1,06; f_κ=0,045; f = 0,55; γ=2,09 10⁴ N/m³; k_{нк}=1,25; ω'=0,2; L=12 m; n_κ=2; η_{шм}, η_{км}, η_{км} = 0,89; θ = 56,3·10⁻³; η_г = 0,98; ρc₁ = 1,554·10⁶ J/m³grad; a = 0,2·10⁻⁶ grad/Па; для σ = 50·10⁶ Pa (ψ=0,3) приведены в табл. 1, данные которой для получения удельной технической производительности, в m³/s/W, следует умножить на 10⁻⁶. Анализ результатов табл. 1 показывает, что максимальная удельная техническая производительность карьерного комбайна достигается при температуре окружающей среды равной t₀⁰=-10⁰С. Как при минимальной - h_{min}, так и при максимальной - h_{max} высоте выемке слоя породы. Для однозначного анализа характера изменения удельной технической производительности m³/s/W в зависимости от температуры окружающей среды t₀⁰, °С в зимний и летний периоды эксплуатации карьерного комбайна (в диапазонах 0⁰ ≤ t₀⁰ ≤ 15⁰; 0⁰ ≤ t₀⁰ ≤ 45⁰; -15⁰ ≤ t₀⁰ ≤ 0⁰; 0⁰ ≤ t₀⁰ ≤ 10⁰; -10⁰ ≤ t₀⁰ ≤ 0⁰) поделим обе части уравнения (3) на максимальную удельную техническую производительность карьерного комбайна при температуре окружающей среды равной t₀⁰=-10⁰С (табл. 1).

После соответствующих алгебраических преобразований имеем:

$$\frac{\Pi_i}{\Pi_{\text{max}}} = \frac{\left(1 + \frac{50^0}{70^0 - t_{\text{рас},i}^0} a \rho c_1 \right) \left\{ \frac{\sigma_{\text{max}}}{\varphi_{0,\text{min/max}}} \left[+ f\Psi_{\text{min}} + ((+ f_{\kappa})) (\varphi_{0,\text{min/max}}, \Psi_{\text{min}}) \right] \right\}}{\left(1 + \frac{50^0}{70^0 - t_{\text{рас},i}^0} a \rho c_1 \right) \left\{ \frac{\sigma_i}{\varphi_{0,i}} \left[+ f\Psi_i + ((+ f_{\kappa})) (\varphi_{0,i}, \Psi_i) \right] \right\}} \cdot \frac{\left(\frac{\sigma_{\text{max}}}{\varphi_{0,\text{min/max}}} \left[+ f\Psi_{\text{min}} + ((+ f_{\kappa})) (\varphi_{0,\text{min/max}}, \Psi_{\text{min}}) \right] \right)}{\left(\frac{\sigma_i}{\varphi_{0,i}} \left[+ f\Psi_i + ((+ f_{\kappa})) (\varphi_{0,i}, \Psi_i) \right] \right)}, \quad (5)$$

Таблица 1

		t ₀ ⁰ , °С		-15	-10	-5	0	5	10	13	15	20	25	30	35	40	45
Лето	2	h _{min} / h _{max}	-	-	-	<u>5.83</u> / 7.35	<u>5.74</u> / 7.24	<u>5.63</u> / 7.12	<u>5.56</u> / 7.01	<u>5.51</u> / 6.95	<u>5.37</u> / 6.77	<u>5.21</u> / 6.56	<u>4.99</u> / 6.29	<u>4.74</u> / 5.97	<u>4.41</u> / 5.56	<u>3.98</u> / 5.02	
	1	h _{min} / h _{max}	-	-	-	<u>5.83</u> / 7.35	<u>5.73</u> / 7.23	<u>5.61</u> / 7.08	<u>5.53</u> / 6.98	-	-	-	-	-	-	-	-
Зима	3	h _{min} / h _{max}	<u>6.05</u> / 7.63	<u>5.98</u> / 7.54	<u>5.91</u> / 7.45	<u>5.83</u> / 7.35	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	4	h _{min} / h _{max}	-	-	-	<u>5.83</u> / 7.35	<u>5.58</u> / 7.03	<u>5.21</u> / 6.57	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	5	h _{min} / h _{max}	-	<u>6.06</u> / 7.69	<u>5.93</u> / 7.51	<u>5.83</u> / 7.35	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	5	h _{min} / h _{max}	-	<u>6.06</u> / 7.69	<u>5.93</u> / 7.51	<u>5.83</u> / 7.35	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

Таблица 2

		t ₀ ⁰ , °С		-15	-10	-5	0	5	10	13	15	20	25	30	35	40	45
Лето	2	h _{min} / h _{max}	-	-	-	<u>0.96</u> / 0.95	<u>0.94</u> / 0.94	<u>0.92</u> / 0.92	<u>0.91</u> / 0.91	<u>0.90</u> / 0.90	<u>0.88</u> / 0.88	<u>0.85</u> / 0.85	<u>0.82</u> / 0.81	<u>0.78</u> / 0.77	<u>0.72</u> / 0.72	<u>0.65</u> / 0.65	
	1	h _{min} / h _{max}	-	-	-	<u>0.96</u> / 0.95	<u>0.94</u> / 0.94	<u>0.92</u> / 0.92	<u>0.91</u> / 0.90	-	-	-	-	-	-	-	-
Зима	3	h _{min} / h _{max}	<u>0.99</u> / 0.99	<u>0.98</u> / 0.98	<u>0.97</u> / 0.96	<u>0.96</u> / 0.95	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	4	h _{min} / h _{max}	-	-	-	<u>0.96</u> / 0.95	<u>0.92</u> / 0.91	<u>0.85</u> / 0.85	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	5	h _{min} / h _{max}	-	<u>1</u> / <u>1</u>	<u>0.98</u> / 0.97	<u>0.96</u> / 0.95	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	5	h _{min} / h _{max}	-	<u>1</u> / <u>1</u>	<u>0.98</u> / 0.97	<u>0.96</u> / 0.95	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

где $t_{рас}^0$ - расчетная температура окружающей среды, при которой достигается максимум удельной технической производительности карьерного комбайна для конкретной высоты выемки слоя - $h_{min/max}$, °С.

Расчеты относительной удельной технической производительности (5) карьерного комбайна MTS 250 фирмы «MAN TAKRAF» в зависимости от температуры окружающей среды (с учетом результатов табл. 1) приведены в табл. 2, а их графическая интерпретация на рис. 1.

Анализ зависимостей (5) (рис. 1) показал, что в летний и отрицательно-температурный зимний периоды эксплуатации карьерного комбайна в интервале температуры окружающей среды $-15^{\circ}\text{C} \leq t_0^0 \leq 45^{\circ}\text{C}$ его относительная удельная техническая производительность практически не зависит от высоты выемки слоя. Самый низкий уровень относительной удельной технической производительности имеет место в летний период - $\Pi_2/\Pi_{max}=0,65$ при температуре окружающей среды $t_0^0=45^{\circ}\text{C}$. Что касается положительно-температурного зимнего периода (рис.1, 1) и зимнего периода при переходе температуры с положительных значений к отрицательным и наоборот (рис. 1, 4, 5),

то здесь следует отметить, что самый низкий уровень относительной удельной технической производительности имеет место в зимний период - $\Pi_4/\Pi_{max}=0,85$ при температуре окружающей среды $t_0^0=10^{\circ}\text{C}$. То есть основные потери технической производительности происходят в летний период (в интервале температуры окружающей среды $25^{\circ}\text{C} \leq t_0^0 \leq 45^{\circ}\text{C}$) и при переходе температуры окружающей среды от положительных к отрицательным величинам в зимний период (в интервале $0^{\circ}\text{C} \leq t_0^0 \leq 10^{\circ}\text{C}$).

Таким образом, величина удельной технической производительности (рис. 1, 3) карьерного комбайна при заданных его конструктивных (W, D, B, n, L, ω) и энергетических ($N_{ДВС}, \eta_{шм}, \eta_{км}, \eta_r$) параметрах не линейно зависит не только от технологических ($\sigma, \varphi_0, \psi, \lambda(\varphi_0, \psi), f, f_k$), но и от параметров РЖ (a, ρ, c_1), ее температуры - $t_{РЖ}^0$ и температуры окружающей среды - t_0^0 .

В свою очередь, температура РЖ - $t_{РЖ}^0$ [2] на входе в гидросистему силовой установки горной машины, в том числе и карьерного комбайна, существенно зависит не только от параметров системы «гидробак-охладитель» [2, 3], но и от схемного решения.

Список литературы:

1. Медников Н.Н., Сытенков В.Н. Методика расчета производительности роторных экскаваторов и фрезерных комбайнов применительно к технологическим схемам разработки вскрышных пород фосфоритного карьера. Навои НГГИ // Горный вестник Узбекистана №1, 2001. С. 88-91.
2. Абдуазизов Н.А. Обоснование и выбор параметров системы «гидробак-охладитель» гидробъемной силовой установки карьерного комбайна. Канд. дисс. М.: МГГУ., 2008. 143с. с ил.
3. Бродский Г.С. Обоснование, выбор параметров и разработка систем фильтрации рабочих жидкостей для гидрофицированных горных машин. Автореферат докт. дисс. М.: МГГУ., 2006, 44 с., ил.

УДК 622.233

© Тошов Ж.Б., Штейнерт В.А. 2013 г.

ДИНАМИКА ПОВЕДЕНИЯ ПОРОДОРАЗРУШАЮЩИХ ИНСТРУМЕНТОВ НА ПОВЕРХНОСТИ ЗАБОЯ СКВАЖИНЫ

Тошов Ж.Б., ст. научный сотрудник-соискатель НГГИ, канд. техн. наук; Штейнерт В.А., генеральный директор представительства компании «Steinert Industries GmbH & Co. KG»

Ещё в конце XIX века при рассверливании стволов пушек заметили, что высверленные отверстия в поперечных сечениях получают многогранными с закономерностью n – число лезвий инструмента, $n+1$ – число грань поперечного сечения отверстия. При этом образуемый многогранник «перемещается» по стенке отверстия по спирали. Впоследствии эта закономерность была обнаружена при выбурировании стволов скважин и шпуров в горных породах [1]. Это свидетельствовало о том, что на эту закономерность никак не влияла анизотропия среды. Единственное, на

что обратили внимание исследователи, так это на обратную зависимость величин шагов спиралей от прочностных свойств горных пород: чем крепче горная порода, тем меньше шаг спирали. При этом, хотя и без каких-либо доказательств, утверждалось то, что образуемые площади поперечных сечений меньше площадей, которые должны были бы быть сформированы при вращении инструментов вокруг конструктивно заданных осей, т.е. объяснялась динамическая неустойчивость инструментов на поверхности забоя относительно своих конструктивно заданных осей

вращения.

Надо отметить, что эти закономерности имеют место не только при использовании лезвийных, но и шарошечного типа буровых инструментов.

Следовательно, эти явления и закономерности должны иметь объективную научную аргументацию и это необходимо знать в процессе оптимизации инструментов и учитывать в процессе бурения скважин. Особенно это важно для процесса спуско-подъемных операций и замены буровых долот на неоднотипные при последующих проходках.

В этом плане нам необходимо ответить на следующие вопросы:

- почему динамически неустойчиво буровое долото относительно своей оси?
- почему существует закономерность по n – число лезвий, $n+1$ – число грань поперечного сечения скважины?
- каковы действительные соотношения площадей поперечных сечений скважин при различных количествах лезвий?
- каковы радиусы проходных сечений скважин после проходки долотами с различными количествами лопастей?
- каковы при этом радиусы описанных окружностей реальных поперечных сечений скважин?

Иначе говоря, нам необходимо знать объективную динамику породоразрушающих буровых инструментов на поверхностях забоя скважин. Только поняв причинно-следственные связи динамики буровых долот в процессе разрушения горных пород при бурении, можно ставить и решать обратные, т.е. оптимизационные задачи как в техническом, так и в технологическом аспектах (рис. 1-4).

При этом динамическая модель поведения буровых долот на поверхности забоя скважины должна быть описана на детерминированной основе. Только в этом случае можно построить объективные критерии оценки работоспособности буровых инструментов в процессе разрушения горных пород, прямо зависящие от исходных данных, и, в первую очередь, от геометрических параметров породоразрушающих буровых инструментов.

Во-первых, нам необходимо иметь аргументированный ответ на первые два вопроса.

Однозначные ответы на эти вопросы дает закономерность затрат энергии динамических систем от сил сопротивления движению [2, 3], которая утверждает, что все динамические системы функционируют в трёх энергетически разнотратных и постоянных по форме: центричном, эксцентричном и бицентричном режимах движения.

Построив энергозатратные функции любой по форме динамической системы в трёх режимах движения в системы координаты Nei (где N – затраты энергии в форме путей контакта, e – эксцентриситет, i – передаточное число), найдём, что в бицентричном режиме движения находится область с минимальны-

ми затратами энергии, которая ограничена сверху уровнем затрат энергии в центричном, снизу парами вращений в бицентричном и скачком затрат энергии от нуля до уровня затрат энергии в центричном режиме движения. Эту область принято называть «энергозатратной ловушкой», потому что существуют вариационные принципы наименьшего действия [4, 5], которые утверждают, что в каждый момент времени динамические системы ведут поиск наименьшего действия, т.е. пути наименьших затрат энергии. Отсюда легко понять, что динамическая система в любом случае будет стремиться в «энергозатратную ловушку». Но для этого системе необходимо приобрести эксцентриситет. После этого система сама же, согласно указанных принципов, будет сводить этот эксцентриситет к минимуму по закону, заданному теми или иными условиями.

Именно поэтому буровые долота динамически неустойчивы на поверхности забоя скважины. И это ответ на первый наш вопрос.

Ответ на второй вопрос заключен в том, что n – гранный инструмент может функционировать в бицентричном режиме, перекатываясь только в $n+1$, $n+2$, ..., $n+m$ гранниках, где величинами граней являются расстояние между вершинами лезвий.

Естественно полагать, что эта система имеет минимальные затраты энергии в $n+1$ – граннике, потому что при этом затраты энергии от сил сопротивления движению будут наименьшими относительно затрат энергии в центричном режиме, т.е. при вращении вокруг геометрически заданной оси инструмента, и относительно затрат энергии в бицентричном режиме с перекатыванием n – гранника (инструмента) внутри $n+2$, $n+3$, ... - гранников, что вполне понятно.

Здесь следует заметить только то, что перекатывание n – гранных многоугольников, образуемых инструментами, осуществляется внутри $n+1$ – гранных с отрицательными и переменными передаточными отношениями, т.е. если инструменту будет задано вращение по часовой стрелке, то перекатывание будет осуществляться против часовой стрелки. В зависимости от этого будут изменяться и границы переменных межосевых эксцентриситетов.

