

Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali 1997
yilda asos solingan

Ta'sislar:

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'yatga 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.ziynet.uz

Kompyuter sahifasi:

Xakberdieva Z.T.

Tahliliy guruh:

Nakaryakova O.A., Norov J.A.

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 18.12.2012 y. imzolandi

Adadi 600 nusxa

GEOLOGIYA / ГЕОЛОГИЯ

- Рахимов В.Р., Чунихин С.Г.** Переоценка крупных рудных штокверковых месторождений на основе комплексно-системно-динамического подхода 3
- Мирзаев А.У., Плещенко И.В., Кушаков А.Р., Наврузов С.С., Булина Н.В., Набиева Р.М.** Железосодержащее сырьё средней юры Камышбашинской площади Южной Ферганы 8
- Мирходжаев Б.И.** Особенности локализации уранового оруденения в артезианских бассейнах смежных с нефтегазоносными провинциями Узбекистана 12
- Исаматов Ю.П., Горнов В.А., Хасанов О.А.** Прогнозная оценка инженерно-геологических условий разработки месторождений 14
- Мирзаева Г.А.** Гузаксайский грабен Чадакского рудного поля 17

GEOTEXNOLOGIYA / ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

- Воробьев А.Е., Козлова Я.В.** Факторы и их основные причины влияния на технологию добычи газа 19
- Воробьев А.Е., Козлова Я.В.** Анализ динамики отбора газа и конденсата из месторождения 23
- Норов Ю.Д., Юлдашев У.У., Каримов Ё.Л., Фурсов А.И., Худояров А.С.** Способы воздействия на прифилтровую зону продуктивного пласта при подземном выщелачивании урана 25
- Норов Ю.Д., Бибики И.П., Норматова М.Ж., Уринов Ш.К.** Технология формирования скважинных зарядов при дроблении горного массива в обводненных условиях 31
- Насиров У.Ф., Юлдашев У.У., Фурсов А.И., Абдуалимова Ю.А.** Анализ причин и оценка ущерба от снижения производительности эксплуатационных скважин подземного выщелачивания урана 34
- Назаров З.С., Норов Ж.А., Фурсов А.И., Абдуалимова Ю.А.** Прострелочно-взрывные работы в эксплуатационных скважинах подземного выщелачивания урана 35
- Акбаров Т.Г., Уразов Ж.Д.** Пути совершенствования систем разработки золоторудных месторождений 38
- Акбаров Т.Г., Уразов Ж.Д., Насриддинов А.А.** Анализ методов выбора систем подземной разработки 40
- Исмаилов А.С., Заиров Ш.Ш., Коштелло С.И.** Выбор конструкции основания штабеля при кучном выщелачивании золота 43
- Толпиов Н.У., Заиров Ш.Ш.** Аналитическое моделирование зависимости производительности экскаваторно-автомобильного комплекса от распределения активных и пассивных запасов горной массы 46
- Каримов И.А., Салимов Р.С., Жиянов А.Б.** Анализ технологий подземного выщелачивания урана 51

METALLURGIYA VA BOYITISH / ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

- Воробьев А.Е., Аникин А.В., Чекушина Т.В.** Совершенствование организационных мероприятий по обогащению и переработке золотосодержащих руд 54
- Мустакимов О.М., Мавжудова А.М., Черкасова Г.В., Сагдиева М.Г.** Подбор оптимальных питательных сред для биоокисления флотационного концентрата 58
- Донияров Н.А., Абдурахманов Э., Саттаров Г.С.** Агротехнические возможности полученных удобрений при обогащении бедных фосфоритовых руд 61
- Базаров У.М., Мустакимов О.М., Саттаров Г.С., Шмакина М.Г.** Исследование возможности комбинированной схемы обогащения углеродисто-сульфидных руд 68
- Базаров У.М., Саттаров Г.С., Шмакина М.Г.** Исследование возможности флотационного обогащения углеродисто-сульфидных руд 70
- Аллабергенов Р.Д., Хожиева Д.И.** Теоретические основы процесса окислительного выщелачивания благородных металлов 73

**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.,
Мухиддинов Б.Ф., Попов Е.Л., Раимжанов Б.Р.,
Рахимов В.Р., Сагдиева М.Г., Санакулов К.С.,
Саттаров Г.С., Снитка Н.П., Туресебеков 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.

Дизайн:

Баннов А.Н.

Ответственный за публикацию и обновле-

ние электронной формы журнала:

Давлатов Б.Р.

Оттисажировано:

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

Подписано в печать 18.12.2012 г.

Тираж 600 экз.

Аллабергенов Р.Д., Хожиева Д.И., Михайлов С.В. Теоретические основы гидрохимии серебра.....	76
Крымов В.Л., Крымов Л.Р., Сыдык-Ходжаев Д.З. Результаты опытно-экспериментальных работ по намыву дамб на хвостохранилище	79
Крымов В.Л., Гайбуллаев Х.К., Арипов Н.М. Анализ устойчивости хвостохранилищ и гидроствалов.....	81
Иванова И.А., Шарафутдинов У.З. Исследования влияния депрессантов на эффективность сорбции и десорбции.....	82

GEOMEXANIKA / ГЕОМЕХАНИКА

Халикулов Э.Х., Султанов К.С., Руми Д.Ф., Логинов П.В. Устойчивость бортов карьера Мурунтау от воздействия динамических нагрузок.....	85
Мирзаева Г.А. Моделирование полей тектонических напряжений в структурах рудного участка Каракутан Гузаксайского грабена Чадакского рудного поля	88

GEOTECHNIKA / ГЕОТЕХНИКА

Снитка Н.П., Халикулов Э.Х., Мальский К.С., Умаров Ф.Я. Оценка возможности применения виброметра анализатора спектра Ассистент V3-RT для исследования геодинамических процессов	90
Ахметов А.А., Иноятлов И.А., Эшматов С.У. Исследование факторов, влияющих на определение размера радиуса планчатого катка	94

INNOVATSIYALAR / ИННОВАЦИИ

Кадырова А.А. XVII научно - практическая конференция «Инновация -2012»	95
Кадыров А.А. Ретроспективный анализ моделей инновационного развития	97

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

Макаров В.Н., Косарев Н.П. Расчет идеальной характеристики центробежного вентилятора с азрогазодинамическими профилями	101
Мухиддинов Б.Ф., Ваповев Х.М., Хамидов О.Ж., Шарипов С.Ш. Исследование свойств пластификации поливинилфторида с высокомолекулярными соединениями	104
Аскарходжаев Т.И., Асрапов Ш., Дустанов У.З. Методика определения расхода топлива при испытании машин.....	107
Базаров М.Б., Отакулов Л.О. Построение и исследование математических моделей химико - технологических процессов в условиях неопределенности исходной информации	108
Бахронов Х.Ш., Худайбердиева Н.Ш., Суярова Х.Х. Гидродинамика полидисперсных зернистых материалов	112
Тошов Б.Р., Каршибаев А.И., Худайбердиев Ш.М. Разработка математической модели частотно-регулируемого электропривода	114
Ахметов А.А., Атакулов Х.К., Алланазаров М.А., Асомов Р.Х. К обоснованию угла крошения асимметричной лапы	116
Ахметов А.А. Обоснование радиуса кривизны тыльной поверхности зубчатой планки катка.....	118

FAN VA TA'LIM / НАУКА И ОБРАЗОВАНИЕ

Раупов Х.Р. Номоддий маданият мерос - бебаҳо қадрият	120
Раупов Х.Р. Жамоатчилик назорати - фуқаролик жамиятини шакллантиришининг муҳим омили	121

**Ekologiya va Texnikaviy Havfsizligi /
ЭКОЛОГИЯ И ТЕХНИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ**

Мушорьяпов И.А., Шарафутдинов У.З., Шмакова Н.И. Радиационный и экологический производственный мониторинг окружающей среды	123
Ахмедова Н.А., Хамраев Р.Б. Безопасность жизнедеятельности в системе высшего профессионального образования.....	126

MA'LUMOT / ИНФОРМАЦИЯ

Расценки на размещение рекламы в журнале «Горный вестник Узбекистана»	128
Порядок оформления статей при публикации в журнале «Горный вестник Узбекистана»	128

REKLAMA / РЕКЛАМА

На 2 стр. обложки: «Sandvik»
На 3 стр. обложки: ПТФ «Арама»
На 4 стр. обложки: «Atlas Copco»

ПЕРЕОЦЕНКА КРУПНЫХ РУДНЫХ ШТОКВЕРКОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА ОСНОВЕ КОМПЛЕКСНО-СИСТЕМНО-ДИНАМИЧЕСКОГО ПОДХОДА

Рахимов В.Р., профессор кафедры «Горное дело» ТашГТУ, академик АН РУз, докт. техн. наук; **Чунихин С.Г.**, ст. научный сотрудник ТашГТУ, канд. геол.- мин. наук

Вопросы оценки и рационального использования минерально-сырьевой базы имеют важное государственное значение [1, 2]. Удельные капитальные и эксплуатационные затраты на единицу продукции из руд новых месторождений, как правило, выше, чем из руд давно эксплуатируемых месторождений, за счет увеличения во времени затрат на геолого-поисковые и разведочные работы, на разработку, переработку и транспортировку сырья, а также на освоение новых территорий.

Продолжение эксплуатации уже разрабатываемых месторождений также сопровождается увеличением удельных капитальных и эксплуатационных затрат во времени, что связано со снижением средних содержаний полезных компонентов, ухудшением технологических качеств руд, а также условий эксплуатации (увеличение глубины разработки, дальности транспортировки, объема водоотлива и др.) и, как следствие этого, необходимостью ввода новых, дополнительных горно-обогачительных мощностей для поддержания объемов производства металлов. В связи с вышеуказанным, имеется настоятельная необходимость поиска резервов укрепления минерально-сырьевой базы цветной металлургии с минимальными удельными капитальными и эксплуатационными затратами.

Одним из важнейших резервов в данном деле является обоснование оптимизированного принципиального подхода к оценке крупных рудных комплексных месторождений в увязке с оптимизацией состава и параметров кондиций на полезные ископаемые для подсчета запасов месторождений. Это может быть прослежено на примере месторождения Дальнее, являющегося непосредственным продолжением к западу известного месторождения Кальмакыр, интенсивно обрабатываемого карьером Кальмакыр (годовой план по добыче руды на 2012 г. составил 29 млн. т) (рис. 1-4).

Месторождение Дальнее практически аналогично по геологическому строению, структурному положению и минералого-геохимическим особенностям, а также по параметрам, масштабу запасов и комплексности состава руд сопредельному с ним месторождению Кальмакыр, эксплуатируемому Кальмакырским карьером с 1958 г. Благодаря гигантским запасам и их близповерхностному залеганию, позволяющим отрабатывать месторождение открытым способом в больших масштабах, а также в связи с высокой ком-

плексностью состава руд, хорошей обогатимостью и чрезвычайно благоприятным экономико-географическим положением месторождения его отработка является особо экономичной и отличается высокой степенью достоверности разведанных запасов, подтвержденной более чем 50-летней практикой отработки месторождения Кальмакыр. В связи с вышесказанным, мы вправе ожидать такой же высокой достоверности отрабатываемых запасов и такой же значительной экономичности отработки месторождения Дальнее.

Подсчет запасов месторождения Дальнее в Алмалыкском рудном поле произведен Алмалыкской ГРЭ по состоянию на 1.01.1987 г. и его результаты утверждены в ГКЗ бывшего Союза в 1983 г. После этого месторождение Дальнее, как окончательно разведанное, было передано в эксплуатацию Алмалыкскому горно-металлургическому комбинату. Результаты данного подсчета запасов в 1983 г. рассматривались как гигантское достижение геологов в укреплении минерально-сырьевой базы страны и это действительно было так в связи с тем, что по результатам данного подсчета месторождение Дальнее по масштабу запасов равнялось с примыкающим к нему с востока гигантским месторождением Кальмакыр, интенсивно и экономично разрабатываемым с 1958 г. по настоящее время высокопроизводительным (добывающим в настоящее время более 30 млн. т руды в год) карьером Кальмакырского рудника Алмалыкского ГМК, обеспеченным утвержденными ГКЗ запасами еще на многие десятки лет. За достигнутые отличные результаты в деле выявления и разведки месторождения Дальнее, представляющие, несомненно, очень высокий вклад в развитие минерально-сырьевой базы Узбекистана, была присуждена Государственная премия.

Признавая бесспорную заслугу геологов Республики Узбекистан в открытии и разведки месторождения Дальнее, следует отметить, что подсчет запасов месторождения Дальнее в 1983 г. не является оптимизированным по целому ряду причин.

Во-первых, оценка месторождения была произведена на статической основе, т. е. без учета динамики предстоящих, за весь срок отработки месторождения, изменений параметров кондиций на руду, а также изменений условий, технологии и технико-экономических показателей добычи, переработки и транспортировки руд; конъюнктуры мирового рынка

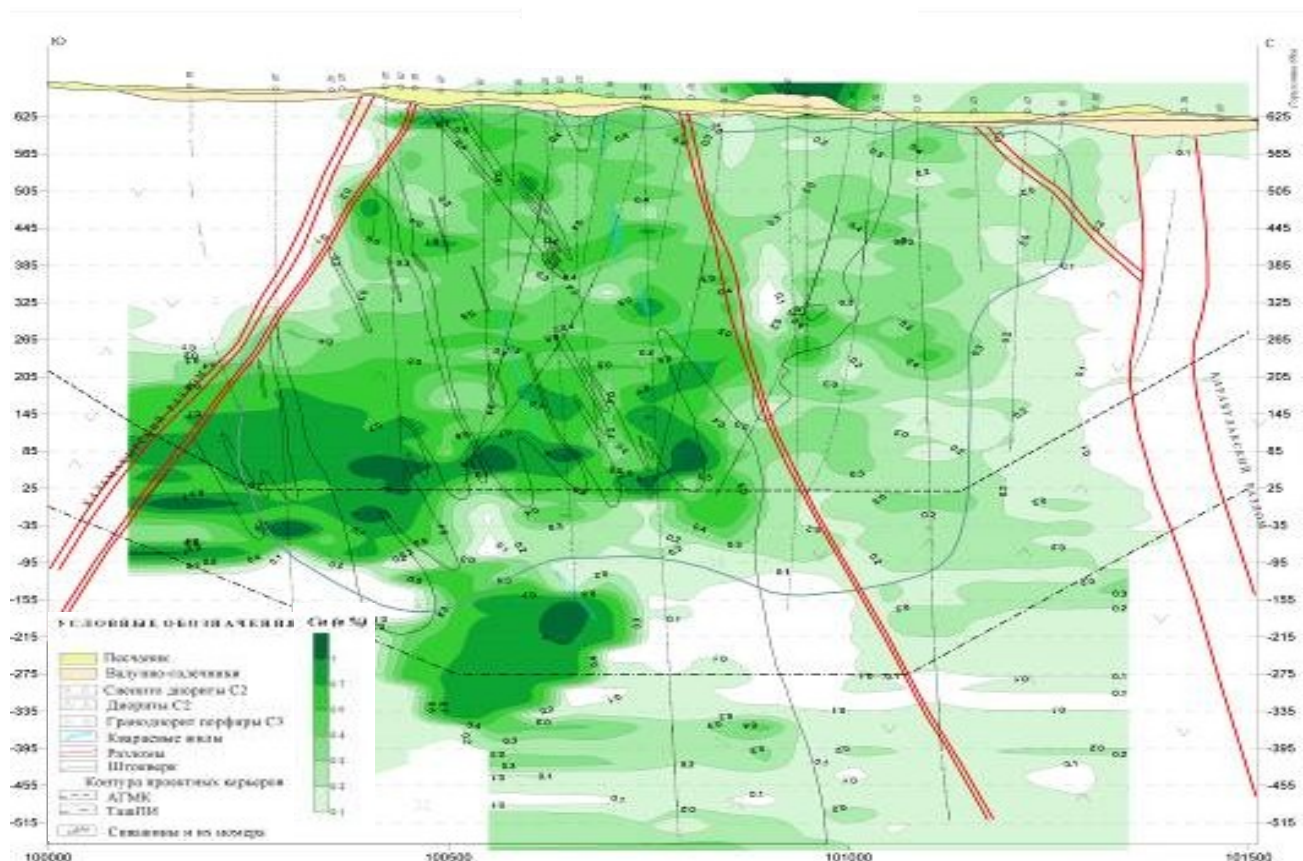


Рис. 1. Месторождение Дальнее (участок Центральный). Разрез по линии III-III. Ореолы распределения меди. Масштаб 1:5000

металлов и цен на готовую продукцию; без учета нарушения экологии и проч.

Во-вторых, оценка месторождения Дальнее производилась на недостаточно системной основе, то есть как самостоятельного изолированного меднопорфирового месторождения, хотя фактически, оно так же как и Кальмакыр, является супергигантским участком единого уникального по запасам и комплексности состава руд золото-цветно-редкометального месторождения Алмалык. Название «Алмалык» является для него наилучшим, так как оно четко фиксирует его местоположение (приуроченность к Алмалык саю и г. Алмалык) и одновременно лучше отражает его сущность, чем практикующееся название Алмалыкский рудный узел, ведь, по сути дела, месторождение одно, а не несколько как это трактует название «Алмалыкский рудный узел». Правильнее было оценивать месторождение Дальнее совместно с Кальмакыром и прилегающими к ним месторождениями и рудопроявлениями.

В-третьих, оценка месторождения Дальнее производилась на недостаточно комплексной основе. Хотя минимальное промышленное содержание полезных компонентов в подсчете блоке было утверждено ГКЗ по условной меди (0,45%), т.е. по сумме содержаний всех промышленно значимых полезных компонентов в руде, однако при подсчете запасов в 1983

г. оконтуривание рудных тел производилось по бортовому содержанию только одной натуральной меди. В результате в подсчетный контур не попало значительное количество промышленных руд золота, серебра, молибдена и приуроченных к молибдениту редких элементов (рения, осмия и прочих платиноидов), свинца, цинка, кобальта и др. Значительное количество скважин на месторождении опробовано только на медь и не опробовано на другие полезные компоненты.

В-четвертых, месторождение в значительной степени недоразведано. Примером недоразведанности Дальнего является скважина скв к-1098, разрез VII-Б участок С3 Балыкты, вскрывшая золотое оруденение за пределами подсчетного контура меднорудного штокверка всего в 80 м от него. Высокие содержания золота отмечаются на глубине 180-189,5. Содержание золота на мощность 9,5 м составляет 167,6 у.е. и серебра – 60,7 у.е.; на глубине 215-225,5 м содержания золота на мощность 10,5 м – 2 у.е. и на глубине 566-575,1 м содержания золота на мощность 9,1 м – 1,9 у.е. На забое данной скважины содержание золота на интервал 11,2 м составляет 0,4 у.е., что позволяет предполагать наличие золотого и комплексного оруденения глубже 750 м.

Вероятно возрастание мощности золоторудного тела и среднего содержания золота к юго-западу от

скважины К-1098. Но, к сожалению, юго-западный фланг разреза VII-Б необурен.

Подобная ситуация выявлена и на участке Карабулак по скважине к-93 разрез I-К. В связи с низкими содержаниями меди в породах вскрытых скважинами они на всю глубину скважины (645,5 м) отнесены к разряду пустых пород. Однако в интервале глубин 465,5-462,7 м отмечаются высокие содержания серебра (261,5 у.е. на мощность 6,2 м). Содержание условной меди по рассматриваемому интервалу превышают 8%.

С учетом всех интервалов по данной скважине с высокими содержаниями общей суммы полезных компонентов (условного основного полезного компонента) можно выделить рудный интервал стволовой мощностью 79,2 м со средним содержанием условной меди 1,27%, что по мощности и содержанию соответствует балансовому рудному телу. Дополнительным примером могут служить:

- скв.к - 148 (разрез II участок Центральный), закрытая на глубине 888 м с содержанием меди в руде на забое 0,22%, но с очень высоким (по меркам Алма-лыка) содержанием молибдена в руде 0,16%, что может быть приравнено к медной руде с содержанием меди более 7% или к золотой руде с содержанием золота более 7 у.е.;

- скв.к - 152 (разрез II участок Центральный), рас-

положенная в 240 м к северу от скв. к -148, закрытая на глубине 887,2 м в руде с содержанием меди на забое 0,54% (в сиенито-диоритах, в лежащем боку Срединного разлома);

- скв.к - 145 и к - 149 (разрез II участок Центральный) закрытые соответственно на глубине 651 и 492,5 м в руде с содержанием меди на забое соответственно 0,58 и 0,8%;

- скв.к - 155 и к - 708 (разрез VIII участок Центральный, разрез VII) остановленные соответственно на глубине 414,5 и 200,5 м в руде с содержанием меди соответственно 0,36 и 0,48%, то есть в балансовой руде.

Из 534 скв., пробуренных на участке Дальний, участвующих в подсчете его запасов, 8 скв. закрыты в особо богатой руде с содержанием меди более 1%. 82 скв. закрыты в богатой руде с содержанием меди на забое от 0,4 до 1%. 70 скв. закрыты в балансовой руде с содержанием меди от 0,3 до 0,39%. 103 скв. закрыты в балансовой руде с содержанием меди на уровне 0,2-0,29. 127 скв. закрыты в забалансовой руде и в оруденелых породах с содержанием меди на забоях 0,1 до 0,19%. 144 скв. закрыты в слабо оруденелых и пустых по содержанию меди породах. Существенная часть из вышеприведенных 271 скв. с учетом содержания в руде золота, серебра, молибдена, редких элементов, серы и других полезных компонентов



Рис. 2. Месторождение Дальнее (участок Центральный). Разрез по линии III-III. Ореолы распределения молибдена. Масштаб 1:5000

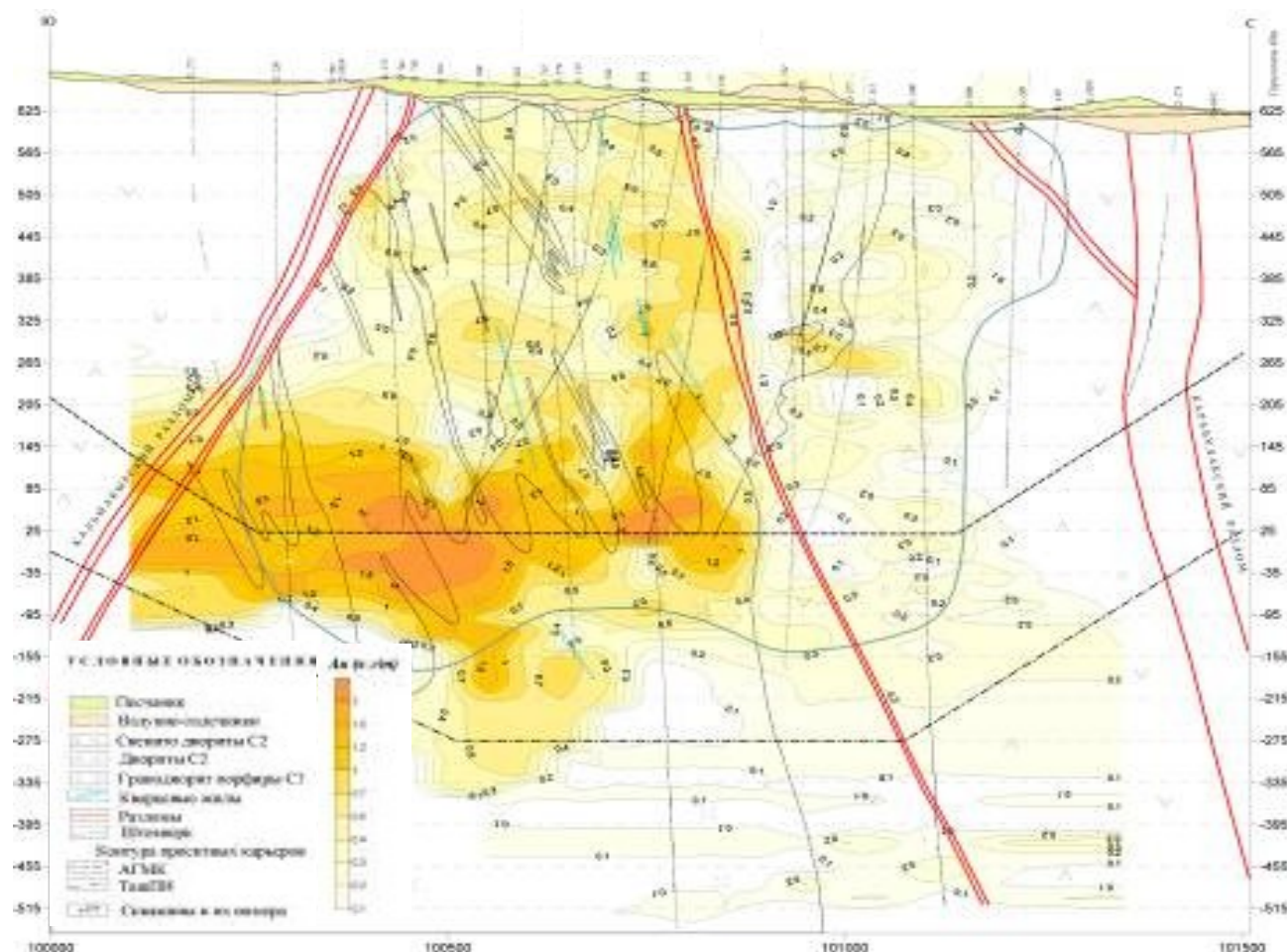


Рис. 3. Месторождение Дальнее (участок Центральный). Разрез по линии III-III. Ореолы распределения золота. Масштаб 1:5000

фактически вскрыли промышленные рудные тела (если оценивать руды по условному основному компоненту). Вышеприведенные факты говорят о явной недоразведанности месторождения.

В-пятых, за проектным контуром карьера Дальний, разработанным Гипроцветметом, в основном ниже дна карьера, осталось большое количество руд, со значительно более высокими содержаниями меди, золота, молибдена и других полезных компонентов, чем в проектном контуре Гипроцветмета (рис. 1-4).

В-шестых, кондиции на руду следует существенно доработать, в частности, необходимо обосновывать бортовое содержание по условному, ведущему компоненту, а также уточнить ряд переводных коэффициентов. При этом кондиции желательно доработать одновременно для месторождений Дальнее и Кальмакыр на основе комплексно-системно-динамического подхода к их обоснованию.

В-седьмых, в настоящее время на Алмалыкском ГМК, по сравнению с 1983 г., существенно возросли коэффициенты комплексности использования состава руд и концентратов. В еще большей мере за это время возросли цены на золото, медь, молибден и другие

полезные компоненты в руде. Учет современных цен на металлы и коэффициентов их извлечения в готовую продукцию может существенно повлиять на результаты подсчета запасов по месторождению в целом и по отдельным его участкам.

Вышеперечисленные причины неоптимизированности подсчета запасов по месторождению Дальнее позволили авторам данной статьи говорить о целесообразности и крайней необходимости переоценки месторождения в целом и отдельных его участков. В частности, это в первую очередь касается уточнения и оптимизации предельных границ карьера, а также состава и параметров кондиций.

Проведенная в 2006-2009 гг. Тематической партией ГП НПЦ «Геология благородных и цветных металлов» переоценка месторождения Дальнее на основе оптимизированного комплексно-системно-динамического подхода позволила дополнительно к утвержденным ранее запасам месторождения выявить дополнительные ресурсы золота, меди, молибдена и других компонентов промышленных руд, близких по качеству к утвержденным запасам и превышающих их по количеству. Тем самым создана база для удвое-

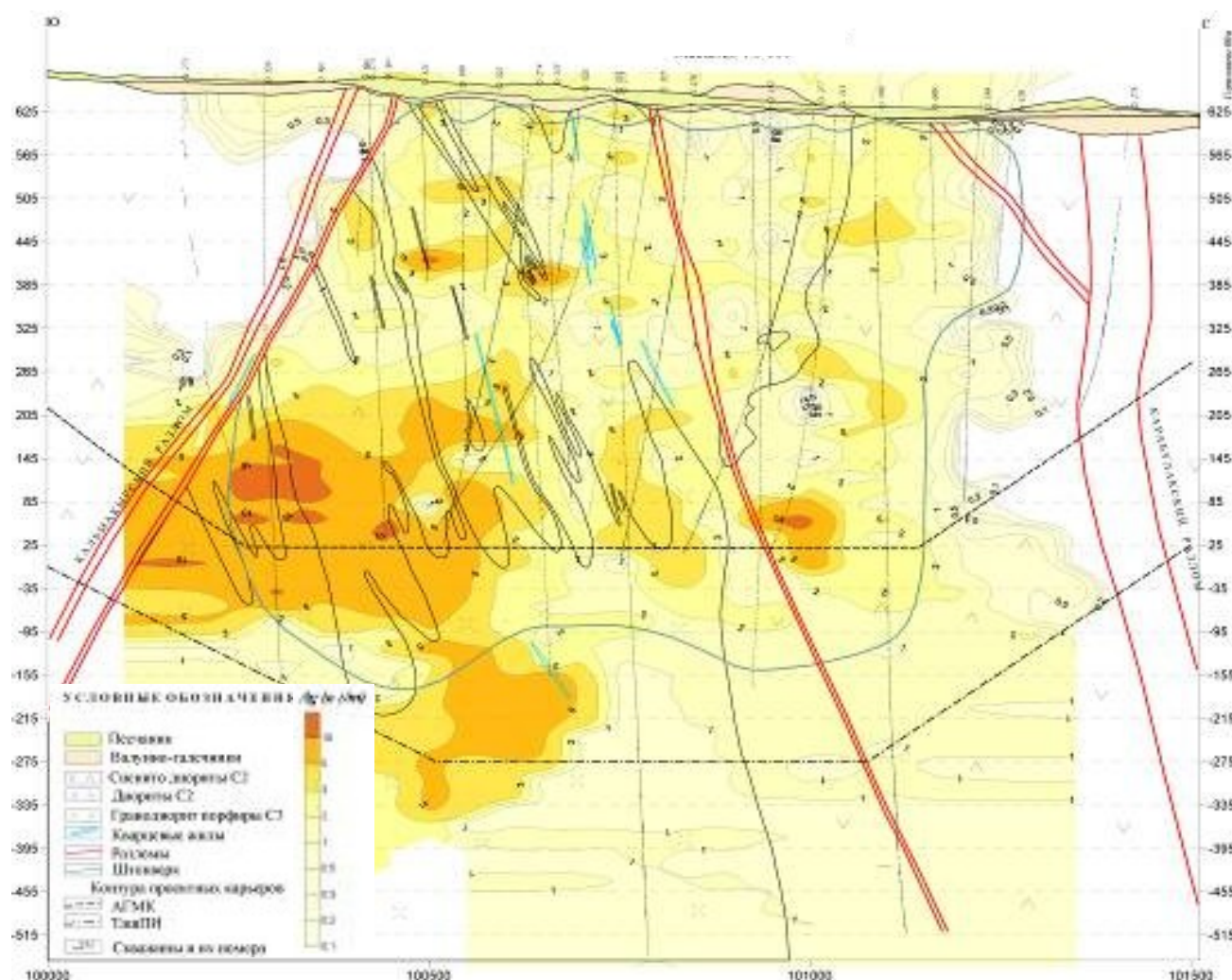


Рис. 4. Месторождение Дальнее (участок Центральный). Разрез по линии III-III. Ореолы распределения серебра. Масштаб 1:5000

ния запасов месторождения. При этом для перевода выявленных дополнительных ресурсов в промышленные запасы и постановки их на баланс в ГКЗ Республики Узбекистан не нужно дополнительное выполнение геологопоисковых и разведочных работ, а также не требуется проходка горных выработок и бурение скважин. Для этого необходимо лишь составление ТЭО кондиций отвечающего требованиям сегодняшнего дня в увязке с разработкой оптимизированного предельного проектного контура карьера Дальний, а также подсчет запасов месторождений в соответствии с требованиями ГКЗ Республики Узбекистан. Тем самым, апробация рекомендуемых авторами данной статьи методических основ оптимизированной комплексной системы и динамической оценки крупных

рудных месторождений на примере разведанной части месторождения Дальнее и Алмалыкского рудного поля завершилась более чем успешно. В связи с этим имеет смысл дальнейшее продолжение разработки и детализации данных методических основ оценки крупных рудных комплексных месторождений и их апробация уже на примере всего месторождения Дальнее с учетом и недоразведанной его части, а также на примере всего месторождения Алмалык, включая последовательно в его состав, помимо месторождений Дальнее и Кальмакыр, рассматриваемых авторами данной статьи в качестве участков-гигантов месторождения Алмалык, также другие месторождения, их участки и рудопроявления Алмалыкского рудного поля.

Список литературы:

1. Рахимов В.Р., Чунихин С.Г. «Минерально-сырьевая база и перспективы развития горно-перерабатывающего комплекса Адмалыкского горно-рудного района» М., Горный журнал №8 2009г.
2. Рахимов В.Р. Чунихин С.Г. «Перспективы освоения ресурсов Алмалыкского рудного поля» Горный вестник Узбекистана №2 2008 г.,

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 НУУз им. М.Улугбека, канд. геол.-мин. наук; **Кушаков А.Р.**, зав. кафедрой геологического факультета НУУз им. М.Улугбека, канд. геол.-мин. наук; **Наврұзов С.С.**, ст. преподаватель геологического факультета НУУз им. М.Улугбека, канд. геол.-мин. наук; **Булина Н.В.**, научный сотрудник геологического факультета НУУз им. М.Улугбека; **Набиева Р.М.**, научный сотрудник геологического факультета НУУз им. М.Улугбека

щие породы балабанскайской свиты келловейского яруса поздней юры (В.И. Троицкий, 1998, В.В. Курбатов, 2000). Продуктивная толща имеет пластовый характер и линейно-вытянутую в широтном направлении форму. По простиранию продуктивная толща прослеживается на 25 km с выходом на поверхность шириной в 15-150 m. Подстилается продуктивная толща темно-серыми глинами верхнекамыш-башинской подсвитокамышбашинской свиты нижней юры. В её кровле распространены стяжения и линзы гематита мощностью 5-30 cm, редко до 50 cm. Продуктивная толща перекрывается отложениями нижнего отдела меловой системы с базальным конгломератом в основании. Выше - глинокирпично-красные, известняки, песчаники, мергели, конгломераты. Мощность – 120 m. Верхний отдел представлен песчаниками, конгломератами, гравелитами с прослоями мергелей, известняков, глин, гипсов. Мощность до 120 m (рис. 1-3). В составе балабанскайской свиты установлены четыре литологические пачки, из них три нижние являются продуктивными на железосодержащее сырье (рис. 1).

Ю р с к а я				М е л о в а я				Система
Нижний	Средний			Верхний				Отдел
	Келловейский			Алтский				Ярус
Камышбашин	Балабансайская			Гузанская				Свита
Верхне-Камышбашинская								Подсвита
	109.0			50.0				Мощность
	I	II	III	IV				Пачка
	35.0	15.0	25.0	25.0				Мощность лот
								Лито- гическая колонка
								Рудоносность
Глина темно-серая, в кровле и в основании песчаной гравитита	Глина красная с малиновым оттенком, окисленная, с двумя прослоями зеленых, желто-зеленых песчанников. 35.0 м	Глина серо-зеленая, желто-зеленая, в кровле и в основании песчаной гравитита со сложенными гравитита. 15.0 м	Глина серо-зеленая, желто-зеленая, в кровле и в основании песчаной гравитита с прослоями гравитита и желтого гравитита. 25.0 м	Песчанник зеленый. Глина красная, темно-красная, окисленная, со сложенными гравитита, с прослоями гравитита и желтого гравитита. 20.0 м	Глина красная, комковатая, известняки. 15.0 м	Песчанник зеленый. Глина красная, известняки, комковатые. 50.0 м	Глина красная, комковатая. Известняки светло-серые, белые толсто-реже среднепесчаные. 30.0 м	Описание породы

Рис. 1. Литолого-стратиграфическая колонка юрских и меловых отложений месторождения железосодержащих глин Гузан: 1 – глина; 2 – песчаник зеленый, светло-зеленый; 3 – конгломератвалунистый; 4 – известняк; 5 – стяжения гематита; 6 – линзы гематита; 7 – ожелезненные породы с гнездами гидроокислов железа и марганца; 8 – рудоносные отложения; 9 – номера литологических пачек

Первая красноцветная рудоносная пачка

сложена глинами красными с малиновым оттенком, неслоистыми, комковатыми, с неправильно-угловатой отдельностью. Встречаются желто-зеленые, зеленовато-серые, зеленые, сине-зеленые, желтые пятна. Красноцветные глины образуют слой мощностью в 3,3 - 31,0 м, с преобладанием - 10,0 - 25,0 м. Глины ожелезнены, имеются гнезда гидроокислов железа и марганца, стяжения гематита. В фациальном отношении глины являются образованиями вернолессовой зоны подгорно-верного фациального пояса. В восточной части глины мусорные с включениями мелкого гравия с содержанием 10 - 25%. Образовались они в песчанисто-лессовой подзоне верномелкоземистой зоне. Отмечаются линзы и линзовидные прослоивернорусловые песчаники разнотекстурные, участками крупнотекстурные со стяжениями гематита. Окраска пород зеленая, серо-зеленая, желто-зеленая; реже желтая, желто-бурая. Наблюдается косая однонаправленная слоистость руслового типа. Песчаники в основном распространены в нижней части пачки. Количество прослоев от 1 до 3, чаще встречаются по 2 прослоя. Мощность песчаников от 0,6 до 9,6 м. Мощность первой красноцветной пачки - 12,5 - 38,8 м.

Вторая зеленоцветная рудоносная пачка сложена глинами зелеными, серо-зелеными, желтыми, желто-зелеными озерно-болотного генезиса. В отдельных случаях они имеют темно серую окраску за счет тонкораспыленного железисто-марганцевого вещества. Редко наблюдаются красные пятна, иногда встречаются маломощные прослои красных глин. Участками отмечаются черные гнезда гидроокислов железа и марганца, мелкие стяжения гематита. В кровле, реже в основании пачки, залегают песчаники зеленые, желто-зеленые, мелко и среднезернистые, участками - крупнотекстурные с включениями мелкого гравия кварца и кремня. В песчаниках часто встречаются стяжения гематита, черные пятна гидроокислов железа и марганца. Мощность песчаника 0,8-5,6 м. Мощность пачки 7,7- 27 м.

Третья красноцветная рудоносная пачка сложена глинами темно-красными, красными, синева-серыми, зеленовато-серыми, серо-зелеными, желто-зелеными, с желтыми пятнами, неслоистыми, комковатыми. Редко встречаются единичные, линзовидные, маломощные песчаники. Глины ожелезнены,

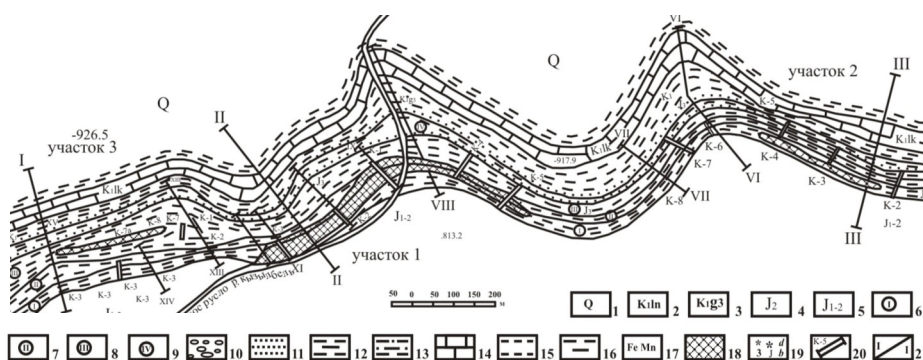


Рис. 2. Схематическая геологическая карта месторождения железосодержащих глин Гузан: 1 - четвертичные отложения нерасчлененные; 2- нижний отдел меловой системы, ляканская сита-известняки, глины; 3- нижний отдел меловой системы, гузанская свита-конгломераты, глины, песчаники; 4- средний отдел юрской системы-глины песчаники, гравелиты; 5- нижний-средний отделы юрской системы-глины с прослоями песчаников; 6- краснотеррапродуктивная пачка-глины красные, малиновые, ожелезненные; 7- зеленоцветная пачка- глины серо-зеленые, желто-зеленые; 8 - красноцветная продуктивная пачка - глины темно-красные песчаники желто-зеленые, ожелезненные; 9 - красноцветная продуктивная пачка - глины темно-красные с песчаником зеленым в основании; 10 - конгломерат; 11 - песчаник; 12 - глина; 13 - глина красноцветная; 14 - известняк; 15 - стяжения гематита; 16 - линзы гематита; 17 - ожелезненные породы с гидроокислами марганца; 18 - продуктивные отложения с железо-марганцевым оруденением; 19 - а) красноцветные отложения, б) зеленоцветные отложения; 20 - каналы и их номера; 21 - линии геологических разрезов

часто развиты гнезда черного цвета гидроокислов железа и марганца, имеются стяжения гематита. Мощность пачки 14,0 - 50,6 м. Мощность рудоносной толщи 47,3- 87,7 м.

Четвертая красноцветная пачка состоит из глин красных неслоистых, комковатых, пятнистых; с желто-зелеными, серо-зелеными, синева-серыми, зеленовато-серыми пятнами. В основании залегает песчаник серо-зеленый, зеленый, голубовато-зеленый, крупнотекстурный, гравелитистый, с ко-сой однонаправленной слоистостью руслового типа, участками с линзами гравелита. Мощность песчаника 0,8- 6,6 м. Мощность пачки 16,1-36,6 м, мощность среднеюрской балабансайской свиты 58,8 -123,5 м. На среднеюрские отложения ложатся базальные валунистые конгломераты гузанской свиты аптского яруса нижнего мела. Мощность 1,2-5,7 м. Редко до 13,0 м. Вверх по разрезу на них залегают пачки красноцветных глин неслоистых, комковатых с единичными прослоями песчаников зеленовато-серых, серо-зеленых, зеленых, крупнотекстурных мощностью 2,4 - 10,0 м. Мощность гузанской свиты 34,0 - 57,4 м. Выше распространены светло-серые, серые, толстослоистые известняки ляканской свиты альбского яруса нижнего мела, мощностью до 33,7 м. Камышбашинское проявление железосодержащего сырья относится к типу глинистых и представляет собой глину, окрашенную гидратами окиси железа в красный цвет с незначительным содержанием глин желтых, желто-зеленых, зеленых. По физическим признакам - это жирный на ощупь, легко растирающийся порошок. Красноцветная окраска с различными оттенками: малиновым, бурым, сиреневым. Глины характеризуются отсутствием слоисто-

сти, комковатостью, неправильной угловатой отдельностью, характерна для глин пятнистость, представленная пятнами синевато-серыми, зелеными, серо-зелеными, желто-зелеными, желтыми. Пятнистость обусловлена диагенетическими преобразованиями вокруг растительных остатков в мокролуговую, почвенно-диагенетическую фазу при восстановлении гидроокислов железа. Восстановительные условия возникли локально вокруг рассеянного мелкого растительного детрита, поступавшего вместе с илистым материалом с областей сноса. Подчиненное значение имеют прослои песчаников, редко встречаются алевролиты и гравелиты. Содержание воднорастворимых веществ составляет 2,628-5,720%. Представлены они бикарбонатами, хлоридами, сульфатами кальция, магния, калия, натрия. Объемный вес $-2,60 \text{ g/cm}^3$, коэффициент разрыхления – 1,67. Содержание Fe_2O_3 -4,73-38,3% (в среднем 21,52%); FeO -0,29-0,93%; SiO_2 -40,23-61,21%; Al_2O_3 -11,83-22,36%; CaO -0,88-7,30%; MgO -0,30-2,61%; K_2O -1,10-4,16%; Na_2O -0,15-1,21%; MnO -0,1-0,77%; п.п.п.-6,80-10,0%; влажность-0,23-1,89%. Глинистые осадки формировались на предгорной равнине, на периферии конусов выноса временных потоков. В фациальном отношении преобладают осадки веернолессовой фациальной подзоны, веерномелкоземистой зоны подгорновоерного фациального пояса с редкими прослоями песчанисто-лессовой фациальной подзоны и озерно-болотных осадков веернозастойной фациальной зоны. Подчиненное значение имеют образования веерноруловых и веернопойменных микрофаций. Глины имеют следующий гранулометрический состав: песчаные частицы - до 3%, алевроитовые до 12%, глинистые размерностью 0,01-0,005 mm - 18%, размерностью менее 0,005 - 70%. По гранулометрическому составу глины алевроитовые и алевроитовые (алевропелиты). Породы по числу пластичности относятся к среднепластичным, число пластичности равно 18,6. Полезная толща Камышбашинской площади характеризуется как

глины тонкодисперсные, среднепластичные. По минеральному типу глины относятся к гидрослюдыстым глинам с примесью каолинита, с включением гидроокислов железа в тонкорассеянной форме. Отмечаются следующие типы железистой минерализации.

Первый тип. Основным полезным ископаемым являются глины железосодержащие позднеюрского возраста. Железистая минерализация представлена гидроокислами железа в тонкорассеянной форме и обуславливает красноцветную окраску пород. Имеет пластовую форму, линейно-вытянутую в широтном направлении. Содержание Fe_2O_3 составляет 4,73 - 14,62%. Продуктивная толща хорошо обнажена. Ширина выхода на поверхность 100-200 m, длина по простиранию до 25 km.

Второй тип представлен гнездами или пятнами черного цвета в глинах, алевролитах и песчаниках, пропитанных железисто-марганцевым веществом. Размер гнезд в 1-5 cm, реже до 10-20 cm в диаметре. Гнезда неправильной и разнообразной формы. Участками они сливаются между собой и образуют линзовидные прослои мощностью до 0,2 - 0,5 m, реже до 1,0 m. Мощность слоев содержащих этот тип оруденения до 9,2 m. Содержание Fe_2O_3 до 22,6%; в единичных случаях до 30,48%.