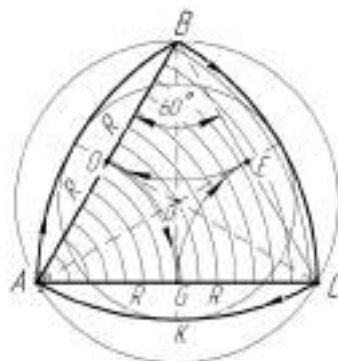


Рис. 1. Схема для вычисления площадей контакта двухлопастного долота на поверхности забоя скважины за один оборот вокруг заданного центра

лезвий приемем $AO=BO=CO=R$. Найдем площадь, описываемую лезвиями AO, BO, CO при повороте вокруг конструктивно заданного центра O :

$$S_{\text{общ}} = 3\pi R^2.$$

В бицентричном режиме эти лопасти будут поочередно вращаться вокруг вершин этих лопастей (лезвий). При повороте вокруг точки A нам необходимо найти общую площадь за $1/4$ оборота вокруг неподвижного центра в форме (рис. 2):

$$S'_{\text{общ}} = 2S_1 + 2S_3 + S_2.$$

Очевидно площадь Δ -ка BOB' :

$$S_{\Delta BOB'} = S_{\text{сект. } ABB'} - S_{\Delta ABC} = S_1,$$

где $S_{\text{сект. } ABB'} = (AB)^2 \pi / 12 = (AD)^2 \pi / 12 = \pi 3R^2 / 12 = \pi R^2 / 4$;

$$S_{\Delta ABC} = \frac{1}{2} AB \cdot OD = \frac{1}{2} R\sqrt{3} \cdot \frac{R}{2} = \frac{\sqrt{3}R^2}{4}.$$

Тогда:

$$S_1 = \frac{\pi R^2}{4} - \frac{\sqrt{3}R^2}{4} = \frac{(\pi - \sqrt{3})R^2}{4}.$$

Далее найдем площадь S_2 в форме:

$$S_2 = S_{\text{сект. } AOO} = \frac{\pi R^2}{12}.$$

А площадь S_3 найдем в форме:

$$S_2 = S_{\Delta ABO} - S_2 = \frac{\sqrt{3}R^2}{4} - \frac{\pi R^2}{12} = \frac{R^2(3\sqrt{3} - 2\pi)}{12}.$$

Тогда общая площадь, покрываемая лезвиями за $1/4$ оборота, найдется в форме:

$$S'_{\text{общ}} = \frac{2R^2(\pi - \sqrt{3})}{4} + \frac{2R^2(3\sqrt{3} - 2\pi)}{12} + \frac{\pi R^2}{12} = \frac{R^2(2\pi^2 - 6\sqrt{3} + 6\sqrt{3} - 2\pi + \pi)}{12} = \frac{5\pi R^2}{12}.$$

За полный оборот, естественно, эта общая площадь будет в четыре раза больше, т.е.:

$$S' = 4S'_{\text{общ}} = \frac{4 \cdot 5\pi R^2}{12} = \frac{5\pi R^2}{3}.$$

Найдем теперь радиусы описанной и вписанной окружностей из Δ -ов AOO'' и $OO''E$:

$$R_{\text{он}} = R(\cos 15^\circ + \sin 15^\circ) = R(0,2588 + 0,29659) = 1,2247 R,$$

$$R_{\text{вн}} = EC = OC - OE = R - OE = R\sqrt{R^2 \sin^2 15^\circ + R^2 \sin^2 15^\circ} = R - R\sqrt{2 \sin^2 15^\circ} = R(1 - 0,2588\sqrt{2}) = 0,634R.$$

Таким образом, при движении трехлопастных инструментов на поверхности забоя формируемые отверстия имеют:

- площадь, покрываемую тремя лезвиями при движении в центричном режиме:

$$S = 3\pi R^2;$$

- площадь при движении в бицентричном режиме:

$$S' = 5\pi R^2 / 3;$$

- радиус проходного отверстия (вписанной окружности):

$$R_{\text{пр}} = R_{\text{вн}} = 0,634R;$$

- радиус описанной окружности формируемого отверстия:

$$R_{\text{оп}} = 1,2247 R.$$

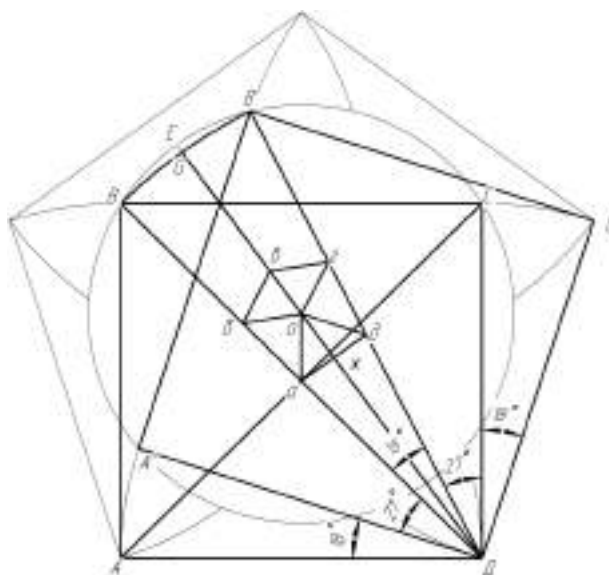


Рис. 4. Схема для вычисления вписанной и описанной окружностей при перекатывании четырехгранника в пятиграннике

Теперь найдем эти же соотношения, когда конструкция инструмента будет содержать четыре равно- великие лезвия. При центричном режиме движения общая площадь:

$$S_{\text{общ}} = 4\pi R^2.$$

Далее нам необходимо рассмотреть режим перекатывания четырехлезвийного инструмента в пяти- угольнике (рис. 3).

При этом нам необходимо вычислить общую пло- щадь S' в форме:

$$S' = S_1 + 2S_2 + 2S_3.$$

Площадь S_1 находится в форме сектора круга ра- diusом $2R$ с углом раствора 18° , т.е.:

$$S_1 = \pi(2R)^2 / 20 = 4\pi R^2 / 20 = \pi R^2 / 5.$$

Площадь S_2 найдётся как разность между площа- дью Δ -ка $A'O'D$ и суммой площадей Δ -ка $EOД$ и сек- тора DOO' :

$$S_{\Delta A'O'D} = (S_{\Delta EOD} + S_{\text{сект. } DOO'}) = S_2,$$

где $S_{\text{сект. } DOO'} = \pi R^2 / 20$.

$$S_{\Delta A'O'D} = S_{\Delta AOD} = \frac{1}{2} AD \cdot OG = \frac{1}{2} 2R\sqrt{2} \cdot \frac{R}{\sqrt{2}} = \frac{R^2}{2}.$$

$$AD = \frac{2R}{\sqrt{2}} = R\sqrt{2}; \quad OG = \frac{R}{\sqrt{2}},$$

$$S_{\Delta EOD} = \frac{1}{2} OE \cdot OD = \frac{1}{2} R \operatorname{tg} 27^\circ \cdot R = \frac{R^2 \operatorname{tg} 27^\circ}{2},$$

$$OD = R.$$

И окончательно найдем:

$$S_2 = \frac{R^2}{2} - \left(\frac{R^2 \operatorname{tg} 27^\circ}{2} + \frac{\pi R^2}{20} \right) = \frac{R^2(20 - 10 \operatorname{tg} 27^\circ - \pi)}{20}.$$

Площадь S_3 найдется как разность между площа- дью сектора $S_{\text{сект. } DAA'}$ и площадью Δ -ка AED :

$$S_3 = \frac{2\pi R^2}{20} - \frac{R^2(1 - \operatorname{tg} 27^\circ)}{2} = \frac{R^2(2\pi - 10 + 10\operatorname{tg} 27^\circ)}{20}.$$

где:

$$S_{\Delta AED} = S_{\Delta AOD} - S_{\Delta EOD} = \frac{R^2}{2} - \frac{R^2 \operatorname{tg} 27^\circ}{2}.$$

Следовательно, $S'_{\text{общ}}$:

$$\begin{aligned} S'_{\text{общ}} &= \frac{4\pi R^2}{20} + \frac{2R^2(10 - 10\operatorname{tg} 27^\circ - \pi)}{20} + \frac{2R^2(2\pi - 10 + 10\operatorname{tg} 27^\circ)}{20} = \\ &= \frac{R^2(4\pi + 20 - 20\operatorname{tg} 27^\circ - 2\pi + 4\pi - 20 + 20\operatorname{tg} 27^\circ)}{20} = \frac{6\pi R^2}{20} = \frac{3\pi R^2}{10}. \end{aligned}$$

Но поскольку таких площадей должно быть пять, то $S'_{\text{общ}}$:

$$S'_{\text{общ}} = \frac{5 \cdot 6\pi R^2}{20} = \frac{3}{2} \pi R^2.$$

Найдется теперь $R_{\text{вп.}}$ и $R_{\text{оп.}}$, для чего рассмотрим рис. 4.

$$R_{\text{вп.}} = OE = DE - OЖ = 2R - (Дж + OЖ) = 2R - (R \cos 9^\circ + OЖ \operatorname{ctg} 36^\circ) = 2R - R(0,9877 + 0,1564 \cdot 1,376) = 0,7971R.$$

Радиус описанной окружности – $R_{\text{оп.}}$ находится из условия (рис. 4).

$$R_{\text{оп.}} = OD = Dj - OЖ = R \cos 9^\circ + OЖ \sin$$

$$36^\circ = R(0,9877 + 0,1564 \cdot 1,376) = 1,2029R.$$

Итак, в этом случае мы имеем:

$$S = 4\pi R^2;$$

$$S' = 3/2 \pi R^2;$$

$$R_{\text{вп.}} = 0,7971R;$$

$$R_{\text{оп.}} = 1,2029R.$$

Проведенные исследования дают основание сделать следующие выводы:

1. Буровые долота как динамические системы на поверхности забоя скважины не могут работать в режиме вращения вокруг оси скважины (в центричном режиме) поскольку выход их в менее энергозатратный режим (бицентричный) с консольной подвеской инструмента легко допустим.

2. Выход буровых долот в бицентричный режим движения с энергозатратной точки зрения обусловлен возможностью работ буровых долот не в одной плоскости за счет изгиба буровых колонн.

3. Значительные различия в величинах радиусов описанных и вписанных окружностей относительно номинального диаметра инструмента требуют внимательного рассмотрения динамических аспектов буровых долот как в плане сохранения заданных поперечных размеров скважин, так и в плане поиска оптимальной динамики обработки буровых долот в бицентричном режиме на перспективу.

Список литературы:

1. Калинин А.Г. Механизм образования стволов геологоразведочных скважин. Информационное сообщение «Техника и технология геологоразведочных работ, организация производства» - ОНТИ ВИЭМС, 1968. - № 27. - С. 26.
2. Стеглянов Б.Л. От Как? ... к Почему? ... (Аспекты динамики буровых долот и других моделей). – ГФНТИ, Ташкент, 2001. – 68 с.
3. Стеглянов Б.Л. Сущность закономерности затрат энергии динамических систем от сил сопротивления движению. / II Республиканская научно-техническая конференция. «Проблемы бурения, заканчивания и капитального ремонта скважин». – Ташкент, 2012. – С.24-27.
4. Бухгольц Н.Н. Основной курс теоретической механики. Часть 1. Кинематика, статика, динамика материальной точки. 6-е изд. - М., Наука, 1965. - 468 с.
5. Колесникова К.С. Курс теоретической механики. – М.: Изд. МГТУ, 2005. – 736с.

УДК 681.51.015

© Атауллаев А.О., Темербекова Б.М. 2013 г.

СТОХАСТИЧЕСКАЯ ЭКСТРА- И ИНТЕРПОЛЯЦИЯ В ЦИФРОВЫХ СИСТЕМАХ УПРАВЛЕНИЯ И КОНТРОЛЯ

Атауллаев А.О., ст. преподаватель кафедры «Технология машиностроения и автоматизация машиностроительных производств» НГГИ; Темербекова Б.М., ассистент кафедры «Автоматизация производственных процессов» ТашГТУ

Алгоритмы экстра- и интерполяции. Необходимость экстра- и интерполяции функций в системах управления и контроля с ЭВМ обусловлена дискретным характером получаемой с объекта информации. *Интерполяция* дает возможность получить необходимую информацию о поведении объекта или процесса

между дискретными точками измерения. *Экстраполяция* позволяет прогнозировать изменение контролируемой величины с целью компенсации запаздывания в управлении.

Существует несколько способов экстра- и интерполяции. Наибольшее распространение в системах

управления и контроля получили ступенчатая, линейная, параболическая (нелинейная) и статистическая (стохастическая) экстра- и интерполяции [1].

Рассмотрим алгоритмы ступенчатой и стохастической интерполяции.

Ступенчатая экстра- и интерполяция. При ступенчатой экстра- и интерполяции значение функции в интервале дискретности T принимается постоянным и равным значению функции в начале интервала, т.е.:

$$\varphi_{\text{но}}(t) = x(t_i) \text{ при } t_{i+1} > t > t_i,$$

где $x(t_i)$ - значение функции (переменной) в дискретный момент времени t_i ;

$t_{i+1} - t_i = T$ - интервал дискретности (период квантования).

Ступенчатая экстра- и интерполяция наиболее проста для реализации, так как не требует никаких дополнительных вычислений.

Основная проблема при реализации алгоритма ступенчатой интерполяции - выбор интервала дискретности T .

Этот интервал должен быть выбран таким, чтобы погрешность интерполяции не превышала допустимую.

Для детерминированных переменных погрешность экстра- и интерполяции пропорциональна второй производной на участке экстра- и интерполяции.

При ступенчатой экстра- и интерполяции случайных функций погрешность существенно зависит от характеристик этих функций. В частности, погрешность ступенчатой интерполяции пропорциональна дисперсии случайной величины в точке замера и тем больше, чем больше период квантования.

Стохастическая экстра- и интерполяция. Лучшие результаты по сравнению со ступенчатой экстра- и интерполяцией случайных функций можно получить, применяя стохастическую экстра- и интерполяцию.

Идея этого метода заключается в построении аппроксимирующей функции $\varphi_c(t)$ в форме многочлена, коэффициенты которого - функции характеристик случайного процесса:

$$\varphi_c(t) = \sum p_i(t-t_i)(x(t_i) - M[x]) + M[x], \quad (1)$$

где $p_i(t-t_i)$ - коэффициенты многочлена;

$M[x]$ - математическое ожидание $x(t_i)$;

n - число точек, по которым производится экстра- и интерполяция;

$x(t_i)$ - реализация случайного процесса в точке t_i .

Коэффициенты $p_i(t-t_i)$ находятся из условий минимизации среднеквадратичной погрешности интерполяции по величинам $p_i(t-t_i)$. Чтобы получить значения $p_i(t-t_i)$, можно воспользоваться методом неопределенных множителей Лагранжа. В результате будем иметь n уравнений вида:

$$\sum p_i(t-t_i)K_X(t_s-t_i) = K_X(t-t_s), \quad (2)$$

где K_X - корреляционная функция $x(t)$;

t_s, t_i - s -й и i -й моменты времени ($s = 1, 2, \dots, n, i = 1, 2, \dots, n$).

Из (2) определяются все значения $p_i(t-t_i)$. Корреля-

ционные функции при этом считаются известными, так как они являются характеристиками случайного процесса.

Рассмотрим применение указанной формулы для часто встречающегося на практике случая интерполяции по двум точкам. Для $n=2$ и $t_2 > t > t_1$ она запишется в виде:

$$\varphi_c(t) = p_1(t-t_1)x(t_1) + p_2(t-t_2)x(t_2) - M[x]p_1(t-t_1) - M[x]p_2(t-t_2) + M[x]. \quad (3)$$

Учитывая, что $s=1, 2$ и $n=1, 2$, получим:

$$\begin{aligned} p_1(t-t_1)K_X(0) + p_2(t-t_2)K_X(t_1-t_2) &= K_X(t-t_1), \\ p_1(t-t_1)K_X(t_2-t_1) + p_2(t-t_2)K_X(0) &= K_X(t-t_2). \end{aligned} \quad (4)$$

Так как $K_X(t_2-t_1) = K_X(t_1-t_2) = K_X(T)$, то уравнения (4) в матричной формуле можно записать в виде:

$$\begin{pmatrix} K_X(0) & K_X(T) \\ K_X(T) & K_X(0) \end{pmatrix} \times \begin{pmatrix} p_1(t-t_1) \\ p_2(t-t_2) \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} K_X(t-t_1) \\ K_X(t-t_2) \end{pmatrix}. \quad (5)$$

Из (5) находим:

$$\begin{aligned} p_1(t-t_1) &= \frac{K_X(t-t_1)K_X(0) - K_X(t-t_2)K_X(T)}{K_X^2(0) - K_X^2(T)}, \\ p_2(t-t_2) &= \frac{K_X(t-t_2)K_X(0) - K_X(t-t_1)K_X(T)}{K_X^2(0) - K_X^2(T)}. \end{aligned} \quad (6)$$

Подставляя значения $p_1(t-t_1)$ и $p_2(t-t_2)$ из (6) в (1) при $t_1 \leq t < t_2$ получим:

$$\begin{aligned} \varphi_c(t) &= \frac{K_X(t-t_1)K_X(0) - K_X(t-t_2)K_X(T)}{K_X^2(0) - K_X^2(T)}x(t_1) + \\ &+ \frac{K_X(t-t_2)K_X(0) - K_X(t-t_1)K_X(T)}{K_X^2(0) - K_X^2(T)}x(t_2) + M[x] \left[\frac{K_X(t-t_1) + K_X(t-t_2)}{K_X(0) - K_X(T)} - 1 \right]. \end{aligned} \quad (7)$$

Исходными данными для реализации алгоритма будут следующие параметры:

$K_X(0) = D_x$ - корреляционная функция непосредственно в точке измерения;

$K_X(T)$ - значение корреляционной функции процесса на конце интервала $T = t_2 - t_1$;

t_1, t_2 - моменты дискретного измерения переменной;

t - момент времени, в который следует определить значение переменной;

$x(t_1), x(t_2)$ - значения переменной в моменты времени t_1 и t_2 .

Экстраполяция по двум точкам производится также по (1).

Единственное отличие в том, что значение $\varphi_c(t)$ будет рассматриваться для момента времени $t_3 > t > t_2$, где t_3 - момент следующего дискретного замера значения переменной x отстоящей от t_2 на величину шага квантования по времени T .

В отличие от интерполяции экстраполяция может быть произведена по одной точке. В этом случае $n=1$ и (1) при $t_1 \leq t < t_2$ приобретает следующий вид:

$$\varphi_c(t) = \frac{K_X(t-t_1)}{K_X(0)} [x(t_1) = M[x]] + M[x], \quad (8)$$

Таким образом, стохастическая экстра- и интерполяция позволяет определить некоторое среднее значение изменения переменной $\varphi_c(t)$, наиболее близкое к

различным реализациям случайного процесса $x(t)$. Поэтому ее можно считать одной из разновидностей оптимальной линейной статистической фильтрации,

обеспечивающей минимум среднеквадратичного отклонения конкретных реализаций случайного процесса от кривой экстра- и интерполяции.