Третий тип характеризуется широким распространением стяжений гематита черного и коричневого цвета. Размер стяжений от 1 до 20 cm в диаметре. Форма стяжений уплощенная, эллипсоидальная, реже шарообразная, часто встречаются в песчаниках и алевролитах с содержанием 10-20% от общей массы. Здесь также встречаются гнезда, сложенные железистомарганцевым веществом. Мощность слоев песчаников и алевролитов со стяжениями и гнездами в пределах 0,5-9,2; реже - 0,1-0,5 m. Содержание Fe_2O_3 в стяжениях 43,76 - 64,88%. MnO - 0,53-8,90%.

Четвертый тип выражен наличием стяжений гематита и гнезд с гидроокислами железа и марганца в глинах второй зеленоцветной рудоносной пачки. Мощность рудоносных слоев 2,3-25,0 m.

В раннеюрское время к северу от современных Гузанских гор накапливались песчано-глинистые и озерные отложения, представленные серыми, темно-серыми глинами, реже алевролитами и песчаниками мелководно-озерных фаций. Климат в это время был теплым и влажным. Получили распространение влаголюбивые и теплолюбивые формы растений. В бассейне седиментации существовали как восстановительные условия, так и окислительные, с кислотой, реже



слабо щелочной средой. В среднюю юру район исследования представлял окраинную мелководную часть Центральноферганского озера с малоподвижной средой осадконакопления. На смену гумидного климата приходит аридный с резкими сезонными колебаниями, о чем свидетельствуют годовые кольца в остатках древесины (Сикстель Т.А., 1954 г.). Органический мир на озерных мелководьях был весьма беден, существовали окислительные условия. Камышбашинское урочище с современными выходами среднеюрских отложений большую часть времени представляло предгорную равнину с периферией конусов выноса временных потоков, веерно-мелкоземистую зону (по В.И. Попову и др., 1962 г.) с веернолессовой фациальной подзоной и реже песчанисто-лессовой. В условиях этой зоны отлагался тонкий материал взвеси, привнесенной временными селевыми потоками. Периодами существовали водные потоки аллювиального типа, привнесшие с юга песчаные и гравийные отложения. В середине времени отложения красноцветных образований средней юры, периодами, Центральноферганское озеро заходило на территорию изучаемого района. Юрские отложения имеют континентальный генезис, они заполняли впадины древнего рельефа.

Тонкодисперсный состав глинистых пород свидетельствует о спокойной обстановке осадконакопления, об отсутствии привноса грубого материала, о медленном течении потоков, приносящих в озеро сильно измельченный материал. Красящим веществом в глинистых породах является водный гидрат окиси железа (по Н.М. Страхову), основной формой миграции железа является тонкая механическая взвесь в воде гидроокиси. Она мигрирует в качестве сорбированного элемента глинистыми коллоидными частицами. Движение частичек имело ритмичный характер, о чем свидетельствует ясно выраженная полосчатость.

Привнесенное таким образом железо распределялось в водоеме по законам механической дифференциации согласно с гидродинамикой бассейна. Потоки сыграли основную роль только в миграции окислов железа, а условия отложения и переотложения осадочного материала сыграли основную роль в распределении окислов железа.

По своему генезису глинистые железосодержащие породы являются осадочными пластообразными. Красящим веществом является лимонит. Железосодержащими породами являются лимонитизированные глинистые породы. Содержание химических элементов в породах определялись методом инструментального нейтронно-активационного анализа (ИНАА) на базе реактора ВВР-СМ ИЯФ АН РУз. Были определены следующие химические элементы: Na, K, Ca, Se, Cr, Co, Zn, As, Br, Pb, Sr, Mo, Sb, Cs, Ba, La, Ce, Sn, Eu, Tb, Lu, Hf, Ta, W, Au, Th, U. Большинство элементов в глинах находятся в пределах кларковых содержаний [1]. Содержание следующих

элементов превышает кларковые: As в 18,17 раз, Br в 5,907 раз, Sb в 2,228 раз, Cs в 2,106 раз, Ba в 10,819 раз, Au в 50,2 раза. В результате проведения поисковых работ и предварительной оценки на Камышбашинской площади выявлено Гузанское месторождение железосодержащего сырья с пятью участками. Наибольший интерес представляют участки №№ 1-3, по которым проведена детальная оценка (рис. 2 и 3).

Участок № 1 расположен в районе Саякызылбел. Длина участка 1050 м, ширина 260. По результатам опробования установлено рудное тело длиной 1050 м, видимой мощностью от 20,0 до 48,0 м, со средним содержанием Fe_2O_3 по сечениям от 25,3% до 27,8%. Участок № 2 расположен в 350 м на восток-северо-восток от участка № 1. Выявлено рудное тело длиной в 350 м, видимой мощностью 15-30 м. Содержание Fe_2O_3 составляет 14,3-20,4%. Участок № 3 находится западнее участка № 1 на левом берегу Кызылбелая. Длина участка – 500 м, ширина – 200 м. Выявлено рудное тело длиной 300 м и мощностью от 10,0 до 30,0 м. Содержание Fe_2O_3 – 3,90-23,41%. Участок № 4 находится на расстоянии 6,5-7,2 м от сухого русла Кызылбелая. Длина участка 700 м, ширина 100 м. Содержание Fe_2O_3 составляет 4,85-19,3%. Участок № 5 расположен в 200 м западнее участка № 4 или в 18,6 км западнее сухого русла Кызылбелая. Длина участка 1200 м, ширина 100 м. Содержание Fe_2O_3 составляет 5,32-18,43%.

Между четвертым и третьим участками разведано месторождение пигментов Камышбаши. От сухого русла Кызылбелая оно находится на расстоянии 3,0-5,5 км. Длина месторождения 2,5 км. Месторождение разведано (Мыльцина и др. 1972) канавами и скважинами. Мощность продуктивной пачки от 0,3 м до 28,8 м; в средней части увеличивается до 39,5 м. Содержание Fe_2O_3 колеблется от 11,8% до 16,3%, в двух пробах содержание составляет 22,83% на 7,3 м и 30,68% на 7,8 м. Среднее содержание Fe_2O_3 равно 12,18%. Прогнозные ресурсы Камышбашинской площади составляют 1,15 млн. m^3 или 3 млн. т. Запасы по категории C_2 оставляют по участку № 1 – 724610 т., по участку № 2 – 54912 т., по участку № 3 – 27700 т. Всего – 807222 т. Технологические испытания железосодержащих пород проведены в лаборатории «Технология цемента» Ташкентского научно-исследовательского и проектного института строительных материалов (НИИСтройпроект). Исследовалась руда со следующим содержанием компонентов (% масс): Fe_2O_3 -25,78; MgO -1,18; CaO -14,93; SiO_2 -42,66; R_2O -2,95; NiO -сл. Расчетным путем установлена сырьевая шихта: известняк – 81,17%; сланцы – 14,46%; железосодержащий компонент – 4,36%.

Было установлено, что железосодержащие породы месторождения Гузан пригодны в качестве сырьевых добавок в производстве портланд-цементного клинкера и отвечают требованиям ГОСТа 10178.

ОСОБЕННОСТИ ЛОКАЛИЗАЦИИ УРАНОВОГО ОРУДЕНЕНИЯ В АРТЕЗИАНСКИХ БАССЕЙНАХ СМЕЖНЫХ С НЕФТЕГАЗОНОСНЫМИ ПРОВИНЦИЯМИ УЗБЕКИСТАНА

Мирходжаев Б.И., ведущий научный сотрудник лаборатории «Урана и гидроминеральных ресурсов» ГП «Институт ГИДРОИН-ГЕО» Госкомгеологии, канд. геол.- мин. наук

Поиски и разведка новых месторождений урана или расширение уже имеющихся перспективных урановорудных площадей – важнейшая задача геологов на ближайшие 15-20 лет. Поэтому дальнейшее изучение особенностей геологического строения структур, в пределах которых локализуется оруденение, является сложнейшей задачей научных исследований. Известно, что урановые месторождения Узбекистана пространственно приурочены как к консолидированному фундаменту, сложенному наиболее древними породами, так и к нелитифицированным отложениям платформенного чехла и в каждой из сложившихся геологических обстановок важно уделить внимание всем сторонам рудообразования – от вещественного состава, степени дислоцированности пород до термо- и гидродинамических условий формирования рудовмещающих толщ. При этом необходимо подчеркнуть, что урановые залежи фундамента и чехла тесно парагенетически взаимосвязаны и от выяснения степени этой зависимости во многом зависит перспективность определённой площади.

Зоны сочленения нефтегазоносных структур платформенного чехла и урановорудных районов фундамента представляют барьер столкновения окислительных и восстановительных потоков, на котором могут формироваться концентрации (вплоть до промышленных) различных элементов – редких, редкоземельных и радиоактивных. Это и обусловило большой интерес учёных-геологов к таким зонам. В частности, зона сочленения Бухаро-Хивинской нефтегазоносной и Центрально-Кызылкумской урановорудной провинций стала зоной взаимоотношения окислительного и восстановительного эпигенеза. Если первый формируется в результате нисходящих напорных вод, то второй – восходящих (не путать с элизионными), среди которых прослеживается определённое сочетание инфильтрационных и эксфильтрационных потоков (рис. 1, 2). Брод И.О. [1] считал, что нефтегазоносный бассейн является частью артезианского бассейна, поэтому допускал,

что в пределах одного и того же гидрогеологического горизонта во внутренних частях бассейна могут быть развиты эксфильтрационные потоки, а в обрамлениях бассейна – инфильтрационные.

Каждый из потоков подземных вод образуется при определённых геодинамических условиях: при нисходящих движениях возникают инфильтрационные потоки, а при восходящих – эксфильтрационные. На пути своего продвижения потоки могут формировать рудные залежи и месторождения [2, 3 и др.]. Для инфильтрационных потоков характерны следующие особенности:

- 1) формирование гидродинамического режима в областях аридного климата;
- 2) приуроченность к проницаемым водоносным горизонтам нелитифицированных пород, таких как пески, песчаники, реже пористые карбонатные породы, чередующихся с водоупорными пластами;
- 3) наличие рудоконтролирующих зон пластового окисления (ЗПО) как одного из основных поисковых признаков;
- 4) наличие и хорошая корреляция рудоконтролирующих лито-геохимической и гидрогеохимической зональностей;
- 5) парагенетическая ассоциация оруденения с сингенетическим органическим веществом и другими восстановителями (битумы, углеводороды, сероводо-

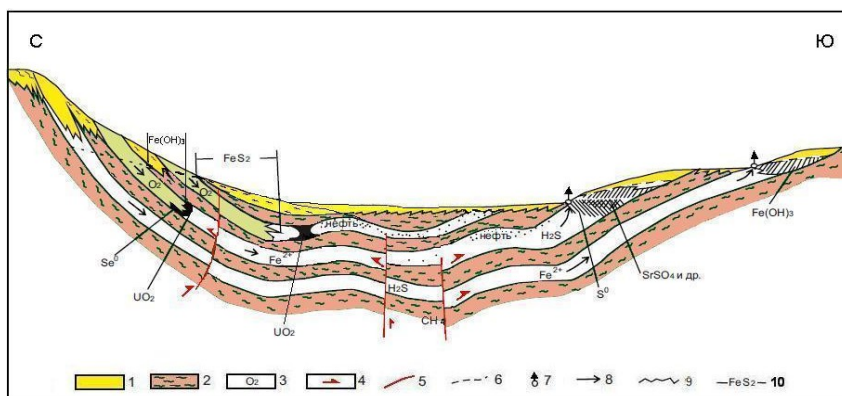


Рис. 1. Гидрогеохимические условия формирования уранового оруденения в северо-восточной зоне сочленения Бухаро-Хивинского нефтегазоносного и Зирабулак-Зиаэтинского артезианского бассейнов [4]: 1 – зоны грунтового окисления, 2 – водоупоры, 3 – зоны пластового окисления в водоносных толщах, 4 – эксфильтрационные потоки, 5 – разрывные нарушения, 6 – уровень грунтовых вод, 7 – источники, 8 – инфильтрационные потоки, 9 – граница зоны лимонитизации, 10 – протяженность зоны пластового окисления

рода, мусковит, полевой шпат, глинистые минералы и др.);

6) генетическая связь оруденения с докембрий-палеозойскими выступами фундамента, осложняющими крылья артезианских бассейнов;

7) преимущественно ролловая форма рудных тел.

Для эксфильтрационных потоков характерны следующие особенности:

1) расположение внутри платформенных депрессий земной коры, выполненных мезозой-кайнозойскими толщами осадочных пород, представляющих собой нефтегазоносные бассейны, каковыми являются ферганская и амударьинская синеклизы;

2) наличие в разрезе геохимически специализированных осадочных формаций (битуминозных глин, органогенных рифовых известняков, красноцветных терригенных толщ, вулканогенно-осадочных пород и др.);

4) локализация оруденения в проницаемых горизонтах песчаников и карбонатных пород, чередующихся с водонепроницаемыми толщами (литологический признак);

5) наличие разрывных и складчатых структур, которые могли служить очагами разгрузки (рис. 2) восходящих минерализованных растворов (эксфильтрационные потоки);

6) форма рудных тел – линзы, пласты, ленто- и столбообразная.

Под воздействием инфильтрационных потоков формируются рудные залежи и месторождения урана, молибдена, селена, рения и многих редкоземельных элементов, а под воздействием эксфильтрационных потоков – месторождения нефти, газа, минеральных вод, рассолов (йодо-бромных), а также руды полиметаллов, урана, ванадия, стронция, бария и серы.

На примере схемы строения самой северной (северо-восточной) части Бухара-Хивинского нефтегазоносного бассейна (рис. 1) видны направления эксфильтрационных (восходящих по тектоническим нарушениям) с геодинамическим режимом потоков и инфильтрационных (нисходящих по проницаемым водоносным горизонтам) с гидростатическим режимом потоков. Последний обеспечивается поднятым (северным) крылом артезианского бассейна, являющийся внешней областью питания и создания напора пластовых вод.

Для нефтегазоносного бассейна основной характеристикой служит формирование залежей нефти и газа, что прослеживается в центральной части схемы и в опущенном (южном) крыле, а для противоположного (северного) крыла с гидродинамическим режимом – характерно формирование залежей урана, молибдена, селена и других сопутствующих полезных ископаемых.

Вполне естественно, что в такой структуре, где существуют два взаимно противоположно направленных потока, образуются границы между эксфильтрационным и инфильтрационным режимами подземных

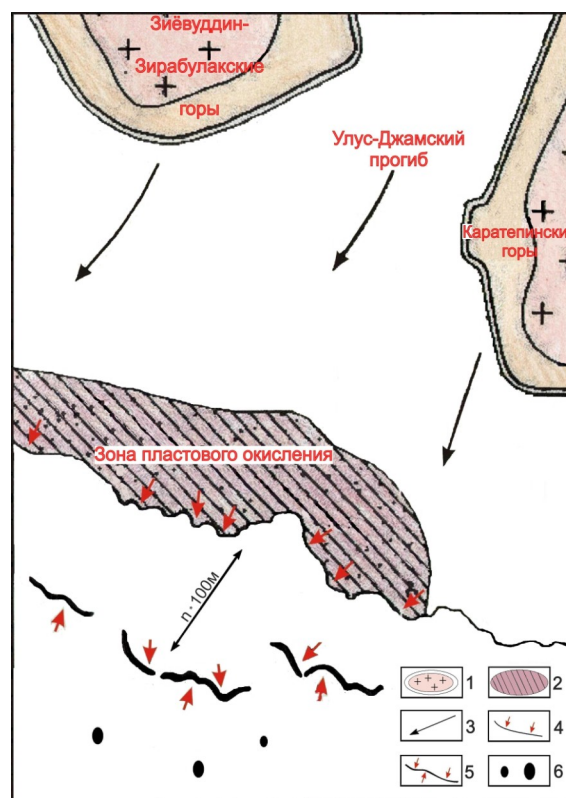


Рис. 2. Схема формирования зоны пластового окисления в Улус-Джамском прогибе на границе с северо-восточным крылом Бухара-Хивинского нефтегазоносного бассейна (Бухара-каршинская ступень): 1 – докембрий-палеозойские поднятия, 2 – направление движения напорных вод, 3 – зона пластового окисления, 4 – выклинивание зоны пластового окисления, 5 – предполагаемые площади локализации уранового оруденения, 6 – нефтегазоносные залежи Бухара-Каршинского региона

вод. С одной стороны, осадочные толщи с инфильтрационным режимом, как правило, содержат рассеянное органическое вещество, которое при благоприятных условиях может генерировать в залежи УВ, а это позволяет расширить объем нефтегазоносных бассейнов. С другой стороны, на процесс формирования под действием инфильтрационных потоков зон пластового окисления оказывает воздействие поднимающиеся эксфильтрационные потоки, которые могут существенно изменить картину локализации оруденения на выклинивании ЗПО. Можно предположить, что для рудных месторождений южного склона Зирабулак-Зиявуддинских гор (поднятое крыло артезианского бассейна), формирующихся инфильтрационными потоками, часть рудных залежей локализуется не на выклинивании ЗПО, а на несколько сотен метров в сторону направления этих потоков (рис. 2). Исследования ряда учёных [5] показали в ряде случаев отсутствие промышленного уранового оруденения на выклинивании зон пластового окисления на удалении от Центрально-Кызылкумского поднятия, что вполне согласуется с результатами наших изысканий.

Таким образом, такое предположение даёт основа-

ние скорректировать методику поисков рудных залежей и месторождений в зависимости от границы эксфильтрационных и инфильтрационных потоков в пределах пластовой водонапорной системы.

Выводы:

1. Урановые месторождения, приуроченные к границе сочленения урановорудных районов с нефтегазоносными бассейнами, характеризуются специфическими условиями локализации оруденения, требующими детального их геолого-гидрогеохимического

изучения, и на этой основе прогноза перспективности ведения геологоразведочных работ.

2. Поисковые и разведочные работы на площадях, расположенных в зоне сочленения, должны вестись с учётом того, что локализация уранового оруденения может происходить не на границе выклинивания зон пластового окисления, а мигрировать в сторону водо-нефтяного контакта. Поэтому, поиски урановорудных залежей должны проводиться с пониманием этой специфики.

Список литературы:

1. Брод И.О. Основы геологии нефти и газа. М., 1953. 330 с.
2. Гольдштейн Р.И., Печёнкин И.Г. Рудная специализация артезианских бассейнов Средней Азии. Материалы конф. Геохимия экзогенно-эпигенетического и гидротермально-осадочного рудообразования. Тезисы докл. М., 1992. с. 26-28.
3. Металлогения артезианских бассейнов Средней Азии. Под редакцией А.Н. Султанходжаева. Ташкент, Фан, 1992. 272 с.
4. Батулин С.Г. и др. Экзогенные эпигенетические месторождения урана. М., 1965
5. Каримов Х.К., Натальченко Б.И., Печёнкин И.Г. Особенности формирования гидrogenных полиминеральных месторождений в краевых частях нефтегазоносных бассейнов. Узб.геол.ж., 1994, №1, с. 43-52.

УДК 624.131.1.

© Исаматов Ю.П., Горнов В.А., Хасанов О.А. 2012 г.

ПРОГНОЗНАЯ ОЦЕНКА ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Исаматов Ю.П., доцент кафедры «Горное дело» Алмалыкского ГМФ НГГИ; **Горнов В.А.**, гл. геолог рудника Кальмакыр АГМК; **Хасанов О.А.**, ст. преподаватель кафедры «Горное дело» Алмалыкского ГМФ НГГИ

Прогноз изменения инженерно-геологических условий разработки месторождений проведен методами оценки и учета различных факторов, аналогий и расчетами. Достоверность прогнозируемых элементов проведена методом сопоставления аналогичных разведанных (Дальнее), отработанных (Кургашикан) и эксплуатируемых (Сарычеку, Кальмакыр) месторождений. Прогнозируемые элементы рассматриваются в двух аспектах:

- изменение инженерно-геологических характеристик массива в естественных условиях. С этой целью анализировались полученные результаты по трещиноватости и по физико-механическим свойствам пород, т.е. как эти показатели изменяются по горизонтно, по петрографическим блокам, по зонам разломов и т.д. Эти характеристики сопоставлялись с данными других аналогичных месторождений, на основе которых устанавливались достоверность и закономерность их изменения;

- выявление возможных изменений инженерно-геологической обстановки в связи с разработкой месторождения. Для этого анализировались изменения

устойчивости бортов карьера под влиянием геологических и горнотехнических факторов и устанавливались места формирования и типы инженерно-геологических процессов.

Устойчивость горных выработок (откосов уступов и бортов) оценивалась качественно - на основе анализа геолого-тектонического строения и инженерно-геологических характеристик пород и количественно - расчетами. Процессы, связанные с разработкой месторождения, прогнозировались, как уже отмечено, на основе изучения образовавшихся деформаций действующего карьера Кальмакыр с составлением с другими деформациями, образовавшимися на карьерах Кургашикан и Сарычеку.

Месторождение Кальмакыр осложнено, особенно в северной, северо - восточной, южной и юго-восточной частях, тектоническими нарушениями разного направления и порядка.

Кальмакырский разлом-взбросо-сдвиг широтного простираения, крутопадающий на юг, с мощной зоной дробления (25 м) прослеживается по уступам. Центральный разлом -северо - восточного простираения, с

падением (800) на юго-восток, смыкается в северо-восточной части карьера с Кальмакырским взбросо-сдвигом.

Сколовые тектонические нарушения субширотного простирания с зонами дробления от 1 до 10 м, в сочетании с крупными разломами, разбивают массив на ряд блоков различного размера. Самыми неблагоприятными в отношении устойчивости откосов уступов и бортов являются нарушения, расположенные параллельно бортам и направленные в сторону выемки, у которых угол падения нарушений близок к углу наклона борта. Такие нарушения обычно служат плоскостью скольжения крупных обрушений и других деформаций. С углублением и расширением карьера в юго-восточном направлении на возникновение деформаций могут влиять Тогапский и Северо-Каратагский согласно падающие разломы, направление которых совпадает с простиранием борта. Подобные же разломы в центральной части карьера простираются перпендикулярно к борту и их влияние на образование деформаций в тех же литологических разностях пород значительно меньше, при отработке глубоких горизонтов в подобных местах ожидаются лишь обрушения с незначительными объемами и осыпями. На северном борту ряд разломов субширотного простирания (часть Карабулакского и Кальмакырского разломов) крутопадающие (60-70) в сторону выемками, могут быть фактором ослабления массива и формирования оползня (при отложении углов наклона устойчивых бортов) с ориентировочными объемами возможного смешения около 2-3 млн. м³.