Список литературы:

1. Ф.Т. Адиллов, П.М. Матякубова, У.Т. Мухамедханов, А.Н. Юсупбеков, Б.М.Темербекова ТашГТУ «Автоматизированные системы обработки информации и управления», Ташкент, 2010.

УДК 53.087.62

© Атауллаев А.О., Темербекова Б.М. 2013 г.

КОРРЕКЦИЯ ПОКАЗАНИЙ ДАТЧИКОВ ПРИ ОТКЛОНЕНИИ УСЛОВИЙ ИЗМЕРЕНИЯ

Атауллаев А.О., ст. преподаватель кафедры «Технология машиностроения и автоматизация машиностроительных производств» НГГИ; **Темербекова Б.М.**, ассистент кафедры «Автоматизация производственных процессов» ТашГТУ

Точность работы подавляющего числа датчиков зависит от диапазона колебаний параметров окружающей датчик среды: температуры, давления, влажности и др.

Используемые при автоматизации технологических процессов ЭВМ позволяют учесть колебания параметров и внести в результаты измерений соответствующие коррективы (рис. 1, табл. 1).

При использовании дроссельных расходомеров зависимость искомого расхода вещества от перепада давления является отнюдь не однозначной. В общем случае расход вещества определяется, кроме перепада давления, еще и температурой вещества, давлением, плотностью, свойствами материала, из которого изготовлена диафрагма и т.д.

Следовательно, для определения расхода вещества в трубопроводе требуется измерение еще двух величин, а именно: давления и температуры вещества до диафрагмы и проведения определенной вычислительной обработки (рис. 1) (при измерении расхода насыщенного пара требуется измерять, кроме перепада давления, только одну величину – давление пара до диафрагмы).

Расчет значений скорректированных расходов осуществляется по формуле:

$$F^* = K_p \cdot F, \tag{1}$$

где F – показание расходомеров;

K_p - поправочный коэффициент.

Величина K_p рассчитывается по следующим формулам:

$$K_p = \sqrt{\rho_g / \rho_0}; \tag{2}$$

$$K_p = \sqrt{K \frac{P+1}{\Theta + 273}}; \tag{3}$$

$$K = T_0 / P_0, \tag{4}$$

где ρ_0 - плотность технологического потока при расчетных условиях;

ρ_g - плотность технологического потока в реаль-

ных условиях измерения;

T_0, P_0 – расчетные температура (К) и давление (атм);

P и Θ - давление и температура в реальных условиях измерения.

Формула (2) используется для паровых, а формула (3) – для газовых потоков.

Плотность технологического потока (пара, газа) в рабочем состоянии в общем случае может быть задана в виде полинома от P и Θ . Например, плотность насыщенного пара зависит от абсолютного давления P_a и в диапазоне 2.5 – 8.2 kgs/cm² и описывается следующим уравнением:

$$\rho = 0,869 + 0,518 \cdot P_a - 0,002375 \cdot P_a^2. \tag{5}$$

Плотность же перегретого пара зависит не только от давления, но и температуры. Для давлений 5-18 kgs/cm² и температуре 170-280 °С эта зависимость имеет вид:

$$\rho_g = 1,20 - 0,013 \cdot \Theta + 0,72 \cdot P_a + 0,36 \cdot 10^{-4} \cdot \Theta^2 + 0,24 \cdot 10^{-2} \cdot P_a^2 - 0,14 \cdot 10^{-2} \cdot \Theta \cdot P_a. \tag{6}$$

В АСУ ТП значение расхода F^* паровых и газовых потоков определяется по формуле:

$$F^* = \sqrt{\frac{K_{АЦП}^F}{K_{АЦП}^{\max}}} \cdot F_{\max} \cdot K_p, \tag{7}$$

где $K_{АЦП}^F$ - текущее значение кода АЦП по расходу, поступающее на вход в УВМ на очередном такте опроса;

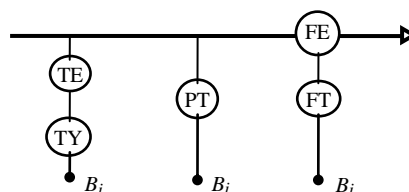


Рис. 1. Функциональная схема автоматизации контроля расхода вещества

$K_{АЦП}^{max}$ - максимальное значение кода АЦП, определяемое его разрядностью;

F_{max} - верхний предел измерения датчика расхода;

K_p - определяется по формулам (2) или (3).

Введение поправки на температуру свободных концов термопары. В АСУ ТП введение поправки на температуру свободных концов термопары осуществляется согласно алгоритму:

$$z = z_{p.k.} + R z_{c.k.} (\alpha + z_{c.k.}). \quad (8)$$

где z – код АЦП, соответствующий действительному значению температуры в объекте (с учетом поправки на температуру свободных концов);

$z_{p.k.}$ - код АЦП, соответствующий разности температур рабочего и свободного концов термопары;

$z_{c.k.}$ - код АЦП, соответствующий температуре свободных концов термопары;

R и α - коэффициенты, зависящие от градуировки термопары и пределов измерений.

Для введения поправки на температуру свободных концов часто используют линейное приближение формулы (8) в виде:

$$z = z_{p.k.} + \alpha \cdot z_{c.k.} \quad (9)$$

где $\alpha = \alpha \cdot R$.

При этом ошибка аппроксимации в диапазоне измеряемых температур до 100 °С не превышает 1,0%

Значение коэффициента α можно определить по градуировочным таблицам для соответствующего термоэлектрического преобразователя и заданного интервала температур.

Для выражения ТЭДС в кодах АЦП необходимо их табличные значения отнести к значению ТЭДС, которое будет иметь место при крайнем правом значении диапазона аппроксимации, а затем полученное относительное значение ТЭДС умножить на максимальное значение кода АЦП, определяемое его разрядностью.

Гидростатический уровнемер жидкости преобразует значение измеряемого уровня L в перепад давлений DP между точками отбора импульсов (в самой нижней точке аппарата и над уровнем жидкости):

$$\Delta P = K_1 \rho L, \quad (10)$$

где ρ - плотность жидкости, kg/m^3 ;

L – уровень жидкости, m ;

K_1 - масштабный коэффициент, зависящий от выбора единиц измерения величины (например, если DP выражено в МПа, то $K_1 = 10^{-5}$).

Перепад DP линейно преобразуется дифманометром в стандартный электрический сигнал y (0-5 мА, 0-10 В).

Таким образом, будем иметь:

$$y = K_1 K_2 \rho L, \quad (11)$$

где $K_2 = y^*/\Delta P^*$ - коэффициент усиления дифманометра;

y^* - значение выходного сигнала дифманометра, соответствующее верхнему пределу измерения ΔP^* (для упрощения предполагаем, что нижним пределом измерений являются нули).

Из (11) получаем выражение для определения уровня жидкости в аппарате по выходному сигналу датчика (градуировочную характеристику):

$$L = y / K_1 K_2 \rho. \quad (12)$$

Однако определить точное значение уровня жидкости в аппарате по выходному сигналу y датчика, используя формулу (12), невозможно ввиду того, что плотность жидкости ρ зависит от ее температуры и зависимость $L=L(y)$ получается неоднозначной.

Зависимость плотности ρ от температуры при относительно небольших отклонениях температуры Θ от ее номинального (градуировочного) значения Θ_0 описывается выражением:

$$\rho = \rho_0 [1 + \beta(\Theta_0 - \Theta)], \quad (13)$$

где ρ_0 - плотность жидкости при температуре Θ_0 ;

β - температурный коэффициент объемного расширения.

С учетом (13) формула (12) запишется в виде:

$$L = y / K_1 K_2 \rho_0 K_p, \quad (14)$$

где $K_p = 1 / [1 + \beta(\Theta_0 - \Theta)]$ - поправочный коэффициент, учитывающий влияние изменения плотности при колебаниях температуры на результат измерений.

Учитывая, что $K_2 = y^*/\Delta P^*$, $y/y^* = K_{АЦП}^L / K_{АЦП}^{max}$ и $\Delta P^*/K_1 \rho_0 = L_{max}$, получим:

Таблица 1

Данные для расчета скорректированного значения уровня

Плотность жидкости $\rho_0, kg/m^3$	Отклонение температуры от градуировочного значения, $\Delta\Theta = \Theta_0 - \Theta$	Температурный коэффициент объемного расширения, $\beta, (^\circ C)^{-1}$	$K_{АЦП}^L$	$K_{АЦП}^{max}$	Предельный номинальный перепад давления дифманометра-уровнемера $DP^*, kgs/m^2$
1000	10	0.005	512	1024	4000
1000	20	0.004	768	1024	6300
1000	15	0.004	896	1024	2500
1000	25	0.004	736	1024	8000
1000	30	0.0035	3072	4096	6300
1000	20	0.005	3104	4096	8000
1000	10	0.005	2560	4096	4000
1000	25	0.004	3072	4096	2500
1000	20	0.005	896	1024	6300
1000	15	0.005	768	1024	8000
1000	20	0.004	800	1024	4000
1000	25	0.004	736	1024	6300

$$L = K_{\text{АЦП}}^L / K_{\text{АЦП}}^{\text{max}} L_{\text{max}} K_p, \quad (15)$$

где L_{max} – верхний предел измерения уровня дифманометром-уровнемером. Данные для расчета скорректированного значения уровня приведены в табл. 1.

Итак, на каждом такте опроса ЭВМ по температуре жидкости в реальных условиях определяет величину K_p и далее по формуле (15) скорректированное значение уровня L .

УДК 622.24.05

© Тошев Ж.Б., Ислямов Т.Н., Мустафаев О.Б. 2013 г.

ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ГЕОЭКОЛОГИЧЕСКИХ ПОСЛЕДСТВИЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ УРАНА МЕТОДОМ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Тошев Ж.Б., доцент кафедры «Электротехника электромеханика электротехнология» НГГИ, канд. техн. наук; **Ислямов Т.Н.**, магистр НГГИ; **Мустафаев О.Б.**, магистр НГГИ

Скважинное подземное выщелачивание (СПВ), как современный и прогрессивный метод, в настоящее время широко применяется при добыче урана во многих странах, в том числе и в Узбекистане [1, 2]. Методом СПВ разрабатывают экзогенные месторождения урана, в которых рудное тело находится в хорошо проницаемом подземном водоносном горизонте (продуктивном горизонте). Извлечение урана из рудного тела происходит с помощью системы технологических (откачных и закачных) скважин, объединенных в технологические блоки. Через нагнетательные скважины в продуктивный горизонт поступает выщелачивающий раствор, содержащий реагенты, способные растворять содержащие уран минералы. В результате физико-химического взаимодействия урановых минералов и вмещающих пород с выщелачивающим реагентом в подземном водоносном горизонте образуется содержащий уран продуктивный раствор, который выдвигается на поверхность с помощью откачных скважин. В процессе переработки из продуктивного раствора извлекается уран, а оставшиеся маточные растворы доукрепляются выщелачивающими реагентами и снова подаются в нагнетательные скважины в качестве рабочего раствора.

Подземное выщелачивание осуществляется на месте залегания рудных тел без производства горных работ, нарушающих существующие природные условия недр и поверхности. В отличие от подземных и открытых горных работ здесь нет отвалов пород и хвостохранилищ, не происходит осушение водоносных горизонтов, нет шахтных и сбросных вод гидрометаллургических заводов, загрязняющих поверхность, атмосферу и источники водоснабжения. Поэтому подземное выщелачивание влияет на состояние окружающей среды, по сравнению с горным способом, значительно меньше. Некоторое отклонение от

этого правила отмечается при использовании для подземного выщелачивания подземных горных выработок, применяемых при выщелачивании в недрах из предварительно разрушенных кристаллических массивов. Однако и в этом случае влияние добычи урана на окружающую среду минимально.

При подземном выщелачивании загрязнение обычно сводится к воздействию на водоносный горизонт химически активных веществ и соединений, используемых и образующихся в процессе извлечения урана из недр. Это загрязнение имеет локальный характер, но представляет потенциальную экологическую опасность и поэтому должно строго контролироваться как в процессе подземного выщелачивания, так и после его завершения при рекультивации подземных водоносных горизонтов [3].

На предприятиях Узбекистана по добыче урана методом СПВ в качестве реагента используется серная кислота. Выщелачивающий раствор реагирует не только с урановыми минералами, но и с рудовмещающей породой. В результате в подземные воды, помимо серной кислоты, могут поступать: SiO_2 , радионуклиды, макрокомпоненты Ca, Fe, Al, Fe, микрокомпоненты Zn, Cu, Ni, Se, Be, V, Co, Cr, Ti и т.п. При этом общая минерализация подземных вод возрастает. Все растворенные вещества в подземных водах имеют разную миграционную способность. Дальше всего мигрирует сульфат иона (SO_4^{2-}), менее активно мигрируют Ca^{2+} , Fe^{2+} , Al^{3+} , Fe^{3+} , UO_2^{2+} и другие катионы. Таким образом, по ореолу распространения сульфат иона можно судить о загрязнении подземных вод.

Для обеспечения охраны подземных вод в районе расположения геотехнологического предприятия по добыче полезных ископаемых методом СПВ необходимо уметь контролировать и прогнозировать рас-

пространение загрязняющих веществ в подземном водоносном горизонте как во время, так и после завершения разработки месторождения. Распространение загрязняющих веществ в подземных водах определяется большим количеством взаимосвязанных физико-химических процессов и зависит от гидрогеологического строения подземного водоносного горизонта. Поэтому для контроля и прогнозирования ореола загрязнения целесообразно использовать современные геоинформационные технологии и методы математического моделирования.

Для оценки геоэкологических последствий добычи урана методом сернокислотного СПВ был разработан геотехнологический информационно-моделирующий комплекс (ГТИМК) [4, 5] (рис. 1, 2). Комплекс состоит из геологической геоинформационной, технологической и моделирующей систем. Геологическая геоинформационная система предназначена для ввода, хранения, обработки и визуализации пространственно-временных и атрибутивных данных, характеризующих состояние продуктивного горизонта в рассматриваемой области. Технологическая система предназначена для ввода, хранения и визуализации данных о работе добычного комплекса. Технологическая система позволяет создавать, хранить и визуализировать цифровые модели технологических объектов (блоков, ячеек, нагнетательных и откачных скважин). Моделирующая система описывает гидродинамические и физико-химические процессы, происходящие в продуктивном горизонте при сернокислотном СПВ урана. Гидродинамический блок включает в себя расчет распределения давления, скорости фильтрации растворов, конвективного массопереноса и гидродинамической дисперсии. Моделирование гидродинамических процессов выполняется с учетом режимов работы технологических скважин, неоднородности фильтрационных параметров продуктивного горизонта и регионального потока подземных вод. В физико-химический блок включе-

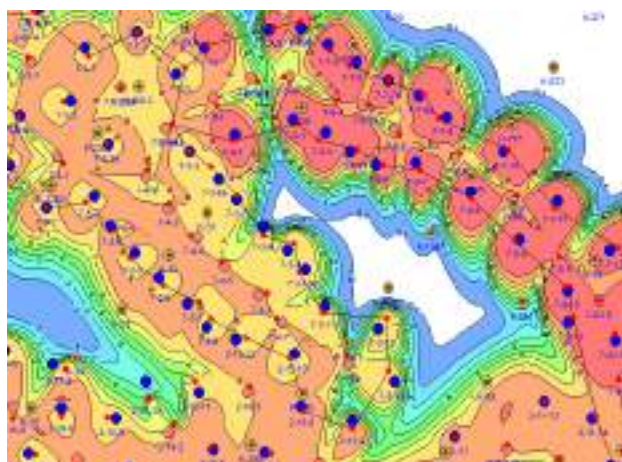


Рис. 1. Рабочее окно геотехнологического информационно-моделирующего комплекса для оценки геоэкологических последствий отработки месторождения урана методом подземного выщелачивания

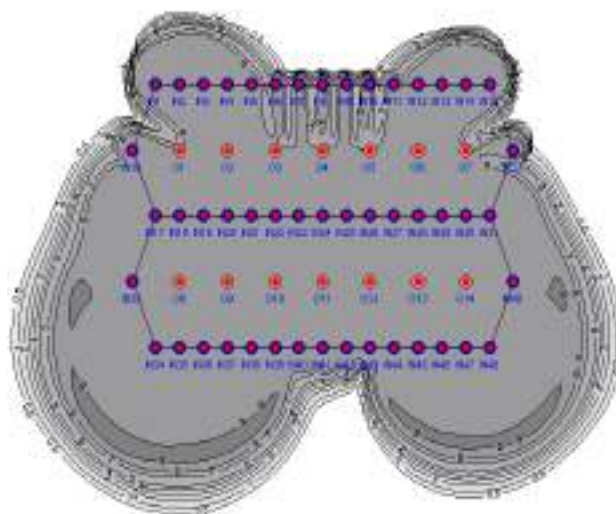


Рис. 2. Распределение сульфат иона при явлении локального дисбаланса работы технологических скважин: дебиты нагнетательных скважин верхнего ряда снижены на 20%, нижнего ряда увеличены на 20%

ны расчеты процессов выщелачивания урана при взаимодействии рабочего раствора с урансодержащими минералами, потерь серной кислоты в результате взаимодействия с кислотопоглощающими минералами, растворения-осаждения минералов, гомогенных и гетерогенных окислительно-восстановительных процессов, сорбции, комплексообразования. Также в моделирующую систему входит база данных по кинетическим коэффициентам и параметрам равновесия, протекающих в системе физико-химических процессов.