Следует отметить, что месторождения Кургашикан и Кальмакыр в геолого-структурном плане аналогичные, однако на бортах Кургашикане оползни, обрушения, обвалы сильно развиты, а в карьере Кальмакыра - незначительно. Главная причина - различие горнотехнических условий их эксплуатации. Месторождение Кургашикан разрабатывалось с крутым заложением бортов: северный, южный и юго-западный более 45°. Разрывные нарушения (крутопадающие) в большинстве расположены параллельно бортам карьера и направлены в сторону выработанного пространства. Около 40-50% площади карьерного поля обводнено (состояние 1993 г.). Борта месторождения Кальмакыр (на состояние 1994 г.) более пологие (на 5-6°), чем на Кургашикане. Разрывные нарушения расположены в обнажении бортов в основном перпендикулярно, реже - кососекущие. Гидрогеологические условия Кальмакырского месторождения довольно благоприятные для отработки. Основной водопиток поступает из зоны разрывных нарушений и по крупным трещинам в виде высачивания и увлажнения с горизонта 625 м и ниже. Из-за слабой водообильности магматических образований и расположения карьера в водораздельной части склонов, между Алмалыксаем и Накпайсаем, при разработке месторождения Кальмакыр до проектной отметки (+85 м), прогнозный водопиток может уве-

личиться в 5-6 раз и соответственно площадь увлажнения карьерного поля. С расширением площади карьерного поля и увеличением глубины отработки конфигурации карьера расположение разрывных нарушений по отношению к бортам изменяются. В связи с этим (вскрытием обводненных разломов и изменением направления их по отношению к бортам) не исключается возможность более интенсивного развития инженерно-геологических процессов при отработке глубоких горизонтов.

Физико-механические свойства пород флангов, глубоких горизонтов и в целом месторождения Кальмакыр в зонах нарушений и сильно трещиноватых участках изменяются резко, а по литологии незначительно.

Что касается изменения физико-механических свойств пород с глубиной, в этом вопросе какой-нибудь закономерности не установлено. Но имеется тенденция увеличения показателя плотности или уменьшения пористости водопоглощения и коэффициента трещинной пустотности с глубиной.

Количественная оценка трещиноватости пород показывает, что возрастая глубиной параметры трещиноватости почти не изменяются, их увеличение наблюдается вблизи тектонических нарушений на контактах пород, кроме трещин, связанных с взрывными работами разгрузкой породы, которые во времени могут изменяться (в ширине и длине). Инструментальные, непосредственные замеры параметров трещин на площадках, и косвенные, геофизические - сейсморазведка, изучение трещиноватости на стационарных бортах месторождения Кальмакыр показывают, что в существующих трещинах отмечены расширения и удлинения или увеличения их ширины и длины, а также появления новых трещин, раскрытия которых местами достигли до 2-3 мм. Глубина распространения небольшая - на 2,5 - 3,0. В этих зонах прочностные показатели падают до 20%.

Институтом Унипромедь проведен расчет углов наклона бортов карьера и разработаны рекомендации по повышению устойчивости бортов и уступов карьера. Угол наклона бортов карьера рекомендован 26-36°. В настоящее время этот параметр карьера изменяется в пределах 12-29°, уступы поставлены в предельное положение под углами 45-55°.

Наименьший расчетный угол наклона борта карьера рекомендован для северо-восточного фланга карьера, где наблюдается интенсивная нарушенность пород проходящими здесь Карабулакским и Кальмакырскими разломами.

В процессе обследования месторождения отмечена серия крупных разломов широтного и северо-восточного простирания, секущих долины Алмалык-и Накпай-сая. По результатам изучения трещиноватости горных пород на площади месторождения выделены три генетических типа трещин: тектонические, экзогенные и искусственные. Направление тектонических трещин связано с направлением разлома. Фор-

мирование экзогенных трещин связано с процессами, протекающими в коре выветривания.

Искусственные трещины возникают под действием разгрузки и взрывов в карьере Кальмакыр. Наиболее крупными из них являются:

- гольдуранский сбросо-сдвиг, имеющий широтное простирание и крутое (80°) падение на юг. Мощность зоны дробления колеблется от 10 до 35 м;

- центральный разлом, прослеживаемый в выработках карьера, под углом $80 - 90^\circ$, мощность зоны дробления достигает 5-Юм;

- промежуточный разлом, расположенный между Кальмакырским и Центральным, имеющий почти широтное простирание (75°) и южное падение с углом, доходящим до вертикального; разлом представлен зоной дробления пород мощностью 2-4 м.

Все разломы сопровождаются зонами интенсивной мелкой трещиноватости. Анализ трещиноватости пород прибортового породного массива, полученный институтом Унипромедь по результатам изучения керна глубоких скважин (до 800 м), показывает:

- интенсивность трещиноватости сиенито-диоритов, слагающих северо-восточный борт, до глубины 600 м изменяется в пределах 2-15 см, при среднем размере структурного блока - 9 см;

- в грандиорит-порфирах на восточном и юго-западном бортах карьера отмечена более сильная интенсивность трещиноватости от 2-7 см на восточном и 9-12 см на юго-западном борту;

- в кварцевых порфирах, прослеженных при бурении скважин на северо-восточном борту, до глубины 450-550 м, размеры столбика керна достигают 2-9 см;

- у диоритов юго-западного борта, размер столбика керна 2-12 см, в среднем составляет 6 см;

- андезиты, имеющие незначительное распространение, перемежаются с диоритами, характеризуются сильной раздробленностью, со средним размером столбиков 2-3 см по всему интервалу.

Анализ трещиноватости основных разновидностей пород карьера до глубины 800 м и по материалам керна геологоразведочных скважин показывает, что закономерных изменений интенсивности трещиноватости с глубиной не установлено. Породы по всей изученной глубине вне зон разломов и интенсивной трещиноватости имеют равномерный разброс значений размеров структурных блоков.

Это заключение также не противоречит выводам, сделанным по результатам разведки флангов и глубоких горизонтов карьера. Для оценки влияния тектонических трещин на образование деформаций в уступах бортов карьера институтом Гидроингео (лаборатория инженерной геологии МПИ) проводились исследования по выявлению ориентировки трещин относительно откосов уступов карьера. Результаты полевых замеров трещиноватости пород по площадкам на разных горизонтах обрабатывались с использованием стереографической сетки Вульфа.

В отношении устойчивости самыми неблагоприятными являются трещины с углами падения $40-60^\circ$,

согласно падающие с откосом. При анализе систем трещин по разновидностям пород выявлено, что в откосах продольные трещины (параллельные и субпараллельные простиранию откоса) составляют 16,1%, диагональные 57,5%, поперечные 26,4%. Из них продольные и диагональные, согласно падающие составляют 12% и 43,5% и являются самыми неблагоприятными в отношении устойчивости пород откосов.

Анализ мелких обрушений, развитых на карьере Кальмакыр, показывает, что все они образовались по системам сопряженных крупных трещин, согласно падающих с откосами уступов. К примеру, на южном борту (гор 640-625 м) обрушение произошло по трещинам с азимутом падения 10 и 120° и углами падения 63 и 64° . На северном борту обрушение произошло по трещинам: азимутом падения $178^\circ-76^\circ$ и аз.пад $286^\circ-62^\circ$.

Таким образом, анализ результатов изучения трещиноватости пород месторождения Кальмакыр показывает, что интенсивность трещиноватости, характер трещин и степень нарушенности массива зависят от наличия и близости крупных тектонических разломов зонами дробления и крупных тектонических нарушений.

Вблизи зон разломов интенсивность трещиноватости максимальная, достигающая 60-70 тр/п.м. (по керну), коэффициент трещинной пустотности достигает 4,2-5,2%. На расстоянии 10-13 м и более от разломов выделяются зона сильнотрещиноватых пород, характеризующаяся удельной трещиноватостью 30-40 тр/п.м. и коэффициент трещинной пустотности 1,37 - 4,27.

Породы вне зон влияния тектонических разломов характеризуются как массивные с умеренной и слабой трещиноватостью. Интенсивность трещиноватости от 10-30 тр/п.м. (умеренно-трещиноватые) до 5-10 тр/п.м. (слаботрещиноватые) соответственно, коэффициент трещинной пустотности менее 1,5%.

Таким образом, анализ физико-механических свойств пород, полученных на стадии детальной разведки флангов и глубоких горизонтов, сопоставление их с предыдущими исследованиями позволили выявить следующее. В некоторых разновидностях пород прочностные показатели с глубиной увеличиваются, в частности, у диоритов (скв. 2088, 2089) и у гранодиорит-порфиров (скв. 2053, 2037), а у сиенито-диоритов и кварцевых порфиров закономерного увеличения или уменьшения не отмечается; основные изменения в физико-механических свойствах пород связаны с трещиноватостью, особенно в прочностных показателях. Максимальные значения прочностных показателей соответствуют массивным, слабо трещиноватым породам, а средние значения - умеренно трещиноватым породам, находящимся ближе к разрывным нарушениям, минимальные значения соответствуют сильно трещиноватым породам, непосред-

ственно в зонах влияния разрывных нарушений.

По результатам исследований трещиноватости горных пород на уступах бортов карьера месторождения Кальмакыр (Приташкентская ГГЭ, институт Гидроингео) и использования материалов, полученных другими организациями (ВНИМИ, Унипромедь), в каждой литологической разности пород выделено от 4 до 6 систем трещин.

В сиенито-диоритах, слагающих большую часть месторождения, выделяются преобладающие направления: близ-широтная, северо-восточная, субмеридиональная и северо-западная системы.

Преобладают трещины северо-восточного прости-

рания (аз.прост.30-80). В гранодиорит - порфирах выделяется пять систем трещин, среди которых также наиболее распространены трещины северо-восточного простираения.

В целом, по площади месторождения отмечается повышенная трещиноватость пород верхних горизонтов. Это, по-видимому, связано с тектонической нарушенностью массива, выветрелостью пород, взрывными работами и разгрузкой, радиус влияния которых в массиве достигает 50-70 м. В целом, с глубиной отмечается некоторая тенденция уменьшения в параметрах трещиноватости пород вне зон тектонических нарушений.

УДК 550.553

© Мирзаева Г.А. 2012 г.

ГУЗАКСАЙСКИЙ ГРАБЕН ЧАДАКСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ

Мирзаева Г.А., геолог карьера Саук-Булак известкового завода ОАО АГМК

Гузаксайский грабен расположен в восточной части Чадакского рудного поля – это наиболее протяженная линейная структура рудного поля, которое протягивается в субмеридиональном направлении на юг, охватывая площади участков Мазар, Боматсай, Каракутан, Акбулак, Северный Гузаксай, Центральный Гузаксай и Юго-Восточный Гузаксай. Граничными элементами грабена являются Гузаксайский и Акбулак-Каракутанский разломы. Поверхность граничных структур волнистая, осложненная северо-западными и диагональными субширотными разломами. Основание грабена сложено среднекарбонowymi гранитоидами. В северной части грабен сложен вулканитами балгалинского комплекса, представленный лавами, туфами амфиболитовых и биотит-амфиболитовых андезитов, андезидацитов с прослоями терригенных пород. В центральной части грабена (площади месторождения Гузаксай, участка Каракутан) развиты вулканогенные образования карабауского комплекса. Покровные фации представляют туфы, лавы трахиандезитов и трахиандезитдацитов, туфоконгломераты и туфогравелиты с прослоями песчаников и алевролитов. Секущая фация представлена амфибол-биотитовыми андезидацитами, кварцевыми сиенито-диоритовыми порфиритами. Южная часть грабена менее эродирована и покрыта образованиями вулканогенного комплекса шурабсайской свиты. Покровная фация включает в себя лавы, туфы андезитов и андезитбазальтов с прослоями туфов андезидацитов. Широкое распространение имеет и секущая фация – это андезибазальты. В центральной и северной

участках грабена широкое развитие имеют дайковые образования, относящиеся к секущим фациям оясайского, кызылнуринского и другим комплексам [1].

Как было отмечено выше, основными элементами грабена являются его граничные разломы – Гузаксайский и Акбулак-Каракутанский, которые входят в третью систему разломов [2]. Эта система разломов имеет субмеридиональное направление. По генетическому типу сброс, реже взброс с незначительными амплитудами.

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

- а) проявление их только в верхне-среднекарбонowych интрузиях;
- б) значительная длина (иногда до нескольких километров) при почти одинаковой ширине приоткрытия;
- в) древнее время заложения;
- г) заполнение их кварц-карбонат-золоторудными жилами.

По всей видимости, при дальнейшем геологическом строении грабена с выраженной тектонической активностью происходила частичная разрядка внутриблоковых напряжений. В этом случае прототектонические трещины трансформируются в разрывные нарушения типа сколов или отрывов. В этой системе выделяются Гузаксайский, Акбулак-Каракутанский, Дальний, Карычольский, Юго-Восточный и другие

разломы. Они являются основными рудолокализирующими структурами.

Гузаксайский разлом прослеживается в меридиональном направлении. Падение зоны Гузаксайского разлома западное, углы падения 60° - 80° . Мощность зоны разлома (зона интенсивного дробления пород и минерализации) колеблется от 2-3 до 40 м. Характерной особенностью Гузаксайского разлома является отсутствие единого, четко выраженного тектонического шва. Это древний разлом, полностью залеченный, о чем свидетельствуют: выполнения жилами и линзами кварца; телами ранних минеральных образований (скарны, скарноиды); неоднократное обновление зоны Гузаксайского разлома, выразившееся в приоткрывании и неоднократном дроблении жильных пород. Дробленный кварц цементируется либо мелкочешуйчатым гематитом, либо анкеритом. Эти образования схожи с гидротермально-эксплозивными брекчиями и вмещают наиболее богатые руды. В целом разлом был заложен в раннепермский и обновлен в позднепермской фазе тектогенеза.

Это основная рудовмещающая структура месторождения Гузаксай, в которой сконцентрировано около 70% оруденения. Разлом протягивается через всю площадь месторождения, на протяжении свыше 6 километров. На участках Северный Гузаксай, Боматсай он пересекает породы фундамента - гранитоиды кураминского комплекса и выражен небольшой зоной дробления, иногда выполнен дайками сиенито-диорит-порфиров. По реконструкции разлом в гранитоидах вскрыт на глубину около 500 м и ни в одной выработке не было вскрыто каких-либо концентраций золота. В южной части его и в сопряженных с ним структурах сконцентрировано основное оруденение месторождения Гузаксай.

Наиболее четко характер распределения золоторудных участков по вертикали отразился в проекции на вертикальную плоскость (рис. 1) зоны Гузаксайского разлома жилы Главная по карьеру на участках Центральный, Южный и Юго-западный Гузаксай. На этом разрезе видна своеобразная мульда, синклиналь, сброшенная на юг по экструзивным телам карабауского и шурабсайского возраста. Последние прослежены как «ножки» тел субширотного, северо-восточного простирания [3, 4].

Рудные тела — это пологие

линзы с общим склонением на юг, юго-запад, субпараллельны поверхностям экранирования в подошвах разновозрастных свит. Между этими линзами отмечаются высокие содержания золота.

С запада от Гузаксайского разлома прослежены два оперяющих его разлома более низкого порядка — Западно-Гузаксайский - 1, Западно-Гузаксайский - 2. В первом слабо выражен рельеф, в основном перекрыт образованиями шурабсайской свиты. В южном и северном его продолжении отмечаются зоны метасоматитов с кварцевыми прожилками. Второй ближний оперяющий Гузаксайский разлом образует Западную жилу с высокими содержаниями золота. Можно предположить, что это оперяющие трещины единого сложного разлома.

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

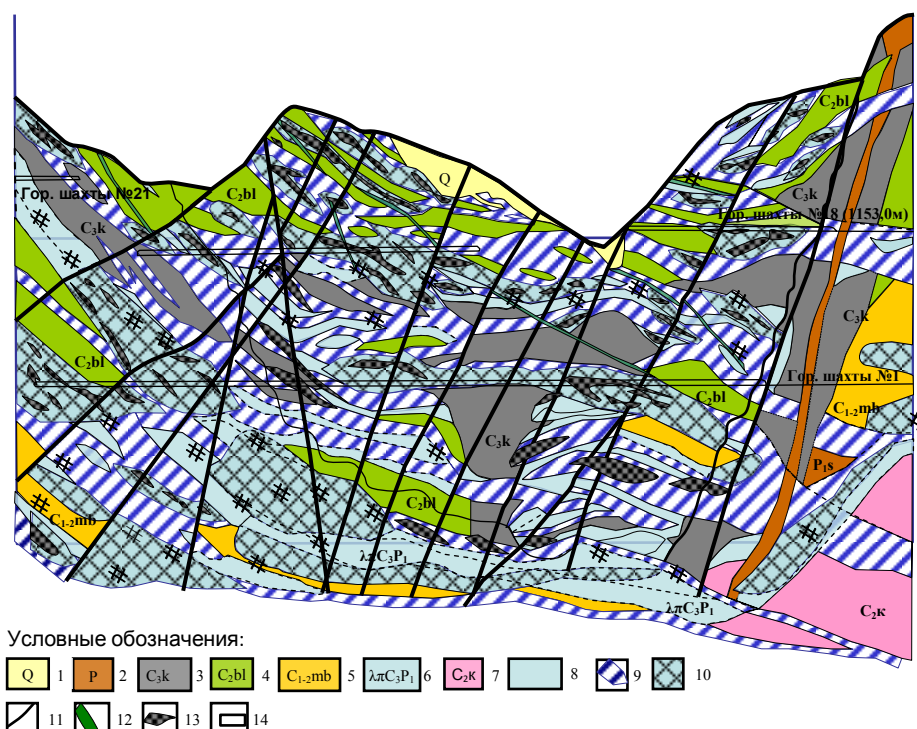


Рис. 1. Проекция на вертикальную плоскость зоны Гузаксайского разлома жилы Главная по карьеру участка Центральный Гузаксай: 1 — четвертичные отложения; 2 — шурабсайский комплекс; 3 — карабауский комплекс; 4 — балгалинский комплекс; 5 — минбулакский комплекс; 6 — куюндинский комплекс, кварцевые порфиры; 7 — кураминский интрузивный комплекс, гранодиориты; 8 — зоны кварц-серицитового метасоматоза и аргиллизации; 9 — кварцевые жилы; 10 — меж- и внутриформационные зоны окварцевания; 11 — линии разрывных нарушений; 12 — диабазовые порфиры; 13 — рудные тела, 14 — горные выработки шахты №1

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

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

торов.

В целом, можно констатировать, что Акбулак-Каракутанский разлом – это сложная геологическая структура с длительной историей становления, которая является рудовмещающей, магмовыводящей и рудораспределяющей. В плане, в сочетании с крупными меридиональными разломами, структура Акбулак-Каракутанского разлома волнообразная. Наиболее протяженные выпуклые части волны протяженностью 1-1,5 km, к ним приурочены участки Мазар, Каракутан, Акбулак; к вогнутым протяженностью 0,5-0,7 km – Боматсай, Северный Акбулак, Юго-Западный Акбулак. Амплитуда волны – 200-300 m.

Список литературы:

1. М.О.Сулейманов, Г.Е.Завьялов. Месторождение Чадакского рудного поля с. 212-227, в кн. «Рудные месторождения Узбекистана», Ташкент, 2001.
2. Е.В.Ганиева, М.О.Сулейманов и др. Оценка перспектив золотоносности Чадакского рудного поля для расширения минерально-сырьевой базы района. ИМР, 1997.
3. А.В.Королев, П.А.Шехтман. Структурные условия размещения послемагматических руд. Москва «Недра», 1965, с.73.
4. Ю.С.Шихин. Геологическое картирование и оценка рудоносности разрывных нарушений. Москва «Недра», 1991, с. 165-167.

УДК 622.279

© Воробьев А.Е., Козлова Я.В. 2012 г.

ФАКТОРЫ И ИХ ОСНОВНЫЕ ПРИЧИНЫ ВЛИЯНИЯ НА ТЕХНОЛОГИЮ ДОБЫЧИ ГАЗА

Воробьев А.Е., зав. кафедрой «Нефтяное и горное дело» РУДН, докт. техн. наук, профессор; Козлова Я.В., аспирантка РУДН

В данной работе показаны выявленные и изученные геологические, технологические и экономические факторы и их основные причины влияния на технологию добычи газа на примере месторождения Толкын (Казахстан) (рис. 1-4).

Первые сведения о газоконденсатном месторождении Толкын (Казахстан) относятся к 1989 г., когда в пределах площади Сазтубе сейсморазведочными работами МОГТ было выявлено поднятие Толкын. В том же году, по данным сейсмопрофиля 2/88, ПО «Эмбанефтегеофизика» составила паспорт на структуру Толкын, послуживший основанием для ввода ее в дальнейшее глубокое поисковое бурение. Скважина 1 Толкын, заложенная на своде структуры и пробуренная в 1991-1992 гг. [1], вскрыла кайнозойские, мезозойские и нижнепермские отложения, в которых и размещена газовая залежь.

Геолого-разведочные работы на месторождении были возобновлены в 1997 г., с момента получения ТОО «Толкыннефтегаз», входящим в состав ПФГ «Ascom Group S.A.» (Республика Молдова), лицензии на разведку и добычу углеводородного сырья на этом объекте. С 1998 г. были начаты работы по подготовке производственной базы для бурения новых разведоч-

ных скважин, расконсервации разведочных скважин и обустройству первоочередных промысловых объектов добычи. В 2000 г. начаты работы по восстановлению ранее пробуренных скважин, а также строительству новых разведочных скважин. В 2001 г. выполнена детальная сейсморазведка 3D [2], а также завершено строительство промысловых объектов добычи, транспорта и подготовки продукции.

В административном отношении газоконденсатное месторождение Толкын расположено на территории Бейнеуского района Мангистауской области Республики Казахстан (рис. 1). В географическом отношении месторождение расположено в юго-восточной части Прикаспийской низменности, в районе сора Мертвый Култук. Транспортное сообщение с месторождением в настоящее время осуществляется по грунтовой, насыпной автодороге проходящей вдоль трассы газопровода сырого газа «промысел Толкын – УКПГ Боранколь» и далее, до поселка Опорный, по автодороге Сарыкамыс – Опорный. Вдоль железной дороги проходит магистральный газопровод «Средняя Азия – Центр», с компрессорной станцией (КС) «Опорная» в районе поселка Опорный и магистральный нефтепровод «Жанаозен – Новокуйбышевск».

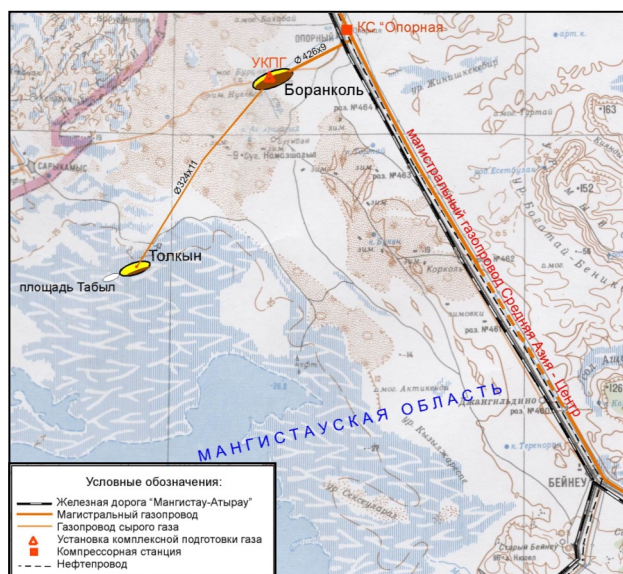


Рис. 1. Обзорная карта месторождения Толкын

Подготовленный природный газ месторождения Толкын и Боранколь подается на вход КС «Опорная», а стабильный конденсат отгружается железнодорожным транспортом либо, совместно с нефтью месторождения Боранколь, подается в магистральный нефтепровод.

В орографическом отношении район месторождения представляет собой пустынную равнину с полным отсутствием постоянной гидрографической сети (реки, родники, озера и т.д.). Месторождение расположено на сорах, значительная часть площади круглогодично покрыта естественными водоемами, заполненными высокоминерализованной грунтовой водой, дополняемой осадками [4]. Абсолютные отметки рельефа находятся в диапазоне от -15 м до -25 м.

В структурно-тектоническом отношении месторождение Толкын приурочено к юго-западному погруженному окончанию Южно-Эмбинского мегавала, расположенному в тектонически активной в позднем палеозое шовной зоне сочленения Прикаспийской и Северо – Устьуртской впадин.

В пределах месторождения пробуренными скважинами вскрыты отложения пермской, триасовой, юрской, меловой, неогеновой и палеогеновой систем. Наиболее древними породами, вскрытыми скважиной С-1, являются отложения нижнего карбона. Они относятся к терригенной толще визейского яруса и представлены комплексом тонкого ритмичного переслаивания карбонатно-терригенных отложений. На отложениях карбона несогласно залегают отложения нижней перми, представленные карбонатно-терригенным комплексом пород [5]. В нижней перми выделяются отложения трёх ярусов: ассельского, сакмарского и артинского. С ассельским ярусом связывают терригенно-карбонатную пачку КТ-II, с артинским – карбонатную пачку КТ-I, разделённых аргиллитово-глинистой пачкой, возраст которой условно принимается как сакмар-нижеартинский. Подошва КТ-II неясна, известняки постепенно переходят в терригенно-карбонатную тол-

щу каменноугольного возраста. Нижняя карбонатная толща, соответствующая КТ-II, сложена известняками доломитизированными, обломочными разномерными, перекристаллизованными, с признаками биогермного формирования осадков. Вскрытая максимальная толщина КТ-II достигает 166 м (скважина Т-5). Аргиллитово-глинистая толща сложена аргиллитами известковистыми, доломитовыми, серыми, слоистыми, средней крепости с включениями кальцита. Встречается аргиллитоподобная, известковистая, доломитовая глина. Мощность пачки варьирует от 14 до 120 м. Верхняя карбонатная пачка, соответствующая КТ-I, сложена доломитами и известняками. Доломиты светло-серые, кремовые, светло-коричневые, органогенно-детритовые, кавернозно-пористые. Известняки светло-серые, обломочные, алевроитовые, органогенно-детритовые, иногда слоистые, обогащенные органогенным детритом. Верхняя граница карбонатной пачки хорошо выделяется по материалам ГИС. Минимальная мощность пачки равна 53 м (скважина Т-2), максимальная 229 м (скважина Т-14). Максимальная общая толщина нижнепермских отложений равна 391 м.

Коллекторы артинского продуктивного горизонта представлены [6] органогенно-детритовыми доломитами и органогенно-детритовыми известняками. Доломиты - органогенно-детритовые, кавернозно-пористые. Наблюдаются субвертикальные трещины. Известняки обломочные, алевроитовые, органогенно-детритовые, иногда слоистые. Поры и каверны образовались за счет выщелачивания органогенных форменных элементов. Цементом служит глинистый материал каолинового и смешанно-слоистого состава. Характерно обилие извилистых, ветвящихся трещин. Коллекторы артинского горизонта месторождения Толкын относятся к смешанному типу, каверново-порово-трещинному. Пористость по керну изменяется от 0,73 до 17,6% при среднем значении 5,84%, проницаемость колеблется в интервале 0,001-100,600 мкм² при среднем значении 3,525 мкм².

Среднеюрские продуктивные горизонты представлены песчаниками от светло - до темно-серых оттенков, зеленовато - серые, средне - и мелкозернистые, разномерные, массивные и слоистые. Слоистость подчеркивается различной сортировкой зерен. Алевролиты - серые и зеленовато – серые, массивные, горизонтально - волнисто-слоистые. Граничные значения по юрской продуктивной толще равны следующим $K_{пр} = 0,001 \text{ мкм}^2$, $K_p = 14\%$, $C_{гл} = 34\%$ и $C_{карб.} = 4\%$. Исходя из этих значений, пористость по керну изменяется от 14,1 до 21,6% при среднем значении 17,34%, проницаемость колеблется в интервале 0,128-734,600 мкм² при среднем значении 57,702 мкм².

В процессе разведочного бурения, помимо газоконденсатной залежи артинских отложений, была выявлена газонефтяная залежь в ассельских отложениях и газоконденсатная залежь в отложениях средней юры, а также отдельные нефтяные залежи в отложениях триаса и юры.

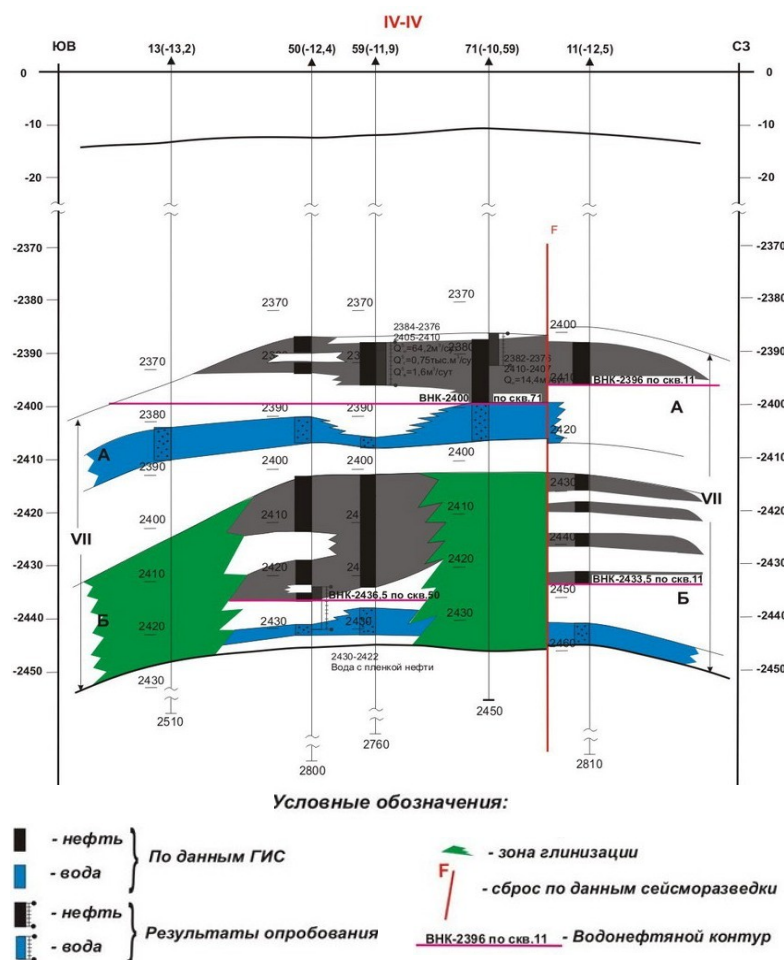


Рис. 2. Литологический профиль по VII горизонту линии IV-IV

Последний подсчет углеводородов нефтегазоконденсатного месторождения был выполнен по состоянию на 01.07.2006 г. (протокол №559-07-У) [3]: утвержденные запасы газа и конденсата составили по категории С₁ - 29468,6 млн. м³ и 6584,2 тыс. т, по категории С₂ - 1342,9 млн. м³ и 241,1 тыс. т, соответственно. Из них по промышленной категории С₁ на артинскую залежь приходится 90% от газа и 92% от всего газоконденсата по месторождению в целом. Система обустройства [7] месторождения предусматривает лучевую схему сбора газа с подачей на газосборный пункт (ГСП), откуда по газопроводу диаметром 324 мм и протяженностью 50 км сырой газ подается на установку комплексной подготовки газа (УКПГ), расположенную на нефтегазовом месторождении Боранколь. Подготовка газа осуществляется на двух технологических нитках низкотемпературной сепарации газа на клапане Джоуля-Томсона, а извлекаемый газовый конденсат проходит подготовку на установке стабилизации конденсата. Осушенный газ подается по газопроводу диаметром 426 мм в магистральный газопровод «Средняя Азия – Центр», стабильный конденсат в резервуарный парк с последующей отгрузкой ж/д транспортом или откачкой в магистральный нефте-

провод «Жанаозен– Новокуйбышевск» [8].

После завершения обустройства промысловых объектов подготовки, транспорта газа, хранения и отгрузки конденсата: шлейфы, газосборный пункт (ГСП), соединительный газопровод сырого газа ГСП-УКПГ, УКПГ, газопровод сухого газа УКПГ-САЦ, конденсатопровод от УКПГ до товарно-сырьевой базы (ТСБ) и конденсатоналивной эстакады и др., в мае 2003 г. был осуществлен фактический ввод газоконденсатной залежи в опытно-промышленную эксплуатацию [2].

В январе 2003 г. был осуществлен ввод артинской газоконденсатной залежи в эксплуатацию в соответствии с Проектом ОПЭ. Фонд скважин на этом объекте составлял 5 единиц (Т-1, Т-3, Т-4, Т-6 и С-1). Основной эксплуатационный фонд из 7 скважин сформировался в течение 2003 г. Также были введены в эксплуатацию еще две разведочные скважины, Т-7 и Т-8 (в марте и апреле 2003 г.). Количество скважин сохранилось на весь период ОПЭ, до 2005 г. включительно.

В настоящее время на месторождении пробурено 26 скважин. Из них в 2006 г. пробурены три оценочно – эксплуатационные скважины. Скважина Т-101, расположенная в центральной части структуры, на расстоянии 525 м к юго-западу от скважины Т-1, вскрыв артинские отложения с забоем 3760 м. Скважина Т-102 пробурена в центральной части структуры в 600 м к юго-востоку от скважины Т-1 до глубины 3760 м, вскрывает артинские отложения. Скважина Т-103 также пробурена в центральной части структуры в 500 м к северо-востоку от скважины Т-1, при забое 3682 м частично вскрывает артинские отложения.

В результате полученных данных по пробуренным скважинам, детальной корреляции и интерпретации ГИС в разрезе месторождения были выделены девять залежей, из них пять нефтяных (рис. 2) - Т-I А, Т-I Б, Т-II, КТ-II А, КТ-II Б, четыре газоконденсатных - Ю-VIIБ, Ю-VIIА, Ю-VIIБ и КТ-I.

На месторождении Толкын на 01.01.2007 г. завершено строительство геологоразведочных 17-ти скважин на нижнепермские отложения: Т-11, С-1, Т-2, Т-3, Т-4, Т-6, Т-7, Т-10, Т-11, Т-12, Т-13, Т-14, Т-15, Т-16, Т-17, Т-18, Т-102. Из них две скважины (Т-1, С-1) относятся к категории поисковых, скважина Т-102 – оценочно-эксплуатационная, а остальные 14 скважин разведочные.

Кроме этого, в эксплуатации по артинской газоконденсатной залежи находится еще 9 промысловых скважин (С-1, Т-3, Т-4, Т-6, Т-7, Т-11, Т-12, Т-14, и Т-102): скважины Т-1 и Т-10 – в простое, скважина Т-2 - в консервации, скважины Т-15 и Т-16 - в освоении артин-

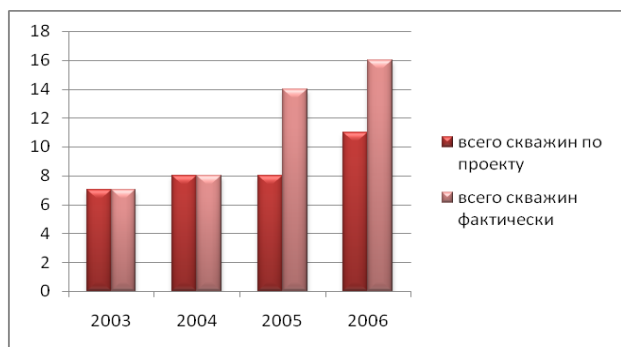


Рис. 3. Динамика расхождения фонда скважин



Рис. 4. Факторы, влияющие на фонд скважин

ской залежи, скважины Т-13, Т-17 и Т-18 находятся в опробовании нижележащих ассельских отложений. Кроме этого, в бурении находятся 3 эксплуатационные скважины: 2 скважины – 101 и 103 на артинские и скважина 19 – на ассельские отложения. Следовательно, на 01.01.2007 г. эксплуатационный фонд газовых скважин по артинской газоконденсатной залежи составляет 12 единиц (Т-1, С-1, Т-2, Т-3, Т-4, Т-6, Т-7, Т-10, Т-11, Т-12, Т-14, и Т-102): из них 9 действующих, 2 бездействующие (Т-1 и Т-10) и 1 (Т-2) в консервации. Все эти данные представлены в гистограмме (рис. 3), в которой наглядно видно расхождение проектного и фактического фонда скважин. В 2003-2004 гг., как представлено на рис. 3, число фактических и проектных скважин совпадает. В 2005 г. количество фактиче-

ских скважин превышает количество проектных на 40%, а в 2006 г. на 30%, что связано с дополнительным финансированием предприятия.

Дополнительно до конца 2006 г. в эксплуатацию были введены еще 6 скважин: 4 разведочные (Т-12, Т-13, Т-14, Т-15) и 2 опережающие эксплуатационные скважины - 101, 102. Для надежности в поддержании достигнутого уровня и обеспечения соответствующих резервных мощностей по добыче газа, одна из трех рекомендованных эксплуатационных скважин (103) была введена в эксплуатацию в 2007 г. Из всех этих данных следует, что на 01.01.2007 г. фактический эксплуатационный фонд газовых скважин составил 11 единиц (1-Т, 1-С, 3-Т, 4-Т, 6-Т, 7-Т, 10-Т, 11-Т, 12-Т, 14-Т и 102-С), что меньше проектного количества на 3 скважины. Анализ сложившейся ситуации позволяет определить факторы, влияющие на подобное расхождение между фактическим и запроектированным числом скважин на месторождении. Все факторы можно представить в виде диаграммы (рис. 4), из которой видно соотношение различных факторов на расхождение числа проектных и фактических скважин.

Основной причиной подобной разницы между фактическим числом эксплуатационных скважин от проектного является более длительный период поинтервальных опробований и исследований нижележащих ассельских отложений нижней перми, т.е. факторы, имеющие организационно-геологическую природу.

Вторым существенным фактором, повлиявшим на несвоевременный ввод данных скважин в эксплуатацию, являлось отсутствие мощностей по подготовке газа (из-за затянувшихся сроков строительства УКПГ-2), представляющие собой организационно-экономические факторы.

Таким образом, оценка влияния различных факторов на ввод в эксплуатацию скважин позволяет отметить следующие пути совершенствования организационных работ на месторождении Толкын: увеличение капиталовложения, модернизирование оборудования и увеличение геологоразведочных работ. Указанные меры позволят увеличить добычу газоконденсата на месторождении.

Список литературы:

1. Попова Л.А. и др. *Оперативная оценка результатов разведки месторождений и составление баланса запасов нефти и газа по объединению «Мангистаумунайгаз».* КазНИПИнефть. Отчет, Актау, 1992.
2. Курбанова Б.Е., Ветрова В.П. *Оперативный подсчет запасов углеводородов нефтегазоконденсатного месторождения Толкын по состоянию на 01.11.2004.* Отчет, Атырау, 2005.
3. Аккулов А.А., Чен В.И., Ветрова В.П. и др. *Оперативный подсчет запасов углеводородного сырья газоконденсатного месторождения Толкын по состоянию на 01.02.2002 г.* Отчет, Атырау, КазНИГРИ, 2002.
4. *Техническая инструкция по проведению геофизических исследований и работ приборами на кабеле в нефтяных и газовых скважинах.* Москва, 2001.
5. Курбанова Б.Е., Ветрова В.П. и др. *Подсчет запасов углеводородов нефтегазоконденсатного месторождению Толкын Мангистауской области Республики Казахстан по состоянию на 01.07.2006 г.,* КазНИГРИ. Отчет, Атырау, 2006.
6. *Авторский надзор за реализацией проекта опытно-промышленной эксплуатации артинской газоконденсатной месторождения Толкын на 01.01.2005 г.* Отчет, (1 этап). 2005.
7. *Единые правила разработки нефтяных и газовых месторождений Республики Казахстан.* Алматы, 2001.
8. *Единые технические правила ведения работ при строительстве скважин на нефтяных, газовых и газоконденсатных месторождениях Республики Казахстан.* Актюбинск, ГНИ, 1996.

АНАЛИЗ ДИНАМИКИ ОТБОРА ГАЗА И КОНДЕНСАТА ИЗ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Воробьев А.Е., зав. кафедрой «Нефтяное и горное дело» РУДН, докт. техн. наук, профессор; Козлова Я.В. аспирант РУДН

Выбор техники и технологии разработки газоконденсатного месторождения Толкын (Западный Казахстан) и параметров технологического режима эксплуатации добычных скважин определяется геолого-промысловой характеристикой продуктивного пласта, его энергетическими возможностями, физико-химическими свойствами добываемой продукции с учетом технологических характеристик вновь вводимых в эксплуатацию ранее запроектированных систем транспорта и подготовки продукции (продуктопровода Д_н500 мм и УКПГ-2) (табл. 1, рис. 1-2).

В ходе исследований были определены основные параметры рабочего газосодержащего пласта (табл. 1) и насыщающего его флюида, также другие факторы, существенно влияющие на характер эксплуатации газоконденсатных скважин месторождения [1]:

- коллектор карбонатный устойчивый;
- газ месторождения метановый, с содержанием тяжёлых углеводородов от 2,1 до 4,13 % mol;
- содержание CO₂ - 0,76 %, H₂S – от 0,00014 до 0,0021%.

При определении процента отбора газа и конденсата из залежи использовались утвержденные ГКЗ РК в 2007 г. запасы сухого газа и конденсата.

Последний подсчет углеводородов нефтегазоконденсатного месторождения Толкын был выполнен по состоянию на 01.07.2006 г. (протокол №559-07-У) [2]: утвержденные запасы газа и конденсата составили по категории C₁ - 29468,6 млн. м³ и 6584,2 тыс. т, по категории C₂ - 1342,9 млн. м³ и 241,1 тыс. т, соответственно. Из них по промышленной категории C₁ на артинскую залежь приходится 90% от газа и 92% от всего газоконденсата по месторождению в целом.

По состоянию на 01.01.2007 г. из артинской газоконденсатной залежи месторождения Толкын было отобрано 3706,446 млн. м³ сухого газа, или 14,03% от утвержденных запасов (по состоянию на 01.07.2006 г.), стабильного конденсата 784,884 тыс. тонн или

13% от геологических и 28,9% от извлекаемых запасов.

Указанные отборы углеводородов включают добычу из залежи в период испытания скважин и с начала опытно-промышленной эксплуатации (ОПЭ) [3].

Сопоставление проектных и фактических показателей по отбору газа и конденсата приведено на рис. 1.

Сопоставление фактических и проектных показателей Опытно-промышленной эксплуатации по объемам добычи углеводородов и их анализ показывает [4]:

1. В 2003 г. фактические среднемесячные объемы

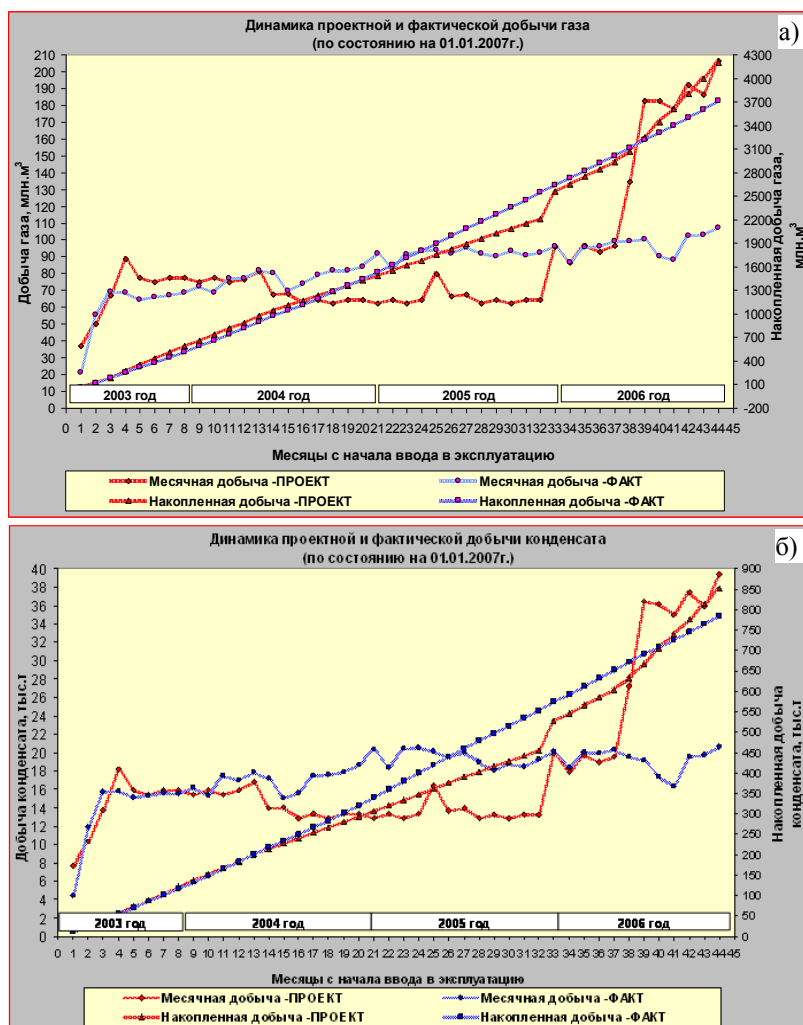


Рис. 1. Динамика проектной и фактической добычи газа (а) и конденсата (б)

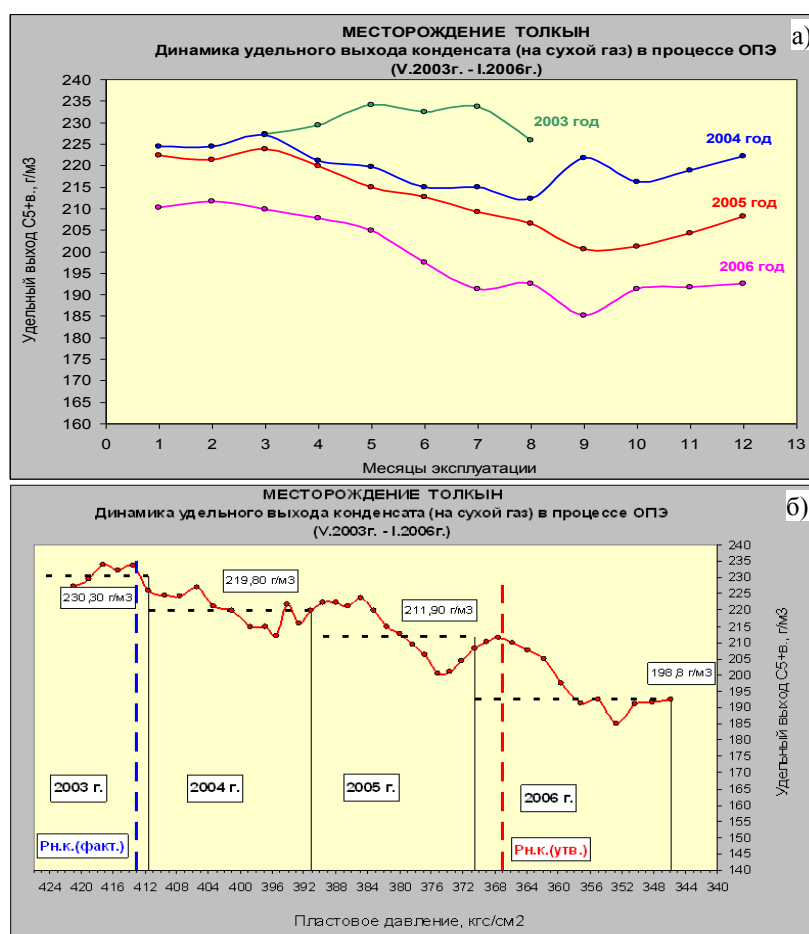


Рис. 2. Динамика удельного выхода конденсата (на сухой газ) в процессе ОПЭ (а) и данная динамика в зависимости от давления (б)

добычи газа были ниже предусмотренных Проектом ОПЭ. При проектном отборе 75–77 млн.м³ максимальные фактические объемы добычи не превышали 69 млн.м³. В основном это было связано с объемами газа, направленными на сжигание в процессе испытаний разведочных скважин и исследования действующих скважин в ходе ОПЭ залежи [5].