При расчетах учитывается неоднородность минералогического строения породы, кинетика взаимодействия рабочего раствора с различными минералами, неоднородность состава подземных вод и переменный состав растворов, закачиваемых в продуктивный горизонт. ГТИМК представляет собой многопоточное, многооконное проблемно-ориентированное программное обеспечение, работающее под управлением операционной системы Windows 98-XP. Рабочее окно ГТИМК представлено на рис. 1.

С помощью разработанного ГТИМК были выполнены расчеты отработки реальных и модельных блоков при различных режимах работы технологических скважин, и получены распространения концентраций урана и сульфат иона в подземных водоносных горизонтах и проведена оценка геоэкологических последствий разработки месторождения урана методом подземного выщелачивания. На основе результатов моделирования можно сделать следующие выводы. При равенстве дебитов откачных и нагнетательных скважин область ореола распространения сульфат иона незначительно увеличивается со временем. Наименьшая область растекания загрязняющих веществ наблюдается при превышении объемов откаченных растворов над объемами закаченных продуктивных растворов (дисбаланс работы скважин в сторону от-

качки). При дисбалансе дебитов скважин в сторону закачки ореол распространения сульфат иона быстро увеличивается с течением времени. При наличии локального дисбаланса работы скважин блока (несовпадение дебитов нагнетания и откачки на отдельных участках блока при соблюдении баланса по блоку в целом) происходит увеличение ореола распространения сульфат иона в области, окружающей участок, где имеет место превышение нагнетания над откачкой (рис. 2). Поэтому при разработке месторождений полезных ископаемых методом СПВ необходимо постоянно контролировать дебиты откачных и закачных скважин и стремиться к равенст-

ву объемов закаченных и откаченных растворов не только по блоку в целом, но и для его отдельных участков.

Наличие регионального потока подземных вод влияет на процесс выщелачивания. Повышение скорости потока приводит к увеличению ореола загрязнения в направлении движения вод.

Таким образом, разработанный ГТИМК может применяться для оценки техногенной нагрузки на подземные водоносные горизонты при разработке месторождений урана методом СПВ, выработки рекомендаций по проведению мероприятий, направленных на уменьшение загрязнения подземных вод.

Список литературы:

1. Мамилов В.А., Петров Р.П., Шушания Г.Р. и др. Добыча урана методом подземного выщелачивания. – М.: Атомиздат, 1980. – 248 с.
2. Лаверов Н.П., Абдульманов И.Г., Бровин К.Г. и др. Подземное выщелачивание полиэлементных руд. – М.: Издательство академии горных наук, 1998. – 446 с.
3. Белецкий В.И., Богатков Л.К., Волков Н.И. и др. Справочник по геотехнологии урана. – М.: ЭнергATOMиздат, 1997. – 672 с.
4. Истомин А.Д., Носков М.Д., Кеслер А.Г. Геотехнологический информационно-моделирующий комплекс для моделирования разработки месторождения урана методом подземного выщелачивания // Материалы межвузовской конференции «Практика применения научного программного обеспечения в образовании и научных исследованиях». – СПб, 2003. – С. 42-47.
5. Жиганов А.Н., Истомин А.Д., Носков М.Д. и др. Программный комплекс для моделирования процесса подземного выщелачивания урана // В кн. Подземное и кучное выщелачивание урана, золота и других металлов. В 2 т. – Т. 1: Уран / Под ред. М.И. Фазлуллина. – М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2005. – С. 297-306.

УДК 614.8.084"311/312"

© Ахмедова Н.А., Хамраев Р.Б. 2013 г.

БЕЗОПАСНОСТЬ ГОРНЫХ РАБОТ - УСЛОВИЕ УСПЕШНОГО РАЗВИТИЯ ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Ахмедова Н.А., ст. преподаватель кафедры «Безопасность жизнедеятельности» НГГИ; **Хамраев Р.Б.**, ассистент кафедры «Металлургия» НГГИ

Горное дело - область практической деятельности человека, связанная с извлечением полезных ископаемых из недр Земли. Обычно под горным делом понимают добычу рудных полезных ископаемых, содержащих в качестве ценных компонентов металлы. Однако горная промышленность поставляет также большое количество нерудных и твердых горючих полезных ископаемых, таких как ископаемый уголь, сера, калийная и каменная соли, строительные материалы, флюсы и многие другие виды минерального сырья. Объем (в денежном выражении) добытых нерудных и твердых горючих полезных ископаемых превышает объем добытых рудных полезных ископаемых [1].

Исходя из истории горного дела, можно предположить, что истоки его уходят в доисторические времена, когда человек впервые занялся поиском кремней и их обработкой для использования в качестве

скребков, ножей, наконечников для копий и других изделий. Позже орудия труда стали ковать из меди. Для её извлечения медесодержащие породы стирались с помощью более твердых камней. В других случаях эти породы разрушали нагреванием на огне, а затем охлаждением водой. Позднее аналогичным образом стали добывать золото, серебро и некоторые драгоценные камни. До изобретения письменности горное искусство уже прошло долгий путь. В библейские времена выплавка железа из руды было уже сложившимся ремеслом, возникшим благодаря случайному открытию способа получения железа в результате воздействия на железную руду раскаленного древесного угля. Рудники в библейский период систематически разрабатывались с помощью весьма несовершенных орудий. Изучение многих горных работ того времени показало, что, несмотря на отсут-

стве надлежащего оборудования, добычные работы проводились в очень большом объеме. Около 700 лет до нашей эры на Ближнем Востоке медь и золото выплавляли в продуваемых горных ущельях из огнеупорного материала, внутрь которых помещали руду и древесный уголь.

На ранней стадии развития горного дела разведывались и разрабатывались наиболее богатые месторождения с высоким содержанием металла. По мере совершенствования способов добычи руды и извлечение из нее металлов стали использовать более бедные руды, относимые ранее к пустым и малоценным породам, в связи с чем многие заброшенные рудники возобновляли свою работу. В горной промышленности стало почти аксиомой, что сегодняшние пустые породы могут завтра оказаться рудами.

Развитие горнодобывающей техники обеспечивало удовлетворение растущих потребностей в минеральном сырье и позволило разрабатывать месторождение горных пород, добыча и переработка которых ранее считалось нерентабельной [2]. По мере развития промышленности возрастали объемы потребления основных металлов – железа, меди, свинца, цинка, золота и серебра. Вырос также спрос на уголь, серу, фосфаты, гипс, цементное сырье и другую продукцию горного производства. Можно ожидать, что и другие малозначимые в настоящее время материалы в будущем приобретут жизненно важное значение.

Для горнодобывающей отрасли народного хозяйства важнейшее значение имеет безопасность горных работ. При добыче полезных ископаемых наибольшую опасность представляют: обрушение кровли или вывалы горных пород, горные удары, внезапные выбросы угля и газа, несчастные случаи при откатке, опасности, связанные с неисправным оборудованием, а также взрывы и пожары в выработках, опасных из-за пыли и газа. Наибольшее число жизней уносит обрушение кровли или вывалы горных пород. Даже из кровли выработок, по результатам регулярных обследований кажущейся устойчивой, часто происходят вывалы горных пород [3]. Для уменьшения тяжести последствий, связанных с этим типом несчастных случаев, используются защитные каски из пластика или алюминия. Применение специальной обуви со стальными набойками и фиксацией стопы позволяет избежать травм ног. Для уменьшения ущерба, причиняемого обрушением кровли, разработаны усовершенствованные системы анкерной крепи с механическим закреплением и сплошной заделкой болтов, датчики давления для измерения нагрузки на целики и искусственную крепь, а также кабины и козырьки для

защиты операторов, управляющих оборудованием.

Совершенствуются системы предупреждения об обрушении кровли, внедряется дистанционное управление горными машинами и механизмами [3]. Второе место по частоте жертв и числу травм удерживают несчастные случаи при транспортировке полезного ископаемого. Транспортное оборудование в горных выработках в высокой степени механизировано; аварии из-за механических поломок случаются редко. Доминирующим в несчастных случаях при откатке оказывается человеческий фактор. К числу мер, принимаемых для предотвращения несчастных случаев, относится организация сигнальных систем и камер – убежищ от транспортного потока. Для уменьшения опасности, связанной с использованием неисправного горного оборудования, проводятся его регулярные технические осмотры и профилактическое обслуживание, а также инструктаж обслуживающего персонала. Возрастающее потребление электроэнергии в горных выработках повышает вероятность пробоя силовых кабелей [3]. Для уменьшения вероятности такой опасности используются кабели с пластиковыми и другими видами покрытий.

Общее число жертв от взрывов и пожаров на шахтах не столь велико, однако всего один пожар или взрыв может унести множество жизней. Для предотвращения взрывов в шахтах, опасность по пыли и газу, постоянно совершенствуется система вентиляции, используются вспомогательные вентиляторы в комплексе с горными комбайнами для непрерывной добычи [2]. Разбрызгиватели воды (оросители), установленные на врубовых машинах и комбайнах для поточной работы, не только осаждают содержащуюся в воздухе пыль, образованную в процессе отбойки угля, но служат также для создания водяной завесы, отклоняющей засоренный пылью воздух от оператора и направляющей его в отводящую вентиляционную выработку. Применение систем непрерывного автоматического контроля взрывоопасного метана, который выделяется в шахтах при выработке полезных ископаемых, подтвердило их надежность. Когда концентрация метана достигает критической величины, происходит автоматическое отключение всех механизмов, работающих на опасном участке.

Из этого следует, что необходимым условием успешного развития горной отрасли и решения основных социальных задач является поставка оборудования с технологически завершенными комплексами, которые способствовали бы изменению характера безопасности труда работников.

Список литературы:

1. Белов С.В. *Безопасность жизнедеятельности*. М.: Высшая школа, 1999. 286 с.
2. Ефанов П.Д., Карнаух Н.Н. *Безопасность труда в основных производствах черной металлургии*. М.: «Металлургия», 1991. 198 с.
3. Хейфиц Х.Я., Балтайтис Ф.Я. *Охрана труда и горноспасательное дело*. М.: Высшая школа, 1987. 268 с.

ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ МНОГОФУНКЦИОНАЛЬНОГО ТЕРМИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА

Матьякубов Б.М., зав. отделения кафедры «Механика», канд. техн. наук; Ахмедова Ф.С., директор колледжа Алмалыкского промышленного профессионального колледжа

К настоящему времени физико-химические основы процессов, условия их протекания и способы использования, тенденции развития многофункционального термического анализа представлены фрагментарно и рассеяны по различным изданиям и отчетам; остаются не систематизированными разработанные алгоритмы многих конкретных инженерных задач. Еще не появилось подробное изложение этой проблемы, которое адекватно сочетало бы микроскопические и макроскопические точки зрения на испытания материалов и их интерпретации. Приведенные ниже сведения вместе с создаваемыми предпосылками как для проектирования технологий, так и для проектирования электронной аппаратуры и его надстроечных параметров предназначены для инженеров-практиков, студентов, преподавателей и творческих работников.

Упрочнение материалов обусловлено стремлением:

- увеличить прочность конструкции;
- изготовить изделия с меньшим расходом мате-

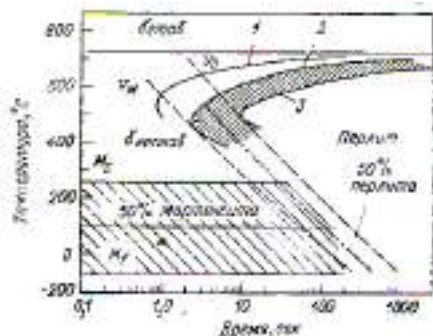


Рис. 1. Превращение при непрерывном охлаждении (эвтектидная сталь, 0,8%С)

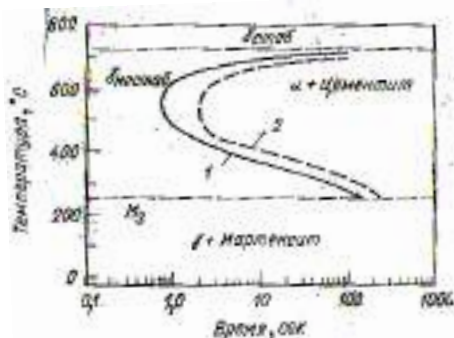


Рис. 2. Образование зародышей новой фазы на границах зерен

риалов, т.е. меньшей массы и стоимости;

- повысить надежность и срок службы всей конструкции.

Для упрочнения или улучшения свойства материалов и заготовок из стали их часто подвергают термической обработке. Поэтому для целенаправленного управления процессом большого значения имеет технология охлаждения и охлаждающие среды. Если достичь точного установления коэффициента теплопередачи во времени, то удастся обеспечить и требуемый температурный режим соответствующего процесса. Поскольку проводившиеся до сих пор по этой проблеме исследования с целью выявления основных влияющих факторов были неполными, возникла необходимость проведения дальнейших работ в этом направлении.

Всё это требует проведения систематического анализа таких факторов, как электропроводность, теплопроводность, коррозионность, трещиностойкость, поверхностная теплопроводность, взрывоопасность и, наконец, экологичность [1-14].

Одновременно осуществить улучшение пластичности и сопротивления разрушениям в полной мере не всегда возможно, так как повышение прочности обычно сопровождается снижением пластичности и вязкости. Поэтому необходимо изыскать оптимальное сочетание обоих свойств, которое удовлетворяло бы требованиям эксплуатации изделия.

Примером этого служит деформационное упрочнение в ходе эксплуатации поперечного сечения крестовины железнодорожного рельса, изготовленного из стали 110Г13Л. Поверхность, подвергающаяся износу и ударам при движении поездов под действием механической деформации, приобретает структуру мартенсита. В этом случае возрастает твердость лишь наиболее изнашивающихся участков, а основное сечение материала сохраняет структуру аустенита с повышенной вязкостью.

Приводимый ниже метод решения задач инженерного проектирования технологии, помогут читателю освежить знания по предмету и усвоить новые представления, зачастую недостаточно полно изложенные и некомментируемые в литературе (рис. 1-12, табл. 1). Эти задачи приводят к компромиссному выбору одного из многих вариантов технологии обработки стальных изделий, поскольку её характеристики зависят как от фиксированных, так и регулируемых параметров. Повышенное внимание к изотермическим и

термокинетическим диаграммам эвтектоидной стали (0,8% С+99,2% Fe) объясняется двумя причинами. Во-первых, эти диаграммы служат основой для сталей, одного из наиболее универсальных и широко используемых инженерных материалов. Во-вторых, они играют роль прототипа при анализе изменений структуры разных сортов сталей и сплавов. Изучив эту подробно проанализированную систему, можно понять кинетику превращений в сложных системах, состоящих из других элементов.

В случае непрерывного охлаждения стали кривая ее превращения, имея свою специфику, смещается вниз и вправо по отношению к полученной в изотермических условиях. На рис. 1 показано непрерывное охлаждение эвтектоидной стали, где VM – минимальная скорость охлаждения при образовании 100% мартенсита; Vп – максимальная скорость охлаждения при образовании 100% перлита; 1 - изотермическое превращение; 2 - превращение при непрерывном охлаждении; 3 - перлит, образовавшийся из аустенита.

Из рис. 1 видно, что температура и время превращения отличаются от полученных данных для этой же стали при изотермическом превращении. Кривая превращения при непрерывном охлаждении позволяет определить две критические скорости (или длительности) охлаждения, показанные на рис. 1. Это, во-первых, минимальная скорость охлаждения VM, при которой температурная кривая еще не пересекает «нос» кривой превращения, и поэтому

образуется только мартенсит и, во-вторых, максимальная скорость охлаждения Vп, до достижения которой не происходит образование мартенсита. В случае эвтектоидной стали (0,8% С – 99,2% Fe) эти две критические скорости охлаждения составляют 200° и 50°С/ск соответственно для интервала температуры 750°-500°С; а для стали 45: 80 и 20°С/ sk; и 40ХН: 17° и 7°С/ sk [6, 7].