В 2004 г. фактические месячные отборы газа достигли проектной величины и концу этого же года превысили их.

Увеличение объемов добычи газа в 2004 г. на 10–15 млн.м³ было обеспечено за счет увеличения действующего фонда скважин с 5 до 7 и значительного, более чем в 2 раза, сокращения предусмотренных Проектом ОПЭ объемов сжигаемого газа.

В 2005 г. среднемесячный отбор газа увеличился по сравнению с 2004 г. на 12–14,5 млн. м³ и достиг уровня 93–95 млн. м³. По отношению к проектному уровню добычи это превышение составляет 31 млн. м³ или 48%.

В 2006 г. среднемесячный отбор газа составил около 95 млн. м³, т.е. сохранился на уровне 2005 г. Согласно уточненным показателям ОПЭ, добыча газ должна была достичь уровня 200 млн. м³ в месяц, что

соответствует объемам добычи промышленного этапа разработки артинской залежи (7 млн. м³/сут.). Однако, в связи с затянувшимися сроками строительства УКПГ-2, объемы добычи в 2005 году сохранились на прежнем уровне.

2. Фактический накопленный отбор газа из залежи по состоянию на 01.01.2007 г. составил 3706,446 млн. м³. По отношению к проектным показателям он меньше на 492,169 млн. м³, текущая газоотдача составляет 14,03% от утвержденных запасов.

3. Фактическая динамика добычи конденсата также отличается от проектной. Предусмотренная Проектом добыча конденсата за первые 3 г. и 8 месяцев (44 месяца) ОПЭ должна была составлять 852,336 тыс.т, а фактически она составила 784,884 тыс.т., т.е. имеется разница в 65,5 тыс.т (около 8%). Текущая степень извлечения конденсата от последних утвержденных геологических запасов составляет 13% против проектного значения 14,12%.

4. В рассматриваемый период ОПЭ (2003–01.01.2007 гг.) динамика фактического удельного выхода стабильного конденсата имеет тенденцию к снижению (рис. 2).

Анализ данных за более продолжительный период ОПЭ (3,7 г.) позволил более точно выявить закономерность в снижении удельного выхода конденсата. На 01.01.2007 г. удельный выход конденсата находится на уровне ~ 198,8 г/см³.

Динамика товарной добычи конденсата свидетельствует о ежегодном снижении его удельного выхода [6].

Таблица 1

Средние параметры скважин Юрского и Артинского горизонтов

Параметры	Ед. измерения	Значения
Средняя глубина продуктивного пласта	м	4000
Пластовое давление горизонтов	МПа	
Юрский		35,21
Артинский		34,8
Пластовая температура	К (°C)	
Юрский		377 (104)
Артинский		390 (117)
Давление насыщения конденсатом	МПа	
Юрский		27,3
Артинский		37,5

На рис. 2 приведена динамика средней величины удельного выхода конденсата по годам разработки. В 2003 г. она равнялась $230,3 \text{ g/m}^3$, в 2004 г. – $219,8 \text{ g/m}^3$, в 2005 г. – $211,9 \text{ g/m}^3$, а в 2006 г. – $198,8 \text{ g/m}^3$.

Соответственно снижается и степень утилизации конденсата от начальных утвержденных ресурсов. В 2003 г. она составляла 95,3%, в 2004 г. – 92,3%, в

2005 г. – 88,9%, а в 2006 г. – 83,9%.

Таким образом, фактически наблюдаемая в процессе ОПЭ динамика товарной добычи конденсата свидетельствует о том, что началу проявления ретроградных процессов в рабочем пласте соответствует пластовое давление $412\text{--}414 \text{ kgf/cm}^2$ против величины $P_{н.к.} = 367 \text{ kgf/cm}^2$, определенной в Проекте ОПЭ (2003 г.).

Список литературы:

1. Попова Л.А. и др. Оперативная оценка результатов разведки месторождений и составление баланса запасов нефти и газа по объединению «Мангистаумнайтгаз». КазНИПИнефть. Отчет. Актау. 1992.
2. Аккулов А.А., Чен В.И., Ветрова В.П. и др. Оперативный подсчет запасов углеводородного сырья газоконденсатного месторождения Толкын по состоянию на 01.02.2002 г. Отчет. Атырау. КазНИГРИ, 2002.
3. Курбанова Б.Е., Ветрова В.П. Оперативный подсчет запасов углеводородов нефтегазоконденсатного месторождения Толкын по состоянию на 01.11.2004. Отчет. Атырау. 2005.
4. Техническая инструкция по проведению геофизических исследований и работ приборами на кабеле в нефтяных и газовых скважинах. Москва. 2001.
5. Курбанова Б.Е., Ветрова В.П. и др. Подсчет запасов углеводородов нефтегазоконденсатного месторождения Толкын Мангистаумской области Республики Казахстан по состоянию на 01.07.2006 г. КазНИГРИ. Отчет. Атырау. 2006.
6. Воробьев А.Е., Козлова Я.В., Болатова А.Б. Влияние геологических, технологических и экономических факторов на технологию добычи газа из месторождения Толкын // Нефтегазовые технологии N 2. 2012. С. 39–44.

УДК 622.349.5

© Норов Ю.Д., Юлдашев У.У., Каримов Ё.Л., Фурсов А.И., Худояров А.С. 2012 г.

СПОСОБЫ ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ПРИФИЛЬТРОВУЮ ЗОНУ ПРОДУКТИВНОГО ПЛАСТА ПРИ ПОДЗЕМНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ УРАНА

Норов Ю.Д., начальник горного бюро ЦНИЛ НГМК, докт. техн. наук, профессор; **Юлдашев У.У.**, начальник горного отдела НГМК; **Каримов Ё.Л.**, ст. преподаватель кафедры «Геология и разведка нефтегазовых месторождений» Каршинского инженерно-экономического института; **Фурсов А.И.**, инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК; **Худояров А.С.**, бакалавр НГТИ

Анализ результатов обобщения научных исследований и практического опыта интенсификации добычи полезных ископаемых при разработке гидрогенных месторождений с недостаточной проницаемостью в прифильтровой зоне продуктивного пласта показывает, что проектная производительность эксплуатационных скважин в целом достигается комплексным решением задач строительства.

Управлению состоянием горного массива в прифильтровой зоне продуктивного пласта для интенсификации добычи полезных ископаемых методом скважинного подземного выщелачивания (СПВ) посвящены работы многих ученых, в которых показаны технологические процессы СПВ, обеспечивающие наиболее полное извлечение полезных ископаемых из недр с наименьшими материальными и энергетическими затратами при сохранении неизменными других оптимальных параметров (режим подачи реагента, концентрация реагента, рабочий раствор и т.д.).

Известен [1–4] ряд классификаций способа воз-

действия на прифильтровую зону пласта с целью интенсификации добычи полезного ископаемого методом СПВ при разработке гидрогенных месторождений, обобщающих приемы и технические средства на основе различного подхода к выбору классификационного признака. В работе [1] при классификации способов подготовки рудных залежей для СПВ и интенсификации технологических процессов в качестве основного признака принята технологическая сущность, заключающаяся в совокупном анализе технологических приемов и технических средств, определяющих их влияние на гидродинамику продуктивных растворов. Предложенная классификация носит обобщающий характер и группирует способ подготовки месторождений к СПВ по классам с включением в каждый класс известных технологических приемов по подготовке рудных залежей к разработке, а также технологических приемов и технических средств, оказывающих влияние на интенсификацию выщелачивания полезных ископаемых и гидродинамику продуктивных растворов не-

посредственно в процессе разработки продуктивных залежей.

По предложенным ранее классификациям [2-4] различают способы, оказывающие влияние на механизм процесса, физические условия и методы комбинированного воздействия: все эти способы органически вписываются и в классификацию, разработанную автором [1]. Исследованиям и конкретным разработкам этих способов посвящено значительное количество работ, рассмотрение которых требует самостоятельного исследования. Применение этих способов предусматривает, во-первых, перевод выщелачиваемых полезных компонентов в подвижную миграционную форму и, во-вторых, повышение степени проницаемости пород продуктивного пласта по обрабатываемому участку с блоком технических средств воздействия на пласт. По видам затрачиваемой энергии способы воздействия на прифилтровую зону пласта для устранения колюматации могут быть отнесены к (табл. 1):

- физическому, включающему электровоздействие, электрогидравлическое, акустическое и вибро-сейсмическое воздействия, предопределяющие развитие высоко- и низкочастотных импульсно-волновых технологий повышения производительности скважин;
- гидромеханическому, использующему гидравлическое давление скважинной жидкости для воздействия при пониженном (депрессии) и избыточном давлении на прифилтровую зону пласта;
- химическому, основанному на реагентной обработке прифилтровой зоны продуктивного пласта активными химическими соединениями;
- механическому, использующему энергию механических воздействий различными техническими средствами, в том числе и использующих энергию взрыва.

Способы не универсальны и их применение определяется горно-геологическими и горнотехническими условиями разрабатываемых месторождений, конструкцией и техническим состоянием скважины и фильтра, экономичностью и доступностью технических средств. Поэтому оценку способов воздействия на прифилтровую зону продуктивного пласта необходимо производить с учетом вышеназванных факторов, а также степени освоенности промышленностью, безопасности выполнения работ, экологичностью, избирательности к физико-механическим свойствам колюматанта пород пласта и материалу обсадных труб, производительности, энергоемкости оперативности и простоты в обрушении, возможности механизации и автоматизации технологического цикла.

Электровоздействие включает применение постоянного и переменного, в том числе высокочастотного (до 13 МГц) электрического тока. Используется переменный ток низкого напряжения (20-60 В, сила тока до 10 А) в постоянном режиме воздейст-

вия с зоной влияния до 3-5 м радиусу от скважины в породах с $KФ > 0,5$ м/сут., и «ток высокой плотности» (220-1000 В, сила тока > 50 А) с разовым воздействиями 1-36 месяц в зависимости от горнотехнических условий месторождения. При пропускании переменного тока через фильтр и обводненные песчано-глинистые отложения за счет колебаний частиц колюматанта и электрофореза происходит высвобождение связей и уплотнение глинистых составляющих отложения, что приводит к увеличению порового объема породы. Одновременно повышается температура системы «руда-раствор», приводящая к изменению pH среды и ускорению окислительно-восстановительных реакций. По данным авторов [5-7] в результате применения тока низкого напряжения стабильный дебит откачных скважин увеличивается на 20-60% при затратах энергии 0,2 кВт,ч/м продуктивного раствора.

Основные недостатки способа заключаются в значительных затратах времени и электроэнергии на проведение работ, отсутствии разработанных электрогеотехнологических схем ПВ для практической реализации, громоздкости оборудования, зависимости от источников питания и повышенной опасности для обслуживания персонала.

Электрогидравлическое воздействие (ЭГОФ) предусматривает разрушение колюматанта в прифилтровой зоне скважины при условии наличия песчано-глинистых руд с $Kф$ -1+4 м/сут. путем использования роли высокого гидродинамического давления скважинной жидкости, формируемого при импульсном выделении разрядов электроэнергии и интервала фильтра посредством искрового разрядника. Периодически подаваемые на электроды разрядника импульсы тока высокого напряжения развивают электронную лавину с одновременным формированием канала сквозной проводимости, что вызывает высоковольтный пробой жидкости. Давление ударной волны очищает поверхности фильтра от колюматанта и производительность скважины повышается. Увеличение энергии разряда повышает степень расколюматации фильтра, но одновременно увеличивает вероятность его разрушения. За счет всестороннего распространения давления ударной волны высота очистки фильтра в 1,5 раза превышает его диаметр.

Способ реализуется с помощью установки ЭГОФ -2/400, смонтированной на автомашине ЗИЛ-131, включающий генератор импульсов тока с носителем энергии в виде конденсаторной батареи и диодовый разрядник, обеспечивающий получения $2 \cdot 10^4$ импульсов в течение 30-40 часов работы. Оптимальное напряжение разряда для фильтров диаметром 110-140 мм составляет 30-35 кВт, частота импульсов – 150-200 имп./м фильтра.

Опыт применения ЭГОФ свидетельствует о том, что его использование в скважинах повышает эффективность обычных восстановленных прокачных

Таблица 1

Способы раскольматации прифилътрировой зоне пласта

Способ	Вид используемой энергии	Основные достоинства	Основные недостатки
Физический	Постоянный, переменный и ВЧ электрический ток; электромагнитные колебания; ультразвуковое акустическое и вибростатическое воздействие; обработка магнитным полем.	Возможность управления разрушающими усилиями, автоматизация процесса, стабильность электрических и гидродинамических характеристик разряда, увеличение скорости реакции и снижение вязкости раствора при повышении температуры, экологическая чистота работ.	Значительная энергоемкость работ, громоздкость оборудования, невысокая производительность, зависимость от проводимости жидкости, повышение опасности для обслуживающего персонала. Невозможность раскольматации прифилътрировой зоны при наличии значительной корки кольтманта (глина, цемент и др.).
Гидромеханический	Избыточное и пониженное противодавление в прифилътрировой зоне пласта; ударные нагрузки на столб скважинной жидкости; импульсный режим нагнетания растворов реагента, реверсирование потока реагента.	Возможность управления и автоматизация процесса, раскрытие локальных трещин, исключается химическая кольтматация; экологическая чистота работ.	Разрушение филътра, вырыв обсадной колонны из скважины, формирование в продуктивном пласте локальных напорных потоков раствора реагента вызывающих образование застойных зон.
Химический	Химические реакции.	Научная стоимость работ, не дефицитность материалов, простота производства работ, возможность автоматизации.	Значительные затраты времени, повышенная стоимость оборудования, снижение эффективности раскольматации с увеличением числа проводимых обработок в одной скважине с увеличением интервала обработки, необходимость своевременного пуска скважины в эксплуатацию после проведения процесса обработки, экологически не чистые работы, невозможность раскольматации прифилътрировой зоны при наличии значительной корки кольтманта.
Механический	Давление сжатого воздуха; пневмоимпульсное воздействие взрыва заряда ВВ, прострелочно-взрывное воздействие, использование пневмоперфораторов и насосов.	Низкая стоимость работ, высокая технологичность и производительность, оперативность и надежность работ, возможность применения в любых горно-технических условиях, исключается разрушение филътра, надежная раскольматация прифилътрировой зоны (при прострелочно-взрывном воздействии) в случае наличия значительной корки кольтманта исключается химическая кольтматация, экологическая чистота работ.	В отдельных случаях невозможность автоматизации процесса, повышение опасности работ при использовании ВВ, частичное разрушение филътров при взрывах торпед.

скважин почти в 4 раза как по объему растворов, так и по длительности эффекта. Стабильная работа нагнетательных скважин со средней проницаемостью не менее $3,0 \text{ m}^3/\text{h}$ обеспечивается в течение 2-3 лет, причем максимальный эффект приходится на первые дни эксплуатации скважин. Обработка этим способом 6-ти нагнетательных скважин в РУ-5 НГМК с общей приемистостью $4,1 \text{ m}^3/\text{h}$ при выполнении опытно - промышленных работ позволили увеличить приемистость этих скважин на 39%. Однако данный вид воздействия на филътр дорог, занимает много времени и зачастую не дает ожидаемого положительного эффекта.

Пневмоимпульсное воздействие на прифилътро-

вую зону пласта впервые теоретически обосновано и практически реализовано в работе [8] в скважинах на воду, а впоследствии примененное ВНИПИ-взрывгеофизика [9] для повышения производительности геотехнологических скважин, при этом используется циклическое действие низкочастотной (100-300 Hz) ударной волны, формируемой при мгновенном преобразовании энергии сжатого воздуха за счет резкого расширения на выходе из пневматической камеры в скважинную жидкость. Ударное действие волны разрушает кольтмант в отверстиях филътра и порах продуктивного пласта, а образующийся пульсирующий «газовый пузырь» способствует растрескиванию и вымыванию кольтманта из

отверстий фильтра и пор пласта.

АзНИИ водных проблем совместно с трестом «Укрпромводчермет» разработали оборудование АВПВ-150 для обработки скважин на воду; позднее ВНИПИвзрывгеофизика созданы и серийно освоены установки АСП, предназначенные также для обработки скважин на воду и геотехнологических скважин. Принципиальные схемы установок идентичны, различаются лишь компоновкой пневмооборудования, конструкцией пневмокамер и размещением на транспортных средствах.

Основным рабочим органом установок являются пневматические камеры, срабатывающие в интервале фильтра при подаче сжатого воздуха по шлангу высокого давления из баллонов со сжатым воздухом. Камеры с рабочим объемом 0,2, 0,5 и 1,0 литра работают в автоматическом режиме по мере заполнения рабочего объема сжатым воздухом при температуре окружающей среды от -20°C до $+30^{\circ}\text{C}$.

Установки типа АСП применены при освоении и восстановлении производительности эксплуатационных скважин на участках СПВ СРУ Карабалинского горнорудного комбината, РУ-5 и ЮРУ НГМК, РУ-2 Целинного горно-химического комбината. Опыт применения установок показал, что при наличии единичных случаев отрицательных результатов обработки прифильтровой зоны продуктивного пласта в виде увеличения пескования производительность скважин при освоении увеличивается в среднем в 2,5 раза, а при восстановлении – в 1,5-3 раза.

Факторами, снижающими эффективность пневмоимпульсного воздействия на пласт, являются: наличие высокого содержания глинистых частиц в породе продуктивного пласта; задержка с проведением прокачивания скважины после обработки и невысокая интенсивность прокачивания после пневмообработки, приводящая к переосаждению мелких фракций и в конечном счете к закупориванию отверстий фильтра; ограниченная глубина применения, а также невозможность восстановления производительности скважины при попадании цементного раствора в фильтр и прифильтровую зону скважины при сооружении и гипсовании фильтра.

Технологическое оборудование установок АСП используется для подачи сжатого воздуха в пневмомеханический перфоратор ПП-96, разработанный ВНИПИвзрывгеофизика. Перфоратор предназначен для вскрытия обсадных полиэтиленовых труб в интервале продуктивного пласта разведочных и эксплуатационных скважин. Перфоратор состоит из 4-х развернутых относительно друг друга перфорируемых секций, пневмоаккумулятора, механизма управления прокольными и клапана аварийного извлечения прокольных. Рабочий орган перфоратора выполнен в виде поршня со штоком и съемным прокольным различного диа-

метра в виде конуса. Возврат прокольных в исходное положение после прокалывания стенки трубы производится с помощью пневмоаккумулятора. Управление перфоратором в ручном режиме дистанционно с поверхности с помощью трехходового двухпозиционного электропневмоклапана по короткому кабелю. Сжатый воздух в перфоратор подается по шлангу высокого давления. В скважину перфоратор опускается на коротком кабеле и шланге. Перфоратор имеет наружный диаметр 92 mm, длину 1500 mm, массу 40 kg. Максимально допустимое гидростатическое давление 30 МПа, достигаемая плотность перфорации до 400 отв./п.м, диаметр формируемого отверстия в стенке трубы 1-4 mm, наружный диаметр обсадной колонны 40 mm, глубина применения в скважинах до 350 m. Действие перфоратора основано на использовании энергии сжатого воздуха, приводящего в движение шток с прокольным, который прокалывает стенку трубы с формированием отверстия заданного диаметра конусообразной формы. Время создания фильтра длиной 5 m составляет 62,5 мин.

Макет перфоратора с удовлетворительными результатами испытан в производственных условиях НГМК и КГРК, которые одновременно указали и на ограниченные возможности перфоратора:

- можно использовать только в трубах с наружным диаметром 140 mm, однако на предприятиях большинство технологических скважин сооружено с использованием труб наружным диаметром 110 mm;

- невозможно применять в скважинах глубиной более 350 m вследствие ограничения по гидростатическому давлению в скважине, которое не может превышать 30% давления воздуха в шланге;

- имеет жесткую зависимость длины перфорационного канала в стенке трубы от поперечного сечения перфоратора, и в случае эллипсности трубы не обеспечивается прокалывание стенок;

- требуется высококвалифицированное обслуживание не только при производстве перфорационных работ, но и при его ремонте, что в условиях промышленных предприятий СПВ также ограничивает область его применения;

- при наличии в затрубном пространстве скважины кальмотанта в виде сцементированного раствора или иного химического соединения перфоратор не вскрывает обсадную трубу.

В силу этих причин пневмомеханический перфоратор ПП-95, несмотря на высокую производительность перфорационных работ при вскрытии обсадных полиэтиленовых труб, не вышел из стадии экспериментальных исследований и доработок.

Акустическое воздействие на прифильтровую зону продуктивного пласта основано на свойстве скважинной жидкости, которая подвергается периодическому сжатию и растяжению при прохождении через нее акустических колебаний с форми-

рованием множества коротко живущих пузырьков, за счет схлопывания которых вблизи их поверхностей образуется ударная волна с давлением в несколько десятков МПа. Несмотря на значительный объем выполненных в этой области исследований и опытно-конструкторских работ, акустический способ, однако, не нашел применения в геотехнологических скважинах. Не нашел также применение и вибросейсмический способ воздействия вследствие невысокой производительности и сложности применяемой аппаратуры.

Известны и другие способы физического воздействия на прифильтровую зону технологических скважин, в том числе и в комбинации рассмотренных выше способов.

Для использования в скважинах предложена группа скважинных источников с различными энергетическими и амплитудно-частотными характеристиками: ультразвуковые источники на рабочих частотах 3-20 kHz и электрической импульсной мощностью до 60 kW; скважинные пневматические источники несущими частотами 40-400 Hz, электродинамические излучатели с несущими частотами 5 Hz-1 kHz; скважинные вибрационные источники упругих волн частотой 30-40 Hz с амплитудой усилия до 10^4 Н.

Однако следует отметить, что основной характерной особенностью всех физических способов воздействия на прифильтровую зону скважины является их ограниченная эффективность при значениях $K_f < 1$ м/сут и существенных затратах энергии. Радиус воздействия, за исключением пневмоимпульсного способа, не превышает первых метров. В случае кольматации прифильтровой зоны скважины плотными осадками, например, цементным раствором, все приведенные способы неэффективны.

Гидромеханические способы основаны на разрушении кольматанта в фильтре и породе прифильтровой зоны продуктивного пласта в удалении кольматанта на скважины потоком скважинной жидкости с одновременным изменением противодавления на пласт. На предприятиях СПВ для восстановления производительности технологических скважин распространение получила эрлифтная прокачка в постоянном и пульсационном режимах, промывка скважины через рабочую поверхность фильтра, налив технологических растворов и гидроудар, а также их комбинация. Все эти способы используют гидродинамический поток технологических растворов через рабочую поверхность фильтра, как правило, через его верхнюю часть. Обработка скважины ведется до осветления раствора и прекращения пескования скважины. Эффективность способов невелика, однако вследствие их практической доступности широко используются в промышленности.

В цехе СПВ РУ-2 ЦГХК восстановление производительности технологических скважин глубиной

68-71 м осуществляли при депрессии на прифильтровую зону продуктивного пласта с целью обеспечения направления первоначального (после снятия депрессии) потока реагента или продуктивного раствора во внутреннюю полость скважины. Для реализации этого способа открытое устье скважины герметизировали оголовком на нержавеющей стали с вмонтированным патрубком с целью подачи сжатого воздуха до 0,5-0,6 МПа. При снижении производительности скважины посредством патрубка в нее подавали сжатый воздух и уровень скважинной жидкости принудительно снижали до верхней отметки кровли продуктивного пласта. Открытием патрубка в скважине резко сбрасывали давление воздуха и за счет перепада давлений в скважине и пласта разрушали кольматант фильтра. Данный вид воздействия осуществляли циклично 2-3 раза в течение 2,5-3 месяцев. Производительность скважин в среднем увеличивалась в 2-3,5 раза. Однако ограниченная величина давления сжатого воздуха снижала эффективность этого способа в более глубоких скважинах. Кроме того, имели случаи выхода скважин из эксплуатации вследствие взрыва обсадных колон и полиэтиленовых труб из скважин на высоту 0,5-1,5 м от поверхности.

Химическое воздействие заключается в реагентной обработке прифильтровой зоны продуктивного пласта солянокислыми растворами и, в меньшей степени, специальными химическими веществами, растворяющими продукты кольматации и отдельные обставляющие рудовмещающих, в частности, карбонат содержащих пород, которые при прокачке легко удаляются из скважины восходящим потоком скважинной жидкости.

При реагентной обработке применяют раствор гидразина солянокислого с концентрацией 8-10% кислоты, гидразин совместно с восстановителями, например, дитионитом натрия в количестве 1-4%, бисульфатом натрия водного (5-8%) и т.д. Эти растворы, помимо разплавления прифильтровой зоны пласта, растворяют и рудные минералы. При повышении температуры растворов реагентов до 40-80°C процесс выщелачивания интенсифицируется.

При реализации способа используют заливочную емкость, оборудование для герметизации устья скважины, насосное оборудование, трубопроводы с вентилями, эрлифт. Обработку скважины реагентными растворами осуществляют циклами при понижении уровня скважинной жидкости в пределах 50-65 м. вне зависимости от диаметра скважины и выдерживают закачанный раствор в течение 18-24 ч. Опыт свидетельствует о том, что при правильном подборе необходимого количества реагента и надежной работе оборудования продолжительность прокачки после реагентной обработки при отсутствии пескования скважины не превышает 1-1,5 ч.

Основными недостатками способа являются

значительные затраты времени на производство работ с задалживанием дорогого кислостойкого оборудования и образование в результате химических реакций CO_2 , H_2S , способствующих газовой кольматации скважины.

Для повышения производительности эксплуатационных скважин, обсаженных полиэтиленовыми трубами с фильтрами, известны попытки использовать положительный опыт обработки фильтров гидрогеологических скважин и скважин на воду, обсаженных стальными трубами, энергией детонационного разложения зарядов твердого взрывчатого вещества (ВВ), выполненных в виде торпеды из детонирующего шнура (ТДШ). Способ [10] предложен и разработан лабораторией торпедирования бывшего Раменского отделения ВНИИгеофизики (ныне ВНИПИвзрыв-геофизика) и впоследствии широко применен в промышленности.

Работниками Таджикской комплексной геофизической экспедиции АО «Саратовнефте-геофизика» и в РУ-5 выполнен комплекс опытно-промышленных исследований по торпедированию технологических скважин детонирующими шнурами ДШЭ, ДШУ и ДШТ, применение которых обусловлено невозможностью использования известных технических средств в скважинах более 500 м. Скважины обсажены трубами ПВП 110x18 и МПТ 132x12,5 с фильтрами ФЩ 110, ФД 110 и ФД 140. Детонирующий шнур размещался в интервале фильтра продуктивного пласта, целостность обсадных труб до и после производства взрывных работ определялась по данным метода токового каротажа.

В РУ-5 произведено 34 обработки в 30-ти технологических скважинах. Установлено, что общая эффективность торпедирования скважин составляет 50% при продолжительности эффекта около 30 сут. Обработка скважин с помощью торпедирования неэффективна на залежи № II, малоэффективна

на залежах № 20 и № 51, хорошие результаты получены на скважинах залежи № 22, где на всех обработанных скважинах получен положительный эффект. Всего же положительные результаты получены в 18 случаях из 34, при этом в 7 случаях эффект непродолжителен и составил 1-3 сут, в 2-х-6 сут, в остальных 26-92 сут. Рекомендовано для обработки технологических скважин наряду с пневмоимпульсной обработкой скважин применять и торпедирование.

Основным недостатком применения ТДШ является разрушение отдельных фильтров в скважинах, о чем свидетельствуют обломки фильтров, извлекаемые из скважин при прокачке после торпедирования.

Таким образом, многообразие горно-технических условий разработки месторождений СПВ и, в частности, сложность недостаточно изученной природы и механизма кольматации прифилтровой зоны продуктивного пласта, а также многообразие способов и средств ее раскольматации при отсутствии промышленных технических и технологических решений по раскольматации прифилтровой зоны пласта, особенно с наличием значительной глинистой и цементной корки кольматанта приводит к необходимости изыскания новых способов и средств повышения производительности эксплуатационных скважин.

Поэтому авторы, исходя из вышеизложенного и на основе результатов собственных исследований, анализа литературных и производственных данных, предлагают к изучению и использованию технологии прострелочно-взрывного воздействия на прифилтровую зону продуктивного пласта и применением разработанных конструкций пулевых перфораторов для залпового действия в условиях СПВ, отличающихся от известных конструкций перфораторов, применяемых в нефтяной и газовой промышленности.

Список литературы:

1. Кошкодда К.Н., Пименов М.К., Атакулов Т. и др. Пути интенсификации подземного выщелачивания. – М.: Энергоатомиздат, 1988. – 224 с.
2. Лунев Л.И. Условия применения и физико-химические основы подземного выщелачивания урана. – М., изд. МГРИ, 1982.
3. Мосинец В.Н., Тодеев М.Н., Лобанов Д.П. и др. Строительство и эксплуатация рудников подземного выщелачивания. – М.: Недра, 1987. – 304 с.
4. Арнс В. Геотехнологические методы добычи полезных ископаемых. – М., Недра, 1975. – 264 с.
5. Ткаченко Ю.Г. Применение электротехнологии для интенсификации процесса подземного выщелачивания металлов // Сб. науч. тр. «Методы, техника и технология изучения месторождений твердых полезных ископаемых для освоения способом подземного выщелачивания». – М., Мингео СССР. ВСЕГИНГЕО, 1986.
6. Арнс В.Н., Перов Н.В. Применение электротехнологии интенсификации подземного выщелачивания металлов // Труды ГИГХС. – Вып. 50. – М., 1979. – С. 164-171.
7. Лебедев В.А. и др. Опыт обработки скважин на участке ПВ методом электрогидравлического удара // Технический прогресс в атомной промышленности. – М., 1985.
8. Скланский В.Г. Временная инструкция по применению пневмовзрыва для увеличения производительности скважин на воду. – Баку-Донецк, 1975.
9. Вольницкая Э.М. и др. Опыт применения пневматических источников для повышения производительности геотехнологических скважин // Технический прогресс в атомной промышленности. – М., 1986.
10. Шлайферт М.А., Вольницкая Э.М. Увеличение дебита водяных скважин взрывом. – М., Недра, 1970. – 63 с.

ТЕХНОЛОГИЯ ФОРМИРОВАНИЯ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ПРИ ДРОБЛЕНИИ ГОРНОГО МАССИВА В ОБВОДНЕННЫХ УСЛОВИЯХ

Норов Ю.Д., начальник горного бюро ЦНИЛ НГМК, докт. техн. наук; **Бибик И.П.**, зам. главного инженера Центрального рудоправления НГМК, канд. техн. наук; **Норматова М.Ж.**, ст. преподаватель кафедры «Горное дело» НГГИ; **Урунов Ш.К.**, стажер-исследователь НГГИ

Среди известных способов взрывания зарядов в обводненных скважинах наиболее распространенными являются: применение пластичных водонаполненных взрывчатых веществ (ВВ), осушение скважин перед их заряджанием с последующим введением неводоустойчивых ВВ в гидроизолирующие оболочки, применение комбинированных зарядов, состоящих из гранулированных легкопотапливаемых водоустойчивых ВВ (гранулотол, алюмотол и др.) в нижней, обводненной части скважины и неводоустойчивых ВВ в верхней, сухой части скважины.

Анализ работы [1] показывает, что на многих отечественных и зарубежных карьерах широкое распространение получили комбинированные заряды с использованием в обводненной части скважины ВВ высокой водоустойчивости, таких как гранулотол, алюмотол и граммонит 30/70.

Основным недостатком данной конструкции комбинированных скважинных зарядов является большой расход дорогостоящих водоустойчивых ВВ вследствие необходимости заполнения ими обводненной части скважины до полного совмещения уровня воды и ВВ. В сильнотрещиноватых породах при наличии постоянного для данного участка уровня грунтовых вод, который при засыпке в скважину гранул ВВ практически не поднимается, совмещение уровней ВВ и воды происходит при достижении колонкой заряда первоначального уровня воды в скважине.

С целью сокращения расхода дорогостоящих водоустойчивых ВВ разработана конструкция комбинированного «плавающего» скважинного заряда с водным промежутком (рис. 1) [1]. В отличие от известной конструкции водоустойчивое ВВ (1) засыпаются в скважину в значительно меньшем объеме с таким расчетом, чтобы над колонкой заряда из водоустойчивого ВВ оставался столб воды определенной высоты (2). Неводоустойчивое ВВ (3) ограждается от оставленного столба воды поплавком из легкого материала пенополистирола ПСБ (4).

Основной задачей проведенных исследований являлось изыскание эффективности материала и конструкции поплавка, а также его параметров, обеспечивающих непотопляемость последнего под действием веса колонки верхнего заряда и столба

забойки. Эффективность от внедрения описанной конструкции заряда получается за счет частичной замены дорогостоящих водоустойчивых ВВ неводоустойчивыми, а также за счет взрыва гидростатического эффекта в колонке воды.

В работе [2] описано использование состава ВВ из 90% гранулотола и тротилосодержащего ВВ на карьерах Украины. Доля неводоустойчивого граммонита 79/21 составляет около 39%. Объем потребления водоустойчивых ВВ гранулотола и акватола Т20Г в целом по Украине составил от 30 до 50%, простейших неводоустойчивых ВВ – всего 7-8%, и это лишь благодаря активному использованию ВВ простейшего состава карьерами нерудной промышленности.

Исследованиями [3] установлено, что для водоустойчивых ВВ практически не существует препятствий для механизированного заряджания обводненных скважин независимо от уровня воды в скважинах. В этом плане универсальным является гранулотол. При столбе воды в скважине до 3-4 м наиболее эффективным, с экономической точки зрения и с позиции управления разрушением массива пород, являются комбинированные заряды ВВ, когда в нижнюю обводненную часть скважины засыпают гранулотол, а над ним формируют заряд из неводоустойчивых ВВ. Практика использования комбинированных скважинных зарядов весьма обширна и не вызывает особых сложностей.

При столбе воды в скважине более 4 м принимают сплошные заряды ВВ, представленные гранулотолом или акватолом Т-20 Г. Использование гранулотола нецелесообразно по двум основным причинам: высокая стоимость ВВ и чрезвычайно негативные экологические последствия. Акватол Т-20Г имеет ряд недостатков: высокие потери ВВ при сильной проточности воды в скважинах и нестабильность состава – расслаивание, когда в процессе остывания в скважине более плотные частицы тротила оседают в нижнюю часть заряда, а в верхней части заряда сосредотачивается раствор аммиачной селитры, нарушается соотношение компонентов ВВ и, как следствие, меняется их энергетика и кислородный баланс. Снижаются взрывчатые показатели акватола и значительно увеличиваются выбросы вредных газов при взрыве. В этом плане весьма перспективными являются эмульсионные

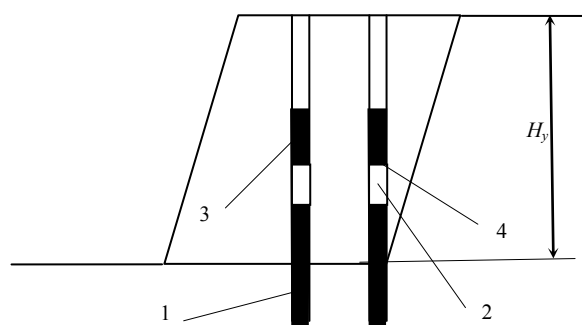


Рис. 1. Конструкция комбинированного «плавающего» скважинного заряда с водным промежутком

ВВ (ЭВВ), которые дешевле гранулошлака, физически стабильны и наиболее чистые по выбросам вредных газов.

Таким образом, главными проблемами взрывания обводненных горных пород с использованием водоустойчивых ВВ являются стоимость и его экологические показатели. В то же время вопрос использования неводоустойчивых ВВ при взрывании обводненных горных пород вот уже многие годы – один из актуальнейших и решается с переменным успехом во многих странах.

Основные пути решения сводятся к гидроизоляции зарядов, заряданию скважин предварительным их осушением, предварительному осушению взрывааемых массивов горных пород, пневмозаряданию скважин и т.д.

Авторами работы [4] разработана конструкция комбинированного скважинного заряда, технология зарядания которых предусматривает разделение их на четыре группы по уровню обводненности:

1. Вода непроточная с высотой столба до 1,5 м. Скважины заряжаются как сухие, водосовмещение заряда не превышает 4 м, что требует последующего дозарядания скважины.

2. Вода проточная с высотой столба до 2,5 м. Скважины заряжаются комбинированным зарядом: тротилом на высоту 2,5 м, выше – граммонитом. В заряд размещаются два боевика. Уровень водосовмещения заряда не поднимается выше колонки заряда тротила.

3. Уровень воды на 1,5 м ниже проектной высоты заряда. Нижнюю часть скважины на высоту до 6 м заряжают тротилом. Выше размещают граммонит в полиэтиленовом рукаве. Уровень воды после зарядания поднимается до начального. Заряд под действием надводной части погружается.

4. Уровень воды превышает проектную высоту заряда. Технология зарядания скважин осуществляется согласно п. 3 с последующим добавлением в рукав до 12% рассола селитры, которым заполняют пустоты. Под действием дополнительного веса рассола заряд ВВ погружается в скважину. Предлагае-

мая технология комбинированного зарядания скважин в обводненных условиях снижает удельный расход водоустойчивых ВВ.

Целесообразность использования комбинированных зарядов и их конструкция определяется крепостью пород, а также степенью обводненности скважин и проточностью воды. С учетом проточности воды и времени восстановления гидростатического уровня в скважинах на карьере Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК разработан метод формирования скважинных зарядов из водоустойчивых и неводоустойчивых ВВ. Сущность метода заключается в раздельном по времени формировании зарядов из разных типов ВВ. В первый день подготовки взрыва формируются исключительно нижние части зарядов из водоустойчивых ВВ, а на следующий день, после восстановления гидростатического уровня воды в скважинах, формируются верхние части зарядов из неводоустойчивых ВВ.

Длина нижней части заряда превышает на 0,3-0,5 м высоту столба воды в скважине для предотвращения намокания неводоустойчивых ВВ. При формировании комбинированного заряда используются ЭВВ и игданит [5]. Первичные предразрушения создаются водоустойчивыми ЭВВ типа Нобелит, а затем горный массив разрушается неводоустойчивыми ЭВВ типа Нобелан и игданитом. Такое рациональное использование энергии взрыва позволяет снизить затраты при отбойке обводненных горных пород до 50 долл. США на 1 тыс. м³ горной массы при сохранении высокого качества дробления горной массы.

С целью компенсации диссипативных потерь тепловой энергии, а также для обеспечения качественного дробления рудных массивов, снижения износа бурового оборудования и повышения производительности бурового станка на карьере Мурунтау предложен способ ведения взрывных работ на обводненных блоках за счет повышения энергоемкости взрыва при увеличении удельного расхода ЭВВ в сравнении с типовым в 1,3-1,5 раза. Обеспечению данного удельного расхода взрывчатых веществ позволяет заполнение трещин вокруг скважин ЭВВ, которое, взрываясь вместе с основным зарядом, действует не только на сжатие, но и на разрыв, улучшая качество измельчения массива. Повышению энергоемкости способствует и гидроудар при взрыве ЭВВ. Повышенная энергоемкость взрыва блока обеспечивает кратковременное осушение района ведения горных работ на блоке и дает возможность произвести следующий цикл его отработки.

При этом установлено, что при бурении осушенных блоков проходка на долото увеличивается на 25-30%, а производительность станка СБШ-250 МН на 8-10%.

Авторами работы [6] разработана технология

заряжения взрывных скважин, позволяющая заменить водоустойчивые ВВ на неводоустойчивые. Сущность технологии заключается в следующем: осуществляется гидроизоляция заряда ВВ с помощью полиэтиленового рукава, при этом в рукав подают суспензию аммиачно-селитренного ВВ в насыщенном растворе аммиачной селитры. Суспензию плотностью 1,3-1,4 г/см³ опускают по рукаву до дна скважины, в результате чего происходит вытеснение воды из скважины. Внедрение данной технологии не требует больших капитальных затрат и не является трудоемкой.

Автором работы [7] предложена конструкция герметичной оболочки в нижней части, в которой устанавливаются обратные клапаны, пропускающие в зарядную скважину воду и препятствующие выходу из заряда раствора аммиачной селитры. Разработана конструкция обратных клапанов и ключа для их установки.

Промышленные испытания обратных клапанов показывают эффективность их применения при использовании неводоустойчивых промышленных ВВ при различной обводненности скважин и проточности воды в них.

Промышленными исследованиями установлено, что при зарядании обводненных скважин зарядами ВВ в герметичных оболочках большую роль играет потопляемость заряда, т.к. их плотность ниже плотности воды.

Зарядание обводненных скважин сухими гранулированными ВВ в герметичной оболочке может осуществляться только при небольшой высоте столба воды в скважине, равной 2-3 м. Зарядание неводоустойчивыми ВВ скважин с высоким начальным уровнем воды может производиться при условии добавления в заряд 10-12% воды для повышения его плотности. Это требует доставки воды, ее дозирования при подаче в заряд, что повышает трудоемкость зарядания.

Проблема сокращения расхода дорогостоящих водоустойчивых ВВ для дробления горных пород высокой обводненности может быть решена путем их замены на неводоустойчивые ВВ с предварительным осушением скважин. Вариант применения неводоустойчивых ВВ в скважинах, из которых предварительно откачивается вода, возможен лишь при небольших объемах взрывных работ, когда подготовка взрыва занимает несколько часов. При длительной подготовке взрывных блоков эффективное решение этого вопроса достигается предварительным осушением центральных участков карьера путем создания дренажных щелей из взорванной горной массы на флангах.

Таким образом, в результате анализа технологического формирования скважинных зарядов при дроблении горного массива в обводненных условиях установлено следующее:

1. Основным недостатком ранее известных конструкций комбинированных скважинных зарядов является большой расход дорогостоящих водоустойчивых ВВ.
2. Использование гранулолита в обводненных условиях нецелесообразно из-за его высокой стоимости и чрезвычайно негативными экологическими последствиями, а применение акватола приводит к высоким потерям ВВ при сильной проточности воды в скважинах и расслаиванию состава, нарушая соотношение компонентов ВВ с изменением их энергетики и кислородного баланса.
3. При формировании комбинированных скважинных зарядов в обводненных условиях наиболее целесообразным является применение ЭВВ.
4. Повышение энергоемкости взрыва обеспечивает качественное дробление обводненных горных массивов.
5. Предварительное осушение скважин способствует сокращению стоимости буровзрывных работ.

Список литературы:

1. Юматов Б.П., Шебаршов А.А., Власов В.М. Экспериментальные исследования конструкции «плавающего заряда». – В кн.: «Взрывное дело», 74/31. – М., Недра, 1974. – С. 183-188.
2. Ефремов Э.И., Баранник В.В. Использование неводоустойчивых ВВ при разрушении обводненных горных пород // Металлургическая и горнорудная промышленность. – М., 2002. – №4.
3. Ефремов Э.И., Пономарев А.В., Баранник В.В. Технология формирования скважинных зарядов взрывчатых веществ и отбойка обводненных горных пород // Проблема взрывного дела. Отд. ст. ГИАБ. – М.: МГТУ, 2007. – №5. – С. 33-40.
4. Мартыненко С.В., Литвиненко Г.Б., Карпов М.А. Зарядание обводненных скважин комбинированным зарядом // Научно-техническое совещание «Совершенствование буровзрывных работ в народном хозяйстве». – Губкин, 27-29 сентября 1988 г. – С. 44.
5. Бибики И.П., Рубцов С.К., Сытенков Д.В. Управление взрывной подготовкой пород в технологических потоках карьеров. – Ташкент: Фан, 2008. – 399 с.
6. Борисов В.И., Каченко С.С. Технология зарядания обводненных скважин неводоустойчивыми взрывчатыми веществами с использованием гидроизолирующей оболочки // Научно-техническое совещание «Совершенствование буровзрывных работ в народном хозяйстве». – Губкин, 27-29 сентября 1988 г. – С. 92.
7. Слесарчук В.Н. Повышение эффективности применения неводоустойчивых взрывчатых веществ в герметических оболочках при взрывании обводненных скважинах // Научно-техническое совещание «Совершенствование буровзрывных работ в народном хозяйстве». – Губкин, 27-29 сентября 1988 г. – С. 113.