Основными факторами, влияющими на кривую превращения (на положение «носа»), являются размер аустенитного зерна и состав стали. На рис. 2, где 1 - мелкозернистая сталь (размер зерна 8 баллов по шкале ГОСТ 5639-65); 2 - крупнозернистая сталь (размер зерна 2 балла по шкале ГОСТ 5639-65) показано образование зародышей новой фазы на границах зерен. Из рис. 2 видно, что у мелкозернистой стали больше площадь границ зерен, где может начаться превращение. Поскольку превращение в перлит обычно начинается на границах зерен аустенита, то в стали с более мелким зерном (то же что с большей площадью границ зерен) в единице объема при некоторой заданной температуре будет возникать больше зародышей новой фазы. В итоге увеличится скорость реакции и уменьшится длительность превращения. Это означает, что при одинаковой скорости охлаждения в стали с крупным зерном аустенита будет образовываться большее количество мартенсита, чем в мелкозернистой стали.

Легирование стали уменьшает скорость превраще-

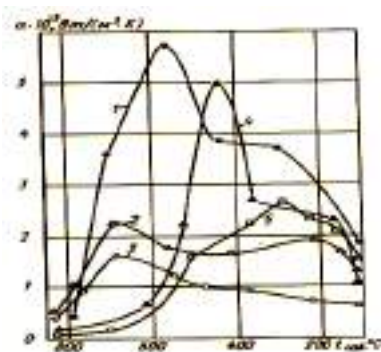


Рис. 3. Зависимость коэффициента теплоотдачи от температуры поверхности термозонда при закалке в различных средах ($t_{cp} = 25$ C) [8,9]



Рис. 4. Изделие – Направляющая пресс-формы, ПО «Пластмассовый завод» (г. Ахангаран)

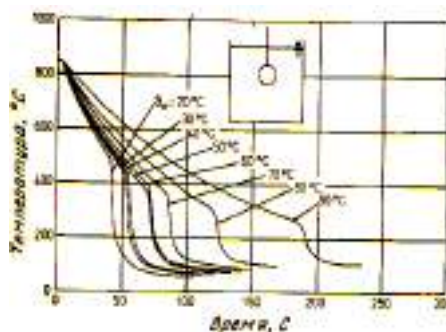


Рис. 5. Влияние температуры воды на процесс охлаждения никелевого шарика диаметром 40 мм в неподвижной закалочной ванне [9]

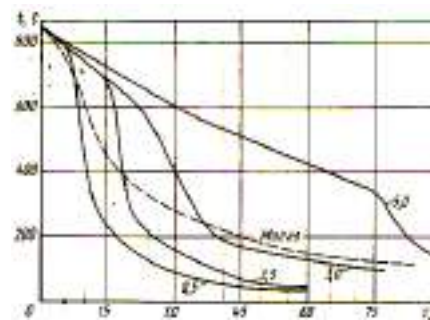


Рис. 6. Кривые охлаждения термозонда в среде Na-KMЦ различной концентрации (цифры у кривых, массовая доля полимера, %) [8, 9]

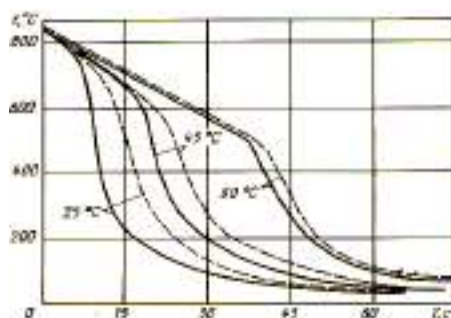


Рис. 7. Кривые охлаждения термозонда в средах с концентрацией полимера Na-КМЦ [8, 9]: 0,5% - сплошные линии; 1,5% - штриховые линии; цифры у кривых – температура закалки

ния в разы, а это равносильно тому, что во столько раз должна уменьшаться и критическая скорость охлаждения, требуемая для образования мартенсита. Вот почему одной из основных причин легирования стали является стремление дополнительно увеличить допустимую длительность превращения, чтобы получить мартенситную структуру, необходимую для упрочнения стали.

Проведение соответствующих исследований, включая и технику измерений, и математические выкладки, подробно описано в работах [6, 11, 12].

Элементы теплопередачи при охлаждении (теплоносителей) жидкими средами. Как при закалке погружением, так и при струйном охлаждении условия теплопередачи аналогичны процессу кипения в сосуде. Если, например, погрузить нагретую деталь в закалочную среду: вода, водные растворы полимеров, эмульсии и в масло, то так же, как и при кипении в сосуде, охлаждение описывается тремя характеристическими фазами:

1. Непосредственно после погружения теплоносителя, т.е. горячей детали, на ее поверхности жидкая среда испаряется (пленочное кипение).

2. С увеличением газообразования разрушается обволакивающая деталь - паровая оболочка (пузырьковое кипение).

3. После охлаждения детали до температуры, при которой жидкая среда больше не испаряется, тепло от нее отводится конвекцией (конвективный теплообмен).

Сокращение или прекращение использования минеральных масел для закалки связано с тем, что при их использовании в воздух производственных помещений выделяются аэрозоли высоких концентраций – $50 \div 80 \text{ mg/m}^3$ (при предельно допустимой его концентрации ПДК – 5 mg/m^3 [10]). Кроме того, минеральные масла дефицитны, дорогостоящи и пожароопасны, что в настоящее время не учитывать (экономии и экологии) инженерные службы предприятий уже не могут.

В последние годы в качестве охлаждающих сред используются многие водные растворы полимеров: «Юкон», «Полиоко», «Аква-квенч» и многие др.

(США); «Водол-3» (Польша); «Аэрозоль», «Аквапласт» (Германия); УЗСП-1, ЗСП-1, ВП-3, моносulfатный щелок, натриевая соль карбоксиметилцеллюлозы (Na – КМЦ), модифицированная целлюлоза и др. (Россия, Украина, Белоруссия, Узбекистан).

Однако наличие значительного количества фазовых моделей синтетических жидких сред, ограниченность информации об опыте и целесообразности их использования для инженерных служб той или иной отрасли производства, отсутствие достоверных данных в завершённых работах, а также низкая квалификация инженерных служб предприятий создают непреодолимые трудности для проведения работ в этом направлении.

Показатели характеристик и охлаждающей среды и закаливаемого изделия зависят как от фиксированных, так и от регулируемых параметров. Следовательно, рабочие параметры и характеристики системы: теплоотдача среды и прокаливаемость стали являются вероятностными по природе. Это означает, что при оценке показателей надежности на этапе проектирования технологии необходимо учитывать вероятностный характер системы.

Поскольку на коэффициент теплоотдачи в водном растворе полимеров существенно влияют даже небольшие добавки поверхностно активных веществ, то представляет интерес исследование влияния концентрации полимера как на мгновенную скорость охлаждения при $500^\circ\text{-}550^\circ\text{C}$ dT/dt , так и на продолжительность охлаждения от $800^\circ\text{-}500^\circ\text{C}$ $t_{8/5}$, погруженных в жидкость стальных образцов. Их определяют из условия теплового баланса между теплоносителем (образцом) и жидкой средой:

$$V \cdot \gamma \cdot C dT = \alpha F (T_n - T_k) dt.$$

Откуда мгновенная скорость и продолжительность охлаждения в интервале температур $T_n - T_k$

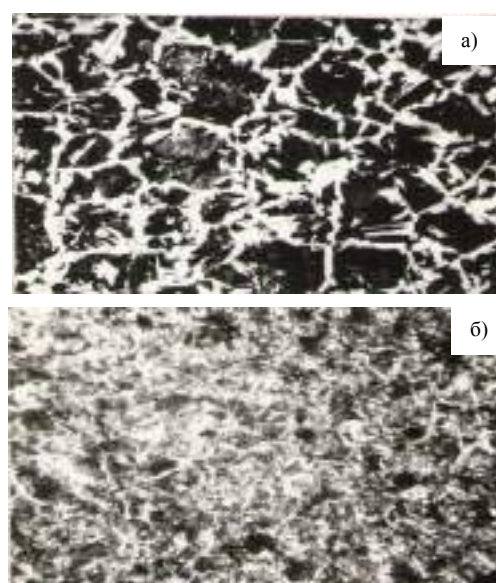


Рис. 8. Исходное состояние стали (а) и ее состояние после термической обработки (б)

соответственно:

$$v = dT/dt = \alpha \cdot F(T_n - T_k) / V \cdot \gamma \cdot C \text{ и } t_{n/k} = (V \cdot \gamma \cdot C / \alpha \cdot F) \cdot \ln [(T_k - T_o) / (T_n - T_o)],$$

где α - суммарный коэффициент теплоотдачи (излучением и конвекцией);

V - объем изделия (образца);

T_n - начальная температура теплоносителя;

T_k - конечная температура теплоносителя;

T_o - температура окружающей среды;

γ - удельная плотность металла;

F - площадь поверхности изделия (образца - термозонда).

Сопоставление, например, $t_{8/5}$ со временем t_m , необходимым для достижения температуры минимальной устойчивости аустенита с термокинетической диаграммой конкретной стали, позволит прогнозировать возможность получения той или иной структуры при охлаждении стальных деталей в этой среде [4].

Иной принцип заложен в расчетном методе, основанном на концепции Гроссмана М.А. [1, 2]. Так, если структура, содержащая 50% мартенсита, образована при идеальной, самой резкой закалке (коэффициент теплопередачи на поверхности бесконечно велик) в сердцевине цилиндрического стержня, прокаливаемость связана с их размерами следующим соотношением [4]:

$$T(o, t) - T_o = (T_c - T_o) [1 - A_1 \exp(-\mu_1^2 \cdot at / R^2)],$$

где $T(o, t)$ - текущая температура в центре цилиндра в момент времени t от начала охлаждения;

$2R = D$ - диаметр образца;

$A_1 = 1,6021$ и $\mu_1 = 25,4048$ - безразмерные величины;

$a = 5,1 \text{ mm}^2/\text{c}$ - принятый в расчете коэффициент температуропроводности.

Дифференцируя это соотношение по t , перейдя к идеальному критическому диаметру через коэффициенты множителей легирующих элементов [1], определим рекомендуемую скорость [4], обеспечивающую 50% мартенсита (в центре цилиндрического образца, при мгновенном его охлаждении) [1] и продолжительность охлаждения в интервале $800^\circ - 500^\circ \text{C}$, соответственно:

$$v_{K50} = 56400 / D^2_3 (\% \text{C}) \cdot (k_{si} \cdot k_{mn} \cdot k_p)^2, \text{ } ^\circ \text{C}/\text{c},$$

$$\Delta t_{K50} = 5,32 \cdot 10^{-3} D^2_3 (\% \text{C}) \cdot (k_{si} \cdot k_{mn} \cdot k_p)^2, \text{ сек.}$$

Чтобы и программа обучения к предмету, составленная преподавателем, и программа испытаний материала, составленная инженером, были эффективными, эти знания и формулировки необходимо использовать для вывода количественных показателей. Использование приведенных формул позволяет достаточно точно и просто количественно исследовать расчетом влияние различных определяющих факторов на прокаливаемость, таких как размер аустенитного зерна и состав стали. Обобщающие уравнения заменят трудоемкий эксперимент по определению прокаливаемости, облегчат выбор и разработку технологии термообработки сталей. Уравнение для расчета сквозной прокаливаемости или критической скорости охлаждения в широких областях легирования

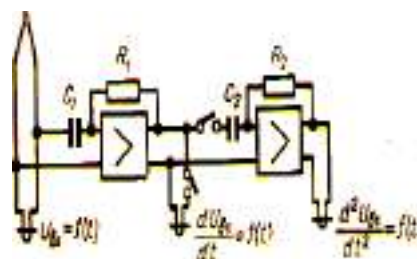


Рис. 9. Блок-схема прибора для записи первой и второй производных от входного сигнала

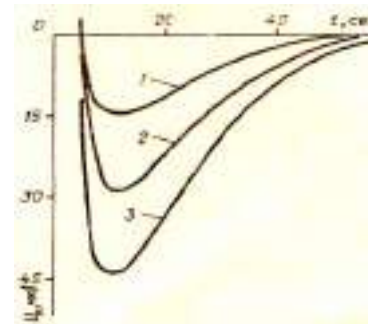


Рис. 10. Семейство экспоненциально показательных характеристик выходного сигнала устройства. Зависимость выходного напряжения от входного напряжения ($t = 5 \text{ сек}$, $t_1 = 7,5 \cdot 10^{-3} \text{ сек}$): 1 - $K = 100 \text{ мв сек}^{-1/2}$; 2 - $K = 200 \text{ мв сек}^{-1/2}$; 3 - $K = 300 \text{ мв сек}^{-1/2}$

полезны для проведения оценок.

По кривым термического цикла $T = f(t)$ определяют тепловой поток или коэффициент теплопередачи в зависимости от температурного напора с помощью выражения:

$$\alpha = q / (T_n - T_c),$$

где q - тепловой поток;

T_n - температура поверхности теплоносителя;

T_c - температура среды.

На рис. 3, где 1, 4, 5 - 0,5, 1,0, 5,0 и 2,5%-ные водные растворы Na-КМЦ соответственно; 2 - 0,65%-ный раствор ПК-2; 3 - масло, показаны данные коэффициента теплоотдачи от термического цикла теплоносителя-термозонда диаметрам 20 mm и длиной 120 mm из стали X18H10T для различных охлаждающих сред.

Анализ различных жидких сред и термических циклов охлаждения теплоносителя свидетельствует о лучшей охлаждающей способности 0,5-2%-ного водного раствора карбоксиметилцеллюлозы с добавками ингибиторов.

Хорошие результаты достигаются ступенчатым охлаждением в перлитной и мартенситной областях превращения. Ступенчатость охлаждения, по видимому, способствует не спонтанному, а монотонному изменению во времени объема изделия при распаде аустенита на мартенсит и появлению структуры мартенсита отпуска. Это снижает вероятность растрескивания, особенно конструкционных и инструментальных сталей при закалке, и существенно уменьшает коробление после охлаждения. Например,

в ходе испытаний податливости к деформациям замечено, что штатные детали при одинаковых исходных параметрах и условиях закалки обнаруживают совершенно разные изменения формы и размера. На рис. 4. показано изделие – направляющая пресс-формы из стали У12. Режим термической обработки: нагрев 760-800 С, охлаждение: масло индустриальное (по действующей технологии) (деталь слева), твердость средняя из 4-х измерений HRC 53-55; раствор модифицированного полимера Na-КМЦА в воде (деталь справа), твердость средняя из 4-х измерений HRC 58-60.

Процесс охлаждения. Теоретическое определение коэффициента теплопередачи пока невозможно. Единственно разумным методом оценки закалочной

способности данной среды на тепловой и охлаждающий удар при контакте с нагретым твердым телом является определение скорости охлаждения последнего путем измерения хода его температуры во времени. При этом кривые могут быть получены и по экспериментальным данным, измерением термоэлектродвижущей силы термопары во времени $T=f(t)$, и путем электронного дифференцирования ее входного сигнала во времени, и $dT/dt=f(t)$, и алгоритмическим подходом к проблеме (см. выше). При этом исходят, например, в случае закалки из характера охлаждения погруженного в жидкость тела, т.е. из результата измерения снижения температуры во времени (рис. 5, 6 и 7).

Основываясь на этих критериях, многие исследователи начали изучать явление реакции материалов на охлаждающий и тепловой удары в различных аспектах, т.к., начиная со второй половины шестидесятых годов прошлого столетия, накопилось огромное количество информации по этому вопросу.

Предпочтение было отдано среде на водной основе с добавками полимера. Она больше отвечает требованиям инженерных служб, чем, например, закалочные среды ЗСП-1, УЗСП-1, ПК-2 и растворы щелочков и др. Так, при закалке изделий в средах на основе полиакриламида (ЗСП-1) и железной соли полиакриловой кислоты (ПК-2) происходит взрыв органических компонентов, отрицательно действующих на психику человека. При температурах 65÷75 °С практически во всех охладителях этой серии развивается химический процесс, связанный с перестройкой полимерной цепи и последующей необратимой потерей охлаждающих и др. полезных свойств этих сред (происходит явление стеклования).

Преимущество использования жидкой среды на водной основе с добавками полимера натриевой соли карбоксиметилцеллюлозы и его модификации заключается в том, что эта среда обеспечивает более однородный коэффициент теплоотдачи как при закалке погружением, так и при струйном охлаждении, на всей поверхности образца и более точный контроль коэффициента теплоотдачи в широком диапазоне скоростей охлаждения [5].

Она сохраняет охлаждающую способность и термосоустойкость до 453 К, что позволяет упростить технологию термической обработки; обладает отсутствием вредного воздействия на окружающую среду и человека; хорошо поддается биологической очистке; пожаробезопасна, при этом состав препаратов формируется из отходов производства.

Возможность применения Na – КМЦ и Na – КМЦА для термической обработки сталей оценивали по данным анализа охлаждающей способности сред, механических свойств и микроанализа, податливости к деформациям, параметрам трещиностойкости, табл. 1 [3, 5].

Все эти данные, равно как и приведенные выше, свидетельствуют о существовании глубокой связи

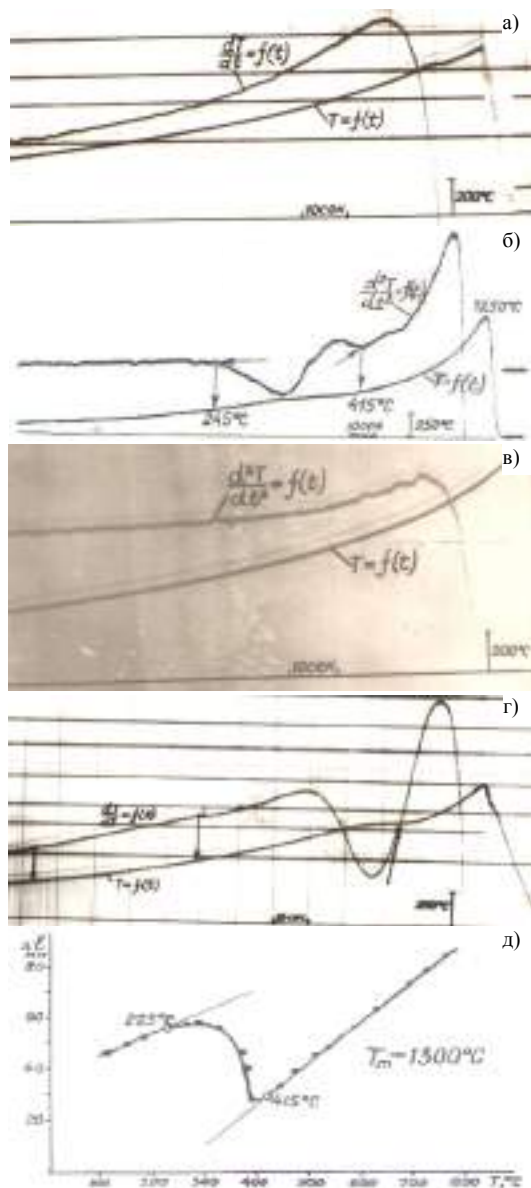


Рис. 11. Типовые осциллограммы производного термического анализа [7,11,12]: а, в) - сталь X18H10T (аустенитного класса, структурно- нечувствительная); б) - сталь 12X2H4A; г) - сталь 40XH; д) - дилатограмма стали 12X2H4A

между структурой и свойствами как обрабатываемых стальных изделий, так и охлаждающих сред. Однако эта связь все еще остается завуалированной при макроскопическом подходе к изучению материалов. Такой подход позволял нам описать механические свойства и поведение изученных сталей, но одновременно препятствовал получению целостного представления о «материалах и технологии» как науке. Испытания проводились на мятниковом копре с максимальной работой 15 kgm.

Между тем лишь микроскопическое рассмотрение всего многообразия материалов может выдвигать на первый план принципиальные закономерности и показать, каким образом размеры кристаллов (зерен), прочность и направленность связей обуславливают внутреннюю структуру и, следовательно, всю совокупность их физико-химических и механических свойств.

Принимая во внимание эти обстоятельства, рассмотрим результаты микроскопического анализа стали с применением новой охлаждающей среды.

Для микроисследований были приготовлены микрошлифы, которые травились 3% раствором HNO_3 в этиловом спирте. Величина аустенитного зерна определялась по ферритной оторочке перлитных колоний по ГОСТ 5639-65 путем подсчета количества зерен на 1 mm^2 площади шлифа:

1. В исходном состоянии структура феррито-перлитная, мелкозернистая. Феррит в виде оторочки по границам зерен X200. Размер зерна аустенита $d_{cp} = 0,18 \text{ mm} - 2$ балл. (рис. 8, а).

2. После термической обработки измельчение зерен X200. Размер зерна аустенита $d_{cp} = 0,032 \text{ mm} - 7$ балл. (рис. 8, б).

Эти данные, полученные в рамках договоров (ТашПИ с научными центрами ИТТФ и ИЭС им. Е.О. Патона НАН Украины), выгодно дополняют уже имеющиеся сведения по механическим испытаниям по следующим обстоятельствам. Во-первых, задача такого рода исследования тонкой структуры поставлена впервые. С другой стороны, выявлен ресурс состава и состояния охлаждающей среды в управлении регулируемые параметрами стали, таких как аустенитное зерно.

Охлаждающие среды серии Na-КМЦА используются преимущественно для деталей, функция и форма которых требует высоких значений вязкости и прочности при изгибе, а придание самим деталям первоначальной формы производится посредством

Таблица 1

Испытание образцов из стали 40X на ударную вязкость

Режим т.о.	Размеры образцов		Площадь поперечного сечения, cm^2	Работа разрушения, А, kgm	Ударная вязкость, a_u , kgm/cm^2	Примечание
	b, cm	h, cm				
Закалка в масле	0,99	0,78	0,7722	5	6,47	Излом кристаллический без волокнистости
	0,99	0,825	0,81675	5,7	6,97	«-»
	0,99	0,76	0,7524	8,5	11,29	«-»
	0,99	0,775	0,76725	6	7,82	«-»
Среднеарифметическая величина					8,1375	
Закалка в растворе Na-КМЦА	0,985	0,8	0,788	7,4	9,39	Излом мелкокристаллический, волокно 10%
	0,99	0,81	0,8019	9	11,22	«-»
	1	0,78	0,78	8,6	11,02	«-»
	0,99	0,815	0,8068	7	8,67	«-»
Среднеарифметическая величина					10,075	

обработки резанием. Во всех наших исследованиях использованы штатные детали из стали с фиксированными параметрами: шпильки, подшипники скольжения, шестерни автомобиля серии БелАЗ.

Исследования показывают, что результаты микроструктурного анализа могут обеспечить достаточно глубокое проникновение в природу эффектов охлаждающего и теплового ударов, влияющих на свойства материалов, и дают модель для описания влияния на качество собственных параметров, таких как размер аустенитного зерна, распределение дефекта и дислокационной структуры, а также состава и состояния охлаждающей среды. В частности, для механизмов упрочнения железа существенно присутствие дисперсных частиц двух типов – сравнительного «твердых» карбидных частиц (Fe_3C), через которые дислокации проходят с трудом, и «мягких» скопленных дефектов ($\alpha\text{-Fe}$), которые являются слабыми препятствиями движению дислокаций. Так, успехи науки «материалы и технологии» позволили перейти от использования фиксированных параметров материалов к целенаправленному созданию материалов с заданными свойствами.

Тенденция развития в методе анализа. Приведенные примеры показывают, насколько сложна наука о методах анализа, и насколько важна её роль в системе образования, и в практике инженерного дела, и в творческой работе в целом. По своей природе наука о методах анализа – это прикладная область. Она целиком опирается на фундаментальные науки (физику, химию, биологию и т.д.) и технологию, и использует их достижения для создания методов анализа, которые, в свою очередь, способствуют развитию фундаментальных дисциплин. Так, быстрое раз-

витие электроники привело к созданию современных приборов и разработке принципиально новых методик анализа [11, 13]. Однако активное применение компьютеров, предусматривающее управление аппаратурой термического анализа, практически отсутствует. Так как ни в одной из опубликованных работ предмет анализа по производной не изложен достаточно подробно с точки зрения современной информационной технологии, то далее он излагается на основе фундаментальных понятий, относящихся к информационным технологиям.

Интересной задачей служит регистрация производной по времени термоэлектродвижущей силы, которая пропорциональна фактической температуре термопары, спай которой приварен к испытываемому образцу. В этом методе измеряемым параметром является температура образца, которая регистрируется в функции времени. Однако небольшие изменения температуры в ходе кривой $T=f(t)$ обычно не обнаруживают экзотермические или эндотермические пики, обусловленные перестройкой кристаллической решетки, фазовыми переходами и т.п., которые сопровождаются поглощением или выделением тепла. В то же время в записях производной от показания термопары даже незначительное отклонение температуры регистрируется аномалия в нормальном ходе $T=f(t)$, которая при соответствующем усилении сигнала может быть определена. Повышенная чувствительность, характерная для анализа по производной, позволяет исследовать образцы малого размера и веса, что весьма важно. Таким образом, зная, какая энергия поглощается или выделяется образцом, можно графически регистрировать кривую, отражающую термическое поведение стали любой марки и сорта.

Электронное дифференцирующее устройство.

Разработка всех современных приборов основывается на результатах теоретических и прикладных исследований в области физики и электроники. Несмотря на быстрое совершенствование технологии приборостроения, основная часть теоретических разработок и

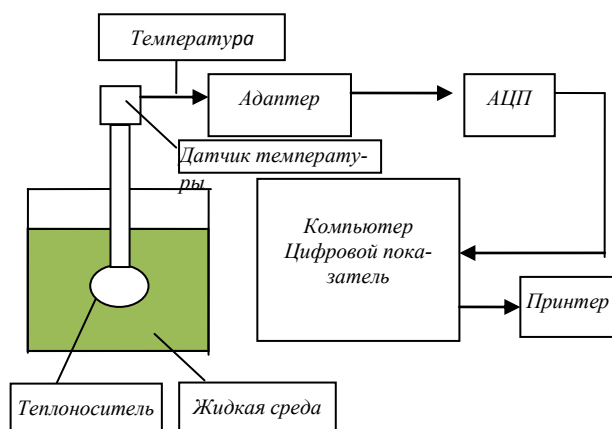


Рис. 12. Термочувствительный электрод с встроенным компьютером (АЦП - аналоговое - цифровой преобразователь сигналов)

принципы их построения остаются неизменными. Для ознакомления с последними достижениями в области приборостроения и поиска новых аппаратных методов достаточно обратиться к методу конструирования и изготовления специализированного электронного аналогового прибора, обеспечивающего запись сигналов в локальном устройстве.

Рассмотрим блок-схему и схему электронного устройства, осуществляющего многократное идеальное дифференцирование входного сигнала от термодатчика (рис. 9).

Семейство экспоненциально показательных характеристик такого устройства имеет вид:

$$\tau \cdot du_c/dt + U_c = U_{вх}(t).$$

Пусть на вход такой схемы действует импульс напряжений, равный $U_{вх}(t) = K/\sqrt{t}$.

При этом на выходе зажима устройства возникает переходной процесс:

$$\tau \cdot du_c/dt + U_c = K/\sqrt{t},$$

где $\tau = C \cdot (R_{вх} + R_x)$ - постоянная времени входного контура;

$R_{вх}$ - входное сопротивление усилителя;

R_x - сопротивление термопары;

K - вещественно положительная переменная, изменения которой определяют ряд значений выходных величин для фиксированных моментов времени;

U_c - напряжение на обкладках конденсатора.

Как видно, задача определения закона изменения напряжения в цепи сводится к решению линейного неоднородного уравнения. Это уравнение лучше решать операционным методом, который дает возможность пользоваться табличными данными. Переходя от дифференциального уравнения к операционному, получаем после преобразования изображение напряжения на конденсаторе в виде:

$$U_c(P) = K_2/\pi [P(p+1/\tau)]^{1/2}$$

где $K = K_2/\sqrt{\pi}$.

Перейдя от изображения напряжения к оригиналу и используя таблицы обратного преобразования Лапласа [14], можно получить закон изменения напряжения на конденсаторе «С» от входного сигнала во времени, с помощью которого можно записать закон изменения напряжения на сопротивлении обратной связи R_k , при этом выходная величина первой производной от входного сигнала, выраженного в напряжениях, запишется в виде:

$$U_k(t) = R_k \cdot C \cdot du_c/dt = 2R_k \cdot C \cdot K/\tau \cdot \exp(-t/\tau) \cdot \{1/\sqrt{t} + \sqrt{t} [1/2\tau + t/4\tau + 2/t\tau^3(1/12 + t/48\tau)] + \sqrt{t/\tau} [1 + t/\tau \cdot (1/3 + t/10\tau + (t/\tau)^2 \cdot (1/42 + t/216\tau))]\}.$$

На рис. 10 в виде графиков показаны вычисленные значения $U_c(t)$ и $U_k(t)$ для широкого диапазона изменения постоянной времени.

Таким образом, с учетом рассчитанных счетных свойств входных и выходных характеристик сигналов система разрабатывается в деталях, создаются переходные устройства и устройства ввода постоянных, пульт управления и средства отображения данных.

Факторы, влияющие на кривые термического

анализа по производной. Поскольку регистрация производной представляет собой динамический метод, то ход экспериментальных кривых может зависеть от большинства факторов. Но они могут быть сведены к двум основным факторам, связанным с измерительным прибором и характеристикой образца, и определяться размером провода, типа и изоляции термопары; материалом и геометрией образца.

Возможно, удобней всего использовать образцы малого размера, особенно когда испытания производятся с помощью электронного аналогового дифференциатора и современных компьютеров. Образцы малого размера позволяют увеличить скорости нагревания и обеспечивают лучшее разрешение пиков.

Практические примеры. Если кривые $T=f(t)$ и $dT/dt=f(t)$ используются для качественных целей, то важны форма, положение и число эндотермических и экзотермических пиков кривой. Для количественного анализа представляет большой интерес площадь, ограничиваемая пиком кривой, поэтому должно быть известно влияние экспериментальных параметров на эту площадь. Однако этот последний вопрос выходит за рамки нашего обзора, и мы ограничимся лишь рассмотрением качественной стороны кривой от производных $T=f(t)$ (рис. 11).

На фигурах наблюдается отклонение от нормального хода кривой, которое обусловлено перестройкой кристаллической решетки, происходящей в образце. Температура, при которой начинается отклонение, называется наблюдаемой температурой начала превращения (реакции). Превращение заканчивается при температуре T_f .

Поскольку в настоящее время компьютеры стано-

вятся органической частью измерительных приборов, то особый интерес представляет область цифровой техники, связанной с компьютерами, и сопряжения компьютеров с приборами.

Помощь компьютеров в проведении инструментального анализа самых простых устройств (например, термодатчик, ионочувствительный электрод и т.д.), так и сложных устройств, может быть самой различной.

Встраивание в прибор компьютеров обеспечивает следующие три дополнительные возможности: обработку численных данных, запоминание или хранение информации различного рода и облегчение передачи данных оператору или другим приборам (например, принтеру).

На рис. 12 показана работа термического анализатора с встроенным компьютером. Этот «умный» прибор может выполнить много таких действий, которые приходилось совершать либо оператору, либо инженеру-электронщику.

Принцип работы цифрового термического анализатора этого типа отличается от используемого в обычном, аналоговом (смотри выше), так как он сразу вычисляет значение $T=f(t)$, $dT/dt=f(t)$ или $d^2T/dt^2=f(t)$, а не получает их после некоторых манипуляций с величиной аналогового сигнала, изменение которого имеет непрерывный характер.

Разумеется, приведенный материал не является исчерпывающим ввиду ограниченности обзора, однако, как правило, все сказанное об одном приборе остается справедливым и по отношению к другим аналогичным приборам, по крайней мере, в части их совместного с компьютером применения.

Список литературы:

1. Матьякубов Б. Модели расчета прокаливаемости стали по химическому составу, «Новые стали и сплавы, режимы их термической обработки», ЛДНТП, Ленинград, 1991 г.
2. Дятлов В.И., Матьякубов Б. Расчет режима сварки сталей по их склонности к закалке. «Технология и организация производства», научно-производственный сборник № 2, март-апрель, Киев 1969 г.
3. Ежов В.М. Выбор экологически чистых полимерных водорастворимых закалочных сред взамен минеральных масел // МиТОМ, 1991, №4. с.8-10.
4. Матьякубов Б. Расчет критической скорости охлаждения по склонности сталей к закалке. Известия высших учебных заведений. Машиностроение, 1983, №10.
5. Матьякубов Б., Юсупов З. Поверхностное упрочнения тонких слоев структурно-чувствительных сталей охлаждением в водном растворе полимера. «Новые стали и сплавы, режимы их термической обработки» ЛДНП, Ленинград, 1991 г.
6. Матьякубов Б. Расчетная оценка количества мартенсита в околошовной зоне по склонности сталей к закалке / - В кН: Математические методы в сварке. Киев: Наук.думка, 1981, с 46-54.
7. Матьякубов Б. О применении термокинетических диаграмм для расчета режима сварки закаливающихся сталей. Известия АН Уз-ССР серия технических наук, №6, 1970, с 41-43.
8. Захаров А.В. и др. Исследование возможности использования полимерной среды Na-КМЦ для закалки рельсов и деталей рельсовых скреплений // Ми ТОМ, 1991, №4. С24-27.
9. Матьякубов Б., Эргашев М. «Методическое руководство к выполнению лабораторных работ по материаловедению (разделы «теория сплавов» и «теория и практика термической обработки сталей»), Ташкент-1985 г. (Таш ПИ).
10. Брускин З.З., Демченко В.Г. Внешнее дыхание и газообмен у рабочих, подвергающихся воздействию аэрозолей смазочных масел // Гигиена труда. 1975, №4. 28-30 с.
11. Матьякубов Б., Дибец А.Т. Выбор оптимальных параметров схемы устройства для записи производного термического анализа, // Автоматическая сварка №12, 1969 г.
12. Матьякубов Б., Леженин Ф.Ф. Теплопроводность сталей типа 18ХНВА (18Х2Н4ВА) и Х21Л, легированных церием при высоких температурах, Известия высших учебных заведений, «Энергетика», 1969, №5.
13. Матьякубов Б. Изучение кинетики превращений в металлах при помощи производного термического анализа. // Заводская лаборатория. 1972 №9 с. 83-87.
14. Корн Т., Корн Г. Справочник по математике для научных работников и инженеров, изд. «Наука», м 1970.

AXBOROT-RESURS MARKAZLARI VA KUTUBXONALAR UCHUN DASTURIY TA'MINOT: MUAMMOLAR, YECHIMLAR

Kadirov Y.B., NDKI «Texnologik jarayonlar va ishlab chiqarishni avtomatlashtirish va boshqaruv» kafedrası o'qituvchisi; **Mustafayev M.M.**, NDKI bakalavr; **Jo'rayev S.U.**, NDKI bakalavr

Respublikamiz Prezidentining 2006-yil «Aholini kutubxona-axborot bilan ta'minlashni tashkil etish to'g'risida»gi qarori ijrosini ta'minlash borasida kutubxonachilik ishi sohasida bir qator ishlar amalga oshirildi. Qarorda ko'zda tutilgan yangi tipdagi axborot-kutubxona, axborot-resurs markazlarini (AKM, ARM) tashkil qilish, katta mablag' va vaqt talab qiladigan murakkab masala hisoblanadi.

Ma'lumki, zamonaviy talablarga javob beradigan kutubxonada avtomatlashtirilgan kutubxona-axborot tizimini (AKAT) yaratmasdan turib, qarorda ko'zda tutilgan vazifalarni to'liq bajarish mumkin emas. AKATning ta'minotlari (dasturiy, texnik, axborot, lingvistik, tashkiliy-texnologik va kadrlar) orasidan bugungi kunda ko'pchilikning e'tiborida turgani bu dasturiy ta'minotdir.

O'zbekiston kutubxonalarida AKAT dasturiy ta'minoti sifatida Rossiyada ishlab chiqilgan IRBIS tizimining qo'llanilayotganligi diqqatga sazovordir. Integrallashgan kutubxona-axborot tizimi (IRBIS) o'tgan asr 90-yillarining oxirlaridan boshlab O'zbekiston kutubxonalarida tatbiq qilina boshlagan bo'lsa, u bugungi kunda mamlakatimizning ko'pchilik AKM, ARM va kutubxonalarida o'z o'rnini topmadi. Buning birinchi sababi tizimning bahosi mamlakatimiz kutubxonalarining moliyaviy imkoniyatlariga mos emasligida bo'lgan bo'lsa, ikkinchi sababi tizimning O'zbekiston kutubxonalariga to'liq moslashtirilmaganligi bo'ldi. Tizim o'zbek tiliga tarjima qilinmadi, buning sababi «Axborot, kutubxonachilik va nashriyot ishi» (SIBID) turkumiga kiruvchi kutubxona standartlari o'zbek tilida mavjud emas edi. Kataloglashtirish qoidalari ham O'zbekiston kutubxonachilik ishi uchun «ochilmagan qo'riq» edi.

2007-yili O'zbekiston Milliy kutubxonasining tashabbusini «Aloqa va axborotlashtirish agentligi» qo'llab-quvvatladi va Respublika axborot-kutubxona markazining sa'y harakati bilan kutubxonachilik sohasiga oid standartlar tizimining birinchi varianti ishlab chiqildi. Demak, nazariy jihatdan kutubxona jarayonlarini avtomatlashtirish imkonini beruvchi dasturiy vositalar yaratishga imkoniyat yaratildi.

Kutubxonalar uchun dasturiy vosita yaratuvchilarning ba'zi birlari «Biz shunday tizim yaratdikki, uni ixtiyoriy tipdagi kutubxonaga tatbiq qilish mumkin» deya da'vo qilmoqdalar. Ular kutubxonalaridagi tipologiyalarni bilmasliklari tufayli turli tipdagi kutubxonaga oldiga o'ziga hos vazifalar qo'yilganligini va bu vazifalar turlicha ekanligini tushunmaydilar. Bu birinchidan, ikkinchidan

esa ARM, AKM va kutubxonalarining moliyaviy imkoniyatlari ham turlicha demak, dasturiy vositalarni sotib olish imkoniyatlari ham turlicha. Bunday holatda «universal dasturiy vosita» yaratish maqsadga muvofiq emas. Shunday dasturiy vositalar kompleksini yaratishimiz lozimki, u turli tipdagi AKM, ARM va kutubxonalarining bajaradigan vazifalariga, funksional talablariga va moliyaviy imkoniyatlariga mos kelsin. Shunday qilib, barcha ARM, AKM va kutubxonalariga tatbiq qilinadigan yagona tizimni emas, balki turli vazifalarni bajaruvchi turli tipdagi AKM, ARM va kutubxonalar uchun dasturiy vositalar kompleksini yaratish kerak. AKM, ARM va kutubxonalar o'z imkoniyatlaridan (funksional va moliyaviy) kelib chiqqan holda o'zlariga kerakli dasturni tanlab olinlar. Dasturiy kompleks modul prinsipiga asoslanib yaratilganligi tufayli kerakli tizimni yaratish unchalik mushkul ish bo'lmaydi.

Kutubxonalaridagi barcha ishlarni amalga oshiruvchi dasturlardan biri EKAT dasturidir.

Dastur barcha kutubxonalar va Axborot Resurs Markazlarida foydalanish uchun mo'ljallangan bo'lib, unda kitob fondini kiritish, kitobxonlar bilan ishlash, elektron kitoblar yaratish kabi amallar avtomatlashtirilgan. Dastur kutubxonalar ishlar davrida yuzaga keladigan informatsion muammolarni hal qilish uchun juda qulaydir. U orqali kutubxona bo'yicha kerakli turdagi hisobotlarni tezda tayyorlash, kerakli ma'lumotlarni topish kabi amallarni ham avtomatlashtirish va ish unumdorligini oshirish mumkin.

Dastur 3 ta asosiy bo'limdan tashkil topgan bo'lib, ular:

- Foydalanuvchilar bo'limi;
- Kitoblar bo'limi;
- Kitob olgan foydalanuvchilar bo'limi.

Foydalanuvchilar bo'limi «Foydalanuvchilar» oynasida aks ettiriladi. Bu bo'limda kutubxonaga a'zo bo'lgan barcha foydalanuvchilar haqida ma'lumot aks ettirilgan bo'lib, bu yerda yangi foydalanuvchilarni ro'yhatga olish va foydalanuvchilar haqidagi mavjud ma'lumotlarini o'zgartirish, a'zolik muddati tugagan foydalanuvchilarni ko'rish va kerakli ma'lumotlarni filtr yo'li bilan xisobot tariqasida chop etish mumkin. Bundan tashqari foydalanuvchiga kitob berilayotgan vaqtda shu yerni o'zidayoq dasturga kiritish mumkin (1-rasm).

Foydalanuvchilar bo'limida foydalanuvchi haqidagi quyidagi ma'lumotlar aks ettiriladi:

- Foydalanuvchining raqami;

#	Хабарлар рақами	Ф.И.Ш	Миллати	Туғилган вақти	Жинси	Манзили
1	1	234 Саваб	Ўзбек	27.02.1981		
2	2	435 Саваб	Ўзбек	07.03.1983	Эркак	
3	3	Лавоз	Ўзбек	27.05.2000		
4	9	Абдурашодов Абдурашод Рустамович	Ўзбек	12.12.1980		
5	10	Абдурашод Рустамович Саид	Ўзбек	12.03.1981		
6	11	Абдурашод Муҳаммад	Ўзбек	04.06.1982	Аёл	
7	12	Абдурашод Тошқурбанов	Ўзбек	25.08.1981		
8	13	Абдурашод Юсупов	Ўзбек	18.11.1982		
15	Жами	15				

1-rasm. Foydalanuvchilar bo'limi

#	Kitob nomi	Kitob muallifi	Til	Fondga kirgan vaqti	Kitob soni	Hozirda mavjud
1	1	Кодирья А.	Ўзбек тили	08.10.2009	55	55
2	2	Фидая 5-си Нормированов Р.	Ўзбек тили	07.11.2009	300	301
3	3	Касоабов Навоий Ф.	Ўзбек тили	23.01.2009	56	56
4	4	Отган кунда Кодирья А.	Ўзбек тили	10.11.2007	23	23
5	5	Анордиштин Муҳаммад	Ўзбек тили	08.10.2010	50	49
6	6	Сина тили 4-с Навоий А.	Ўзбек тили	04.09.2010	100	98
14	Жами	14			1032	1022

2-rasm. Kitoblar bo'limi

#	Хабарлар рақами	Фойдаланувчи Ф.И.Ш	Миллати	Туғилган кун
1	1	Лавоз	Ўзбек	27.05.2000
2	2	Абдурашодов Абдурашод Нурмухаммадович	Ўзбек	12.12.1980
3	3	435 Саваб	Ўзбек	07.03.1983
4	4	435 Саваб	Ўзбек	07.03.1983
5	5	Абдурашод Муҳаммад	Ўзбек	04.06.1982
6	6	Абдурашод Рустамович Саид	Ўзбек	12.03.1981
7	7	Абдурашодов Абдурашод Нурмухаммадович	Ўзбек	12.12.1980
8	8	Абдурашод Муҳаммад	Ўзбек	04.06.1982
9	Жами	9		

3-rasm. Kitob olgan foydalanuvchilar bo'limi

- Foydalanuvchining Familiyasi, Ismi va Sharifi;
- Foydalanuvchining millati;
- Foydalanuvchining rasmi;
- Foydalanuvchining tug'ilgan kuni;
- Foydalanuvchining jinsi;
- Foydalanuvchining ish yoki o'qish turi;
- Foydalanuvchining ish yoki o'qish joyi;
- Foydalanuvchining sinfi, kursi yoki lavozimi;
- Foydalanuvchining ma'lumoti;
- Foydalanuvchining hozirgi turar joyi;

Foydalanuvchining Passport ma'lumotlari;
Foydalanuvchining qo'l yoki uy telefoni;
Foydalanuvchining a'zo bo'lgan kuni va a'zolikini tugash kuni.

Kitoblar bo'limi «Kitoblar» oynasida aks ettiriladi. Bu bo'limda kutubxona to'liq fondi haqidagi ma'lumotlar aks ettiriladi. Bu yerda kutubxonadagi barcha kitoblar haqidagi ma'lumotlarni ko'rish, o'zgartish va yangi kitob ma'lumotlarini kiritish mumkin. Kitoblar bo'limidan ham kerakli ma'lumotlarni filtr yo'li bilan xisobot tariqasida chop etish mumkin (2-rasm).

Kitoblar bo'limida kitoblar haqidagi quyidagi ma'lumotlar aks ettiriladi:

- Kitob nomi;
- Kitob muallifi;
- Kitobning bo'limi;
- Kitob tili;
- Kitobning fondga kirgan vaqti;
- Kitobning fonddagi soni;
- Kitobning hozirda mavjud soni;
- Kitobning nashr yili;
- Nashriyot nomi;
- Kitob narxi;
- Kitobning fondan chiqqanligi dalolatnomasi.

Bu bo'limda har bir kitob biror foydalanuvchi tomonidan olinganidan keyin, dastur avtomatik ravishda kitobning hozirda mavjud sonini bittaga kamaytiradi. Xuddi shunday kitob qaytarilgan vaqtida bittaga oshiradi. Bu kitoblarning holati haqidagi ma'lumotlarni onlayn tarzda bilish imkonini beradi. Bu bo'limda ham kerakli kitobni foydalanuvchi nomida yozib qo'yish mumkin.

Kitob olgan foydalanuvchilar bo'limi dasturining asosiy oynasi hisoblanadi. Bu yerda kitob olgan barcha foydalanuvchilar haqida ma'lumotlar aks ettiriladi. Ushbu bo'limda kitob olgan foydalanuvchi va olingan kitob haqidagi barcha ma'lumotlarni ko'rish mumkin. Bundan tashqari kitob qaytarilgan vaqtda dasturga kiritish shu yerda amalga oshiriladi. Kitob olgan foydalanuvchilar bo'limida foydalanuvchi va kitob haqidagi ma'lumotlardan tashqari, kitobni qachon olingani va qachon qaytarilishi kerakligi haqidagi ma'lumotlar ham aks ettiriladi (3-rasm).

Ushbu EKAT dasturining boshqa shu kabi dasturlardan afzalligi shundan iboratki, dasturda qarzdor foydalanuvchilar bilan ishlash bo'limi yo'lga qo'yilgan. Ya'ni kitob olib qaytarmay turga foydalanuvchilarning qo'l telefonlariga qarzdorligi haqida SMS xabar yuborish imkoniyati mavjud. SMS xabar foydalanuvchilarning qo'l telefoniga dastur o'rnatilgan kompyuterga ulanagan GSM modem orqali yuboriladi. Bundan tashqari qarzdor foydalanuvchilar ro'yhatini xisobot tariqasida chop etish mumkin.

Dasturning imkoniyatlarini oshirish va uni xalqaro talablarga mos kelishini ta'minlash ustida ishlar olib borilmoqda.

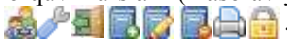
Xulosa qilib aytganda:

1. AKM, ARM va kutubxonalar uchun yagona universal AKAT emas, balki kutubxonalar tipologiyasini va kutubxonalarning moliyaviy imkoniyatini hisobga olib dasturiy vositalar yaratish lozim.

2. AKM, ARM va kutubxonalar uchun yaratiladigan tizimlar korporativ (hamkorlikda elektron bibliografik resurslar yaratish va ulardan birgalikda foydalanish)

faoliyat yuritishga moslashgan bo'lishi kerak.

3. AKAT yaratish bilan cheklanib qolinmasdan doimiy ravishda uni rivojlantirib turishga imkoniyat va shart-sharoitlar yaratilishi kerak.

4. Tizimni AKM, ARM va kutubxonalarga muvofiqiyatli tatbiq qilish uchun doimiy ravishda faoliyat ko'rsatadigan o'quv kurslari (masofaviy ta'lim) tashkil qilinishi zarur .

УДК 004.4: 001.891

© Фурсов А.И. 2013 г.

ПРИМЕНЕНИЕ КОМПЬЮТЕРНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПРИ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ

Фурсов А.И., инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК

В научно-исследовательской деятельности важнейшим ресурсом является информация. В этой связи под термином информационная технология понимают современные виды информационного обслуживания, основанные на использовании средств вычислительной техники (СВТ), связи, множительных средств и оргтехники.

Компьютерные технологии (КТ) являются частью информационных технологий и обеспечивают сбор, обработку, хранение и передачу информации с помощью ЭВМ.

Практически КТ реализуются применением программно-технических комплексов (ПТК), состоящих из персональных компьютеров (ПК) или рабочих станций (РС) с необходимым набором периферийных устройств, включенных в локальные и глобальные вычислительные сети и обеспеченных необходимыми программными средствами (ПС). Использование названных элементов увеличивает степень автоматизации научных исследований, что служит основой их совершенствования [1].

КТ повышают уровень эффективности работ в науке за счет следующих факторов:

1. Упрощение и ускорение процессов обработки, передачи, представления и хранения информации.

2. Увеличение объема полезной информации с накопителем типовых решений и обобщением опыта научных разработок.

3. Обеспечение глубины, точности и качества решаемых задач. Возможность реализации задач, ранее не решаемых. Постановка исследований и получение результатов, недостижимых другими средствами.

4. Возможность анализа большого числа вариантов

синтеза объектов и принятия решений.

5. Сокращение сроков разработки, трудоемкости и стоимости организации научно-исследовательской работы (НИР) при улучшении условий работы специалистов.

Рациональная НИР строится с использованием принципов системного подхода и схематично может быть представлена следующим образом (рис. 1). Исходя из задач научных исследований (НИ) и порядка их реализации, можно определить следующие основные направления рационального применения КТ в научных исследованиях:

1. Сбор, хранение, поиск и выдача научно-технической информации (НТИ).

2. Подготовка программ НИ, подбор оборудования и экспериментальных устройств.

3. Математические расчеты.

4. Решение интеллектуально - логических задач.

5. Моделирование объектов и процессов.

6. Управление экспериментальными установками.

7. Регистрация и ввод в ЭВМ экспериментальных данных.

8. Обработка одномерных и многомерных (изображения) сигналов.

9. Обобщение и оценка результатов НИ.

10. Оформление и представление итогов НИ.

11. Управление НИР.

При системном подходе НИ начинаются со сбора и предварительной обработки НТИ по теме исследования. Эта информация может включать сведения о достижениях в исследуемой области, научных разработках, технических решениях, об оригинальных идеях, открытых эффектах и т.д.

Поиск выполняется по каталогам, реферативным и библиографическим изданиям. Автоматизация этой процедуры обеспечивается использованием специализированных информационно-поисковых систем (ИПС) библиотек и научно-исследовательских институтов (НИИ), электронных каталогов, поиском в машиночитаемых базах данных (БД), а также с помощью программ поиска в сетях Internet.

Internet - это всемирная корпоративно управляемая совокупность компьютерных сетей, обменивающихся информацией (~40 тыс. сетей, более 50 млн. пользователей), и связанных телефонными, оптоволоконными и др. кабелями, а также радиоканалами, в том числе спутниковыми.

Web - браузер - программа поиска и просмотра HTML - документов и других информационных ресурсов Internet. Наиболее распространены: MS Internet Explorer и Google Chrome. В среде Web для повышения эффективности поиска целесообразно, кроме браузеров, применять поисковые серверы и каталоги Web, использующие ключевые слова. Таких средств более 500. Согласно данным LiveInternet в 2012 г. [2], к популярным поисковым системам относятся: Яндекс (61,3 %), Mail.ru (8,5 %) и Рамблер (1,9 %).

Существуют также метапоисковые программы, которые посылают запросы сразу на несколько серверов. Например, Нигма – четвертая по популярности русскоязычная интеллектуальная метапоисковая система.

При поиске необходимой информации для НИР приходится иметь дело с базами данных авторов, статей или изданий. Access - это система управления реляционной базой данных (БД), позволяющая формировать данные и решать задачи управления ими. В плане обработки информации Access обладает значительно большими возможностями, чем электронные таблицы (ЭТ).

Работе с БД должно предшествовать определение количества, структуры и взаимосвязи таблиц, входящих в БД, состав каждой таблицы и документов, которые необходимо получить по информации БД.

Зачастую при переводе найденной необходимой литературы приходится переводить ее в машинно-редактируемый формат. Для этих целей целесообразно использовать системы оптического распознавания. Одна из таких систем, нашедшая широкое применение, является FineReader (FR). FR предназначена для автоматизации ввода в ПК типографских документов, работает в среде Windows, обеспечивает распознавание до 99,6% символов, время обработки 1-й страницы <1мин. Главное окно системы (как и все WS - приложения) включает управляющее меню, инструментальные панели и рабочее поле. Работа в FR выполняется в три этапа: сканирование, распознавание, редактирование.

Применение зарубежного опыта в производстве, его адаптация к конкретным условиям промышленности – немаловажная часть НИР. Изучение зарубежных



Рис. 1. Схематическое представление НИР

научных статей сопряжено со степенью владения иностранными языками исследователя. В данном случае на помощь приходят системы автоматизированного машинного перевода. К популярным данным системам относятся [3]: PROMT Standard 9.0, Systran Home Translator, Babylon 9 – Simply Translate, Translution Pro, Ace Translator, LingvoSoft Translator и IdiomaX Translation Suite 6.0.

Следующим этапом после сбора и обработки НТИ являются теоретические и экспериментальные исследования (рис. 1, табл. 1). Основной задачей **теоретических исследований** (ТИ) является создание теории по исследуемой проблеме, включающей объяснение явления с использованием математического аппарата или качественных правил.

Вычислительная техника (ВТ) находит широкое применение в реализации задач ТИ. Наиболее часто ВТ используют в проведении математических расчетов. Программное обеспечение для данного направления условно делится на следующие категории:

1. Библиотеки программ для численного анализа, которые также делятся на библиотеки общего назначения (пакеты SSP, NAG) и узко специализированные пакеты, ориентированные на решение определенного класса задач (Micro Way - матрицы, преобразование Фурье).

2. Специализированные системы для математических расчетов и графического манипулирования данными и представления результатов (Phaser - дифференциальные уравнения, Statgraf - статистический анализ), Eureca, Statistica.

3. Диалоговые системы математических вычислений с декларативными языками, позволяющими формулировать задачи естественным образом (MuMath, Reduce, MathCad, Matlab, Mathematica).

4. Электронные таблицы (ЭТ), которые позволя-

ют выполнять различные расчеты с данными, представленными в табличной форме (Supercalc, Quattro Pro, Lotus 1-2-3-4, Excel).

В реализации эвристических методов рациональное применение ВТ связано с использованием методов морфологического анализа (таблиц), ассоциативных методов (метод каталога, метод гирлянд случайностей и ассоциаций), с помощью которых генерируется большое число вариантов решения задачи, а затем производится их оценка и выбор рационального.

Теоретические исследования технических проблем в некоторых случаях целесообразно проводить с использованием автоматизированной системы решения изобретательских задач - АРИЗ, которая охватывает все этапы технического творчества от анализа технических систем до поиска вариантов решения.

Наиболее сложной является компьютеризация логико-лингвистических методов НИ. Решение проблемы в этом направлении обеспечивается средствами, включающими элементы искусственного интеллекта. Это системы автоматизированного перевода (СОКРАТ, PROMT, Stylus), интеллектуальные пакеты прикладных программ (ППП), расчетно-логические системы, системы поддержки принятия решения (СППР) и различные экспертные системы.

Интеллектуальные ППП дают возможность решать задачи по описанию процесса с помощью непроцедурного языка без программирования алгоритма. При этом система сама формирует матмодель исследования и определяет необходимые программные модули для ее реализации (ПРИЗ, СПОРА, МАВР) [4].

Расчетно-логические системы предназначены для коллективного решения общих задач НИ при выполнении локальных задач на отдельных рабочих местах за счет координируемого взаимодействия по каналам связи (Система комплексного планирования ГРАНИТ, ERP-системы, программное обеспечение PSI) [5].

В дополнение к теоретическим исследованиям в процессе НИР проводят **экспериментальные исследования** (ЭИ). Основными задачами ЭИ могут быть:

1. Целенаправленное наблюдение за функционированием объекта для углубленного изучения его свойств.
2. Проверка справедливости рабочих гипотез для разработки на этой основе теории явлений.
3. Установление зависимости различных факторов, характеризующих явление, для последующего использования найденных зависимостей в проектировании или управлении исследуемыми объектами.

ЭИ включают этапы подготовки эксперимента, проведения исследований и обработки результатов. На подготовительном этапе определяются цели и задачи ЭИ, разрабатываются методика и программа его выполнения. Этот этап включает также подбор необходимого оборудования и средств измерений.

На рынке программного обеспечения представлено немало достойных продуктов, которые можно было бы использовать для лабораторных и научных исследова-

ний и испытаний, автоматизации процессов промышленных измерений. Одна из них программный комплекс автоматизации испытательных и экспериментальных установок АСTest, который позволяет автоматизировать весь цикл проведения испытаний, начиная от их подготовки и заканчивая обработкой и представлением полученных результатов [6].

Этап проведения собственно исследований определяется спецификой изучаемого объекта. По характеру взаимодействия средств эксперимента с объектом различают обычные и модельные ЭИ. В первом взаимодействии оказывается непосредственно на объект, во втором - на заменяющую его модель.

Метод моделирования объектов и процессов является основным в научном эксперименте. Различают физическое, аналоговое, математическое моделирование. Физическое моделирование выполняется на специальных установках. При этом ВТ используются для управления процессом эксперимента, сбора регистрационных данных и их обработки. Для аналогового моделирования используются аналоговые вычислительные машины (АВМ), что позволяет создавать и исследовать модели-аналоги, которые могут описываться одинаковыми дифференциальными уравнениями с исследуемым процессом.

Математическое моделирование, в широком смысле, включает исследования не только с помощью чисто математических моделей. Здесь используются также информационные, логические, имитационные и другие модели и их комбинации. В этом случае матмодель представляет собой алгоритм, включающий определение зависимости между характеристиками, параметрами и критериями расчета, условия протекания процесса функционирования системы и т.д.

Данная структура может стать моделью явления, если она с достаточной степенью отражает его физическую сущность, правильно описывает соотношение свойств и подтверждается результатами проверки.

Применением матмоделей и ВТ реализуется один из наиболее эффективных методов НИ - вычислительный эксперимент, который позволяет изучать поведение сложных систем, которые трудно физически смоделировать. Часто это связано с большой сложностью и стоимостью объектов, а в некоторых случаях невозможностью воспроизвести в реальных условиях.

При этом используются сотни функционально-ориентированных ПС (например, MICRO - Logic, PC - LOGS из P-CAD, ANSYS, DesignLAB), так и системы универсального применения (мощные ЭТ-Excel, QuattroPro, система MathCad).

Главным этапом НИР является **обработка результатов** исследования. Данный этап подводит итог теоретически и экспериментальных исследований. Выполнение этапа проведения теоретических или ЭИ обеспечивает регистрацию больших объемов информации, которая может быть представлена в виде:

- а) массивов числовых данных, как результатов дискретных измерений;

б) комплексов одномерных или многомерных сигналов.

Достаточно часто информация НИ представляется в табличной форме. Обработка такой информации эффективно выполняется с использованием табличных процессоров (ТБП) или ЭТ. Электронные таблицы применяются на всех этапах выполнения НИ, но наиболее целесообразно их использование при выполнении математических расчетов, математическом моделировании, численном эксперименте и отработке данных.

Выполнение математических расчетов в ЭТ основано на возможности связывания числовых значений клеток с помощью математических операторов и встроенных функций. ТБП Excel предоставляет возможность работы с математическими, статистическими, логическими, информационными и др. категориям функции (>250).

MathCad - интегрированная система для проведения математических и инженерно-технических расчетов. Включает текстовый редактор, вычислитель и графический процессор. Текстовый редактор служит для подготовки комментариев к расчетам. Используемые при этом зависимости не вычисляются. Вычислитель за счет набора встроенных функций позволяет решать сложные математические задачи. MathCad содержит тригонометрические, алгебраические, специальные и др. функции. Имеется возможность создания пользовательских функций.

Графический процессор обеспечивает графическое представление результатов расчетов. При этом функции могут быть отображены в прямоугольной и полярной системах координат, на графиках с обычной и логарифмической шкалой и т.д.

Заключительный этап НИР – **оформление результатов НИ**. Результаты НИ могут быть представлены в виде отчета, доклада, статьи и т.п., в оформлении которых в настоящее время широко используются средства вычислительной техники.

Необходимо отметить, что подготовка научных работ насыщенных математическими, химическими формулами, имеющими несколько уровней, представляет определенные трудности.

Проблема решается с использованием специальных редакторов для научных документов, к которым можно отнести: ChiWriter, TCube (ТЗ), WordPerfect и др. Возможно использование для этих целей системы MahtCAD. Подготовка научных текстов, сильно насыщенных формулами, наиболее эффективна в системе

Таблица 1

Перечень компьютерных программ для проведения НИР

Этап НИР	Вид деятельности	ПО
Сбор и обработка НТИ	Поиска в сетях Internet	MS Internet Explorer
		Google Chrome
		Opera
	Работа с БД	MS Office Access
	Перевод в машинно-редактируемый формат	FineReader
Теоретическое исследование	Автоматический перевод текста	PROMT Standard 9.0
		LingvoSoft
		Translator
	Математические расчеты	пакеты SSP, NAG
		Micro Way
		Phaser
		Statgraf
		Eureca
		Statistica
		Excel
		MathCad
		Matlab
		Mathematica
Логико-лингвистический метод анализа	MABP	
	Система комплексного планирования ГРАНИТ ERP-системы	
Экспериментальное исследование	Автоматизация проведения эксперимента	ACTest
Моделирование	Построение моделей	MICRO - Logic
		ANSYS
		QuattroPro
		MathCad
Обработка результатов исследования	Обработка таблиц с данными	Excel
		MathCad
Представление и оформление результатов	Редактирование текста	ChiWriter
		WordPerfect
		MF Office Word
		ViTEX
	Формирование табличной информации	Excel
		QuattroPro
		Corel-Draw
Создание графических иллюстраций	AutoCAD	
	Orfo	
Грамматический контроль текста	Lingvo Corrector	
Автоматизированный перевод	Prompt	
	Socrat	

TEX (ViTEX), где набор формул выполняется средствами специального языка, что ускоряет процесс в 2-3 раза. Для документов с небольшим количеством формул из обычных TP можно использовать MS Word, хотя работа в нем достаточно трудоемка, т.к. обеспечивает только поэлементное конструирование формул.

В создании научных документов, кроме редакторов научных текстов, используются следующие ПС:

1. Формирование табличной информации целесообразно вести средствами ТБП (Excel, QuattroPro) с использованием возможностей графического отображения.

2. Для создания сложных графических иллюстраций в научных документах удобнее применять системы деловой графики (например, Corel-Draw) и геометрического моделирования (Auto CAD и т.п.).

3. Эффективный грамматический контроль текста выполняется с помощью специализированных систем типа Orfo, Lingvo Corrector, Propis и т.п.

4. Фотоизображения в текст документа можно встраивать, используя сканирование и средства оптического распознавания, средства их редактирования и цифровую фотографию (например, FineReader, Adobe Photoshop и т.п.).

5. Автоматизированный перевод может быть реализован системами Stylus, Promt, Socrat.

В обеспечении комплексного создания документов в настоящее время существуют следующие направления:

1. Применение интегрированных программных систем, обеспечивающих в рамках одной системы создание текста, таблиц, графиков (Framework,

Works).

2. Использование комплексов взаимосвязанных программ в рамках одной операционной оболочки. Например, MS Office включает самостоятельные ПС Word, Excel и др., но имеющие механизм эффективного обмена данными.

3. Гиперсреды и мультимедийные системы.

Суммировав все вышесказанное, можно получить минимальный перечень КП, необходимый для успешного проведения НИР (табл. 1).

Таким образом, в современном мире деятельность научно-исследовательских организаций без использования компьютерных технологий просто невозможна. Поиск, приобретение, создание и внедрение нового программного обеспечения для ЭВМ для решения НИР является главной задачей для успешной, а главное эффективной работы научно-исследовательских лабораторий, исследовательских институтов или университетов.

Список литературы:

1. Компьютерные технологии в науке и образовании. Методические указания к практическим занятиям / Сост. В.Н.Арефьев. - Ульяновск, УлГТУ, 2001. 42 с.
2. http://ru.wikipedia.org/wiki/Поисковая_система - Википедия, свободная энциклопедия
3. <http://www.24english.ru> – Easy English
4. Семенов Н.А., Степашко В.С., Петров Е.В. Диалоговые пакеты прикладных программ для решения задач регрессионной идентификации. Программные продукты и системы № 3, 1992 г.
5. Ульрике Фукс. «Production manager», корпоративный журнал компании PSI, 2010 г.
6. Ртищев А.В. Программный комплекс "ACTest" — комплексный подход к автоматизации испытаний и экспериментальных исследований. ПИКАД. -2005. -№ 1. - С. 32-38.

ПОРЯДОК ОФОРМЛЕНИЯ СТАТЕЙ ПРИ ПУБЛИКАЦИИ В ЖУРНАЛЕ «ГОРНЫЙ ВЕСТНИК УЗБЕКИСТАНА»

1. Перед заглавием статьи необходимо указать шифр согласно Универсальной десятичной классификации литературы (УДК), его можно узнать из каталогов в бюро технической информации или библиотеке.

2. Статья должна включать заголовок, **аннотации** на английском и узбекском языках (если текст тезиса на русском языке) и на английском и русском языках (если текст тезиса на узбекском языке), анкетные данные авторов (фамилию, имя, отчество, ученую степень и звание, занимаемую должность и место работы).

3. К статье необходимо приложить экспертное заключение о возможности опубликования статьи и дискету с электронной версией статьи, выполненной в формате текстового редактора Word для Windows.

4. Статью и экспертное заключение (сканированный вариант) можно передать по e-mail: I.Vibik@cru.ngmk.uz и Z.Hakberdieva@cru.ngmk.uz.

5. Единицы измерения в статье должны выражаться в единицах SI в соответствии с Государственным стан-

дартом Узбекистана O'zDSt 8.012:2005 «Государственная система обеспечения единства измерений Республики Узбекистан. Единицы величин» (табл. 1).

Величина	Наименование	Обозначение
Длина	метр, мм	m, mm
Площадь	гектар	ha
Масса	тонна, килограмм	t, kg
Объем, вместимость	литр	l
Время	сутки, час, мин., секунда	d, h, min, s
Температура	по Кельвину, по Цельсию	K, °C
Электрические величины	ампер, вольт, ватт, ом	A, V, W, Ω