АНАЛИЗ ПРИЧИН И ОЦЕНКА УЩЕРБА ОТ СНИЖЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ СКВАЖИН ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА

Насиров У.Ф., профессор кафедры «Горное дело» ТашГТУ, докт. техн. наук; **Юлдашев У.У.**, начальник горного отдела НГМК; **Фурсов А.И.**, инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК; **Абдуалимова Ю.А.**, стажер-исследователь НГГИ

Снижение производительности эксплуатационных скважин подземного выщелачивания урана во времени, по данным авторов [1-3], происходит в основном за счет некачественного проведения работ по освоению скважин перед вводом в эксплуатацию, увеличения фильтрационного сопротивления фильтра и изменения природных свойств пород продуктивного пласта.

Степень и интенсивность изменения фильтрационного сопротивления во многом определяется качеством закачиваемого в пласт растворителя и временем эксплуатации скважины, обуславливающих в целом кольматацию собственно фильтра и пород прифилтровой зоны продуктивного пласта. В результате исследований ученых [1-3] применительно к геотехнологическому методу добычи полезных ископаемых можно отнести механический, химический и газовый виды кольматации, различающиеся как по причинам и характеру формирования кольматанта, так и по механизму существования во времени вплоть до разрушения.

Природа и механизм формирования кольматанта достаточно полно рассмотрены в работах [1, 3, 4]. Однако механизм раскольматации прифилтровой зоны продуктивного пласта недостаточно изучен, этим отчасти объясняется существование различных, нередко противоречивых суждений и предложений по рассматриваемой области. Последнее объясняется сложностью механизмов протекания многогранного процесса при скважинном подземном выщелачивании (СПВ) урана и управления им при эксплуатации скважин, а также большим разнообразием горно-геологических и горнотехнических условий разрабатываемых месторождений. При создании новых технологий повышения производительности эксплуатационных скважин особое место отводится экспериментальным исследованиям.

Практика показывает, что наиболее распространенными и трудно устранимыми видами кольматации в скважинах является механический и химический способы. В условиях предприятий СПВ имеют место случаи прекращения эксплуатации технологических скважин вследствие невозможности восстановления их первоначально достигнутой производительности известными техническими средствами. В этих ситуациях скважину ликвидируют и сооружают новую. Такие ситуации неоднократно наблюдались на всех предприятиях СПВ.

При стоимости подготовительных работ около 30%

от общей стоимости добываемого полезного ископаемого подготовительные и эксплуатационные затраты при раскольматации фильтров скважин по данным авторов [5] увеличиваются в среднем на 8-10%. Снижение производительности скважин приводит к уменьшению производительности труда рабочего. По данным рудника СПВ-19 СРУ Карабалтинского горно-рудного комбината (табл. 1) перед выполнением экспериментальных работ по вскрытию обсадных колонн пулевыми перфораторами ППЗ-48, ППЗ-60 и ПВК-45 ремонтно-восстановительные работы для восстановления производительности эксплуатационных скважин были проведены на блоках № 11-33, 17-21, 78-80, 84-90, 92-94, 106-108 и 112 в 702 скважинах.

Хотелось бы отметить, что стоимость ремонтно-восстановительных работ эксплуатационной скважины по стоимости равноценна средней стоимости строительства новой. Это было зафиксировано при пребывании 14-ти скважин установкой УРБ-2Л2 на руднике.

В условиях залежи № 13 цеха ПВ РУ-2 Целинного горно-химического комбината для устранения химической и механической кольматации за 5 месяцев, предшествующих периоду проведения работ по перфорированию фильтров эксплуатационных скважин перфоратором ППЗ-48, было произведено 58 циклов ремонтно-восстановительных работ в 42 скважинах (табл. 2), причем в некоторых скважинах – по 2-3 цикла с применением пневмоимпульсной и кислотной обработки фильтров, а также избыточного давления на продуктивный пласт. Кроме того, 9 скважин были перебуре-

Таблица 1

Объемы ремонтно-восстановительных работ в эксплуатационных скважинах рудника СПВ-19 СРУ КГРК

Период выполнения работ	Примененные средства, к-во скв.			
	Пере-бур	Пневмо-импульсная обработка	Обработка триполи-фосфатом	Подъем наноса
Январь	-	-	-	15
Февраль	-	8	10	-
Март	-	4	15	7
Апрель	3	-	-	-
Май	6	-	-	-
Июнь	4	36	-	5
Июль	1	25	-	8

Таблица 2

Объемы ремонтно-восстановительных работ в эксплуатационных скважинах цеха СПВ РУ-2 ЦГХК

Период выполнения работ	Примененные средства, к-во скв.			
	Перебур	Пневмоимпульсная обработка	Кислотная обработка	Избыточное давление на пласт
Январь	2	-	5	4
Февраль	4	11	4	2
Март	3	8	-	-
Апрель	-	4	-	-
Май	-	8	3	-

ны установкой СБУ-500 вследствие невозможности восстановления производительности скважин названными выше средствами.

В Южном рудоуправлении НГМК для раскольматации прифилтровой зоны продуктивного пласта использовали пневмоимпульсную и кислотную обработку, гидроударник и эрлифто-насосную прокачку.

При выходе технологической скважины из эксплуатации из-за коьматации в условиях, когда применение известных технических средств не дает положительного результата, материальный ущерб значителен. При этом снижение дебита скважины на 25-30% происходит за 3-4 месяца эксплуатации (рис. 1). Из графика видно, что со временем растет глубина эксплуатационных скважин и тем самым ухудшаются геотехнические условия разработки месторождений.

Таким образом, практика эксплуатации технологи-

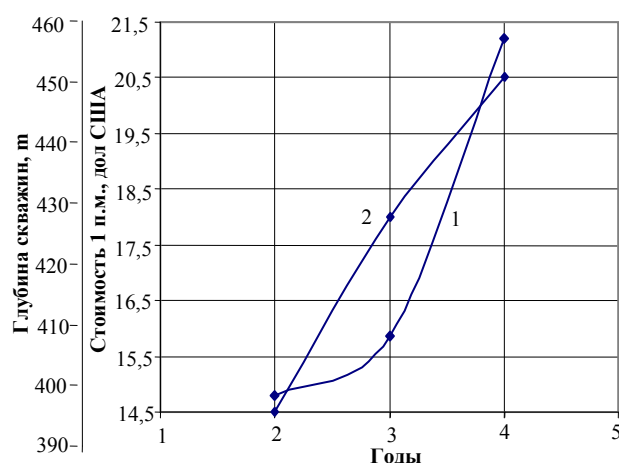


Рис. 1. Зависимости стоимости 1 п.м. (1) и средней глубины скважин (2) от времени строительства скважины

ческих скважин и рассмотрение конкретных примеров восстановления их производительности показывает, что из-за коьматации прифилтровых зон продуктивных пластов и в силу отсутствия дешевых, надежных и оперативных способов и средств раскольматации скважин предприятия несут значительные убытки. Поэтому одной из главных задач в решении вопросов повышения производительности эксплуатационных скважин является разработка новых технических средств и технологических приемов раскольматации прифилтровой зоны продуктивного пласта, позволяющих экономично производить эти неизбежные работы.

Список литературы:

1. Кошкодда К.Н., Пименов М.К., Атакулов Т. и др. Пути интенсификации подземного выщелачивания. — М.: Энергоатомиздат, 1988. — 224 с.
2. Вольницкая Э.М. Методические рекомендации по применению пневмоимпульсной техники для увеличения производительности геотехнологических скважин. М. ВНИПИ взрывгеофизика НПО «СОЮЗпромгеофизика» МинГео СССР. — М., 1985. — 38 с.
3. Лунев Л.И. Условия применения и физико-химические основы подземного выщелачивания урана. — М., изд. МГРИ, 1982.
4. Вольницкая Э.М., Гребенников В.Г., Киселев О.К. и др. Методические рекомендации по повышению производительности геотехнологических скважин (под ред. Фездуллиной М.И.). — М.: ВСЕГИНГЕО, 1986.
5. Хрипач И.В. Вскрытие продуктивных горизонтов различными системами технологических скважин. Сб. научных трудов «Методы, техника и технология изучения месторождений твердых полезных ископаемых для освоения способом подземного выщелачивания». — М., Мингео СССР. ВСЕГИНГЕО, 1986.

УДК 622.349.5:622.245.5

© Назаров З.С., Норов Ж.А., Фурсов А.И., Абдуалимова Ю.А. 2012 г.

ПРОСТРЕЛОЧНО-ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ В ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ СКВАЖИНАХ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА

Назаров З.С., ведущий инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук; Норов Ж.А., инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК; Фурсов А.И., инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК; Абдуалимова Ю.А., стажер-исследователь НГГИ

Прострелочно-взрывные работы (ПВР) в скважинах применением перфораторов впервые были осу-

ществлены на нефтяных промыслах в XIX веке для увеличения нефтеотдачи пластов. Пулевые перфора-

торы применялись в относительно неглубоких до 2,5 km нефтяных и газовых скважинах [1]. В процессе совершенствования конструкций перфораторов и технологии вскрытия скважин с их использованием в трестах «Азнефтегеофизика» и «Грознефтегеофизика» были разработаны новые конструкции пулевых перфораторов залпового и селективного действия, позволившие использовать их в скважинах глубиной более 6,0 km с температурой продуктивного пласта до 200°C.

Позже для вскрытия нефтяных и газовых пластов перфорацией было предложено использовать кумулятивные заряды, которые благодаря большой пробивной способности, высокой производительности почти полностью вытеснили пулевые перфораторы. Однако в последнее время в институте ВНИПИвзрывгеофизика были созданы новые мощные пулевые перфораторы с вертикально-криволинейными стволами, позволившие увеличить глубину формируемого канала в продуктивном пласте. Ведущими зарубежными фирмами по разработке и применению перфораторов являются фирмы США «Лейн Велс», «Халибуртон» и «Мак-Кулоу», во Франции - фирма «Шлюмберже».

Таким образом, в настоящее время в ряде стран СНГ и за рубежом при вскрытии обсадных колонн продуктивных пластов в скважинах применяются кумулятивные и пулевые перфораторы различных конструкций с целью решения разнообразных задач нефтегазовой промышленности (рис. 1, табл. 1). В конструктивном отношении кумулятивные перфораторы подразделяются на бескорпусные и корпусные, последние в свою очередь - на перфораторы многократного и однократного использования. Основные технические характеристики наиболее широко применяемых кумулятивных перфораторов в нефтяной и газовой промышленности приведены в табл. 1.

Анализ конструкций кумулятивных перфораторов и опыта применения их в скважинах, обсаженных стальными трубами, показывает неперспективность использования их в геотехнологических скважинах вследствие того, что:

- кумулятивные перфораторы предназначены для вскрытия стальных обсадных труб с диаметром формируемых отверстий 8-11 mm, тогда как результаты выполненных нами экспериментов по перфорированию труб 140x18 в воздушной среде зарядами перфораторов ПКСУЛ 80 и ПКС 65 позволили получить отверстия диаметром до 25 и 15-17 mm соответственно, что в реальных условиях геотехнологических скважин вызывает их запесковывание и выход из эксплуатации;

- плотность перфорации за один спуско-подъем не превышает 12,5 отв./п.м., что составляет незначительную величину для скважин СПВ;

- габаритные размеры перфораторов не обеспечивают удовлетворительные условия производства ПВР в скважинах;

- стоимость конструкции перфоратора значитель-

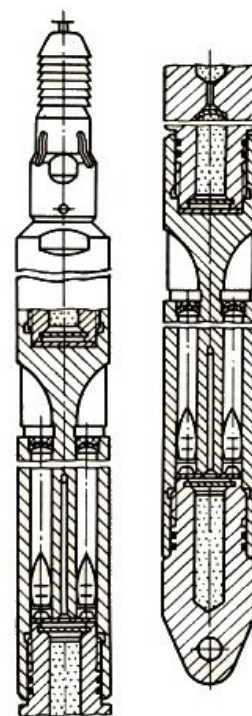


Рис. 1. Пулевой перфоратор с вертикально криволинейными стволами

на, что повышает стоимость добываемого полезного ископаемого.

Наиболее простыми в конструктивном исполнении и эксплуатации являются пулевые перфораторы залпового действия [2] типа ПП-4 и ПП-6, позволившие разработать эффективную технологию вскрытия обсадных колонн и продуктивной залежи. Перфораторы этого типа сварены из 3-х стальных секций, в которых высверлены гнезда под винтовые стволы с пулями. Стволы с загерметизированными от давления скважинной жидкости пулями расположены группами по 3 и 4 шт. и направлены в одну сторону, заряжаются рассыпным порохом НБПл. Находят применение в скважинах.

Хорошей пробивной способностью обладают перфораторы залпового действия типа АПХ-4 и АПХ-6, являющиеся наиболее простыми по конструкции и эксплуатации. Отличительной особенностью перфораторов является отсутствие стволов в корпусе. Ствольные отверстия в перфораторах высверлены непосредственно в корпусе и заряжаются прессованным зарядом пороха в виде шашки, на которую устанавливается пуля. За счет разницы диаметров отвольного отверстия и пули последняя не оказывает давления на пороховую шашку. Герметизация ствольного отверстия производится резиновой пробкой. Перфораторы подобной же конструкции нашли широкое применение в зарубежной практике вскрытия обсадных колонн нефтяных и газовых скважин.

Однако с учетом того, что названные выше пулевые перфораторы залпового действия при выстреле

Таблица 1

Технические характеристики кумулятивных и пулевых перфораторов

Показатели	Перфораторы								
	Кумулятивные						Пулевые		
Наружный диам., mm	60	60	54	43	85	66	70	45	90
Длина, mm	5500	2440	5500	5500	8910	До 30000	4810	3900	
Масса, kg	50	43,7	15	10,5	65	100	100	40	
Заряд перфоратора	ВВ	ВВ	ВВ	ВВ	ВВ	ВВ	Порох	Порох	Порох
Масса, g:									
- заряда ВВ	10,2	10	17,0	8,0	23,0	20,0	-	-	-
- пули	-	-	-	-	-	-	210	60	120
Диаметр, mm:									
- заряда ВВ	34	34	47	40	54	44	-	-	-
- пули	-	-	-	-	-	-	25	15	20
Минимальный внутренний диаметр обсадной колонны, mm	76	76	62	50	98	88	98	60	117,5
Плотность перфорации за спуско-подъем, от в/м	12,5	10	10	10	6,7	6,7	0,9-1,2	2,5	4
Максимальное число одновременно спускаемых:									
- зарядов ВВ	60	20	100	100	200	100	-	-	-
- пуль	-	-	-	-	-	-	10	6	12
Диаметр формируемого отверстия в трубе, mm:									
- стальной	9	11	10	8	8	9		До 24	До 37
- полиэтиленовой					До 25	15-17	До 42		
Глубина канала в мишени при прочности на сжатие песчаника 25 МПа, mm	175	185	170	125	190	170	200	140	120

формируют в стенке трубы и цементном камне перфорационные каналы равномерного диаметра с одновременным созданием оперяющей их системы трещин при недостаточно высокой проникающей способности в горных породах со средним и ниже среднего коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова разработаны новые мощные типы пулевых перфораторов, отличающиеся от известных перфораторов наличием вертикально расположенных стволов с криволинейными наконечниками ПВН 90, ПВКТ 70 и ПВК 45 [1].

ра ПВН-90 диаметром 20 mm и массой 120 g пробивает пакет стальных пластин (сталь марки «Д») толщиной 50 mm. При выстрелах в модели, представленной стальной трубой (сталь марки «Д») с толщиной стенки 10 mm, с искусственной породой суммарная глубина проникания составляет с $s_{сж.}=26$ МПа - 42 см, с $s_{сж.}=40$ МПа - 30 см и с $s_{сж.}=91$ МПа - 10 см, с формированием сети разветвленных трещин до 1,5 m.

Анализ результатов экспериментальных отстрелов секции перфоратора ПВКТ 70 (пуля диаметром 25 mm, масса 210 g) по стальной трубе (сталь марки «Д») с

Вертикально-криволинейный перфоратор (рис. 1) является термодинамической машиной, в которой тепловая энергия, потенциально заключенная до выстрела в порохе, превращается при сгорании в кинетическую энергию движущейся пули. Перфоратор имеет удлиненный ствол, позволяющий при выстреле достигать пулями скоростей 900 m/s при большом диаметре (20-25 mm) и значительной массе (120-210 g). Наличие на конце ствола криволинейного наконечника позволяет движущейся пуле изменить направление в сторону стенки скважины. В качестве энергоносителя применяется крупнозернистый, медленно горящий пироксилиновый порох. Спуск и подъем перфоратора в скважине осуществляется на коротком геофизическом кабеле КОБД-4 или КОБД-6. При применении перфораторов с вертикально-криволинейными стволами достигается высокая пробивная способность.

Так, пуля перфорато-

наружным диаметром 140 mm и толщиной стенки 11 mm, установленной в бочку с песком [3], свидетельствует о высокой пробивной способности перфоратора ПВКТ-70. При выстреле пуля насквозь пробивает стальную обсадную трубу с формированием отверстия диаметром 42 mm, что отвечает, например, требованиям транспортирования через это отверстие относительно крупных фракций горных пород при скважинной гидродобыче полезных ископаемых. Общая глубина пробития перфоратором ПВК-45 составляет 24 mm, представленной мишенью из 2-х стальных труб диаметром 89 и 159 mm, вставленных одна в другую.

Выполненный анализ конструкции пулевых перфораторов с горизонтально и вертикально криволинейно расположенными стволами, а также основными параметрами технологии их применения в скважинах показал, что все эти перфораторы могут быть рекомендованы для применения в производственных условиях действующих предприятий СПВ только после промышленных испытаний вследствие того, что:

- наружный диаметр и длина перфораторов не обеспечивают беспрепятственно производства спускоподъемных операций в скважинах, обсаженных трубами ПВП 110x18, ПВП 140x18, ПНП 110x10 и ПНП 140x18 с внутренним диаметром 74 и 104 mm;

- диаметр выстреливаемых из перфораторов пуль значительно превышает проектный диаметр отверстий фильтра (0,7-3,0 mm), и применение таких пуль в реальных условиях скважин вызывает мгновенное их запесковывание;

- имеет место невысокая плотность перфорации за один спуск-подъем перфоратора, максимально дости-

гающая 4 отв./п.м. (ПВН 90), что не обеспечивает получения заданной проектом скважности фильтра;

- во всех рассмотренных конструкциях перфораторов выстреливание пуль производится давлением пороховых газов, образующихся при сгорании пороховых зарядов и, как следствие, корпуса перфораторов загерметизированы от давления скважинной жидкости, что делает их конструкции сложными как в изготовлении, так и при монтаже и эксплуатации;

- стоимость одного формируемого перфорационного отверстия высокая вследствие низкой плотности перфорации и сложности конструкции перфораторов;

- отсутствуют исходные данные, характеризующие эффективность применения перфораторов для создания в полиэтиленовых трубах перфорационных каналов с размерами, задаваемыми проектами;

- в целом отсутствуют практические рекомендации и опыт применения перфораторов в технологическом процессе СПВ для интенсификации добычи полезных ископаемых из недр.

Таким образом, в результате анализа, обобщенных конструктивных решений в области создания перфораторов и технологии вскрытия обсадных колонн стальных труб и продуктивных залежей в нефтяных и газовых скважинах с помощью существующих перфораторов не установлена практическая целесообразность их использования в скважинах системы ПВ; одновременно отдельные типы перфораторов представляется целесообразным испытать в технологических скважинах при шахтных системах ПВ с целью установления практической возможности повышения производительности эксплуатационных скважин.

Список литературы:

1. Золин М.Л., Чичварин А.П. Мощные пулевые перфораторы. – М., Недра, 1975. – 167 с.
2. Григорян Н.Г. Вскрытие нефтегазовых пластов стреляющими перфораторами. – М., Недра, 1982. – 287 с.
3. Абрамов В.А., Цирулин В.Е. Перспективы применения пулевых перфораторов при скважинной гидродобыче полезных ископаемых // 1-ый симпозиум по проблеме скважинной гидравлической технологии. – Т. 1. – М. МГРИ им. Орджоникидзе, 1991.

УДК 622.2:622.014.1

© Акбаров Т.Г., Уразов Ж.Д. 2012 г.

ПУТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Аkbаров Т.Г., доцент кафедры «Горное дело» ТашГТУ, канд. техн. наук; **Уразов Ж.Д.**, горный мастер шахты «Кочбулак» АРУ АГМК

В данной статье рассмотрены пути совершенствования систем разработки золоторудных месторождений Ангреноского рудоуправления.

Ангреноское рудоуправление, в состав которого входят шахты Кочбулак и Семгуран, разрабатываю-

щие месторождение Кочбулак, а также шахты Кызылалма и Разведочная, ведущие горные работы на Кызылалмасайском месторождении [1], является одним из крупных подразделений ОАО «Алмалыкский ГМК». Оно было создано на базе Ангреноского золо-

тодобывающего рудника и вошло в состав Алмалыкского горно-металлургического комбината в июне 2002 г.

Шахта «Кочбулак». На месторождении Кочбулак рудные тела морфологически характеризуются сложно построенными зонами окварцевания, кварцевыми жилами, прожилками среди метасоматически окварцованных пород и подразделяются на три типа:

- крутопадающие (50-80°), секущие рудные тела мощностью 0,5-3 м субмеридиального и северо-восточного построения;
- пологопадающие (10-30°), согласные тела субширотного построения, приуроченные к структурам межформационного срыва, мощностью 0,7-2,0 м;
- крутопадающие (75-80°), трубообразного формирования, приуроченные к рудоносным эксклюзивным сооружениям. Мощность рудных тел 1-20 м. Вмещающие породы средней степени устойчивости, руды, как правило, неустойчивые.

В зависимости от структурно-морфологических типов рудных тел и их устойчивости применяются три системы разработки:

- система с магазинированием отбитой руды, для отработки крутопадающих рудных тел (р.т. 14 и 64), отбойка руды в блоке ведется горизонтальными слоями (уступами) высотой 1,5-2,5 м с поверхности замагнированной руды – 5% (удельный вес системы разработки);
- камерно-столбовая система, для отработки пологопадающих рудных тел (р.т. 20 и 120), размеры целиков регулируются не только горно-техническими условиями, но и качеством добываемой руды, т.е. целики с высоким содержанием золота могут быть погашены полностью, а вместо них возводится кустовая деревянная крепь – 11%;
- система подэтажного обрушения с секционной потолкоуступной, мелкошпуровой отбойкой, для отработки крутопадающих рудных тел с не выдержанными углами падения в пределах одного эксплуатационного блока (р.т. 7, 10, 14, 25, 27, 301 и др.), высота 40-50 м – 84%.

Шахта «Кызылалма». На месторождении Кызылалмасай рудные тела приурочены к Главной рудоносной зоне, по которой в виде столбов окварцевания выделено 13 рудных тел. Мощность рудных тел колеблется от 10 до 50 м, залегание рудных тел крутое (50-80°). Вмещающие породы неустойчивые, руды отнесены к средней степени устойчивости. Характерной особенностью рудных тел является наличие в нем древних выработок, заложенных отработанной горной массой.

С учетом горно-геологических и горно-технических условий запасы месторождения отрабатываются следующими системами разработки:

- системой разработки подэтажными ортами с отбойкой руды панелями с последующей твердеющей закладкой выработанного пространства (при отработке запасов по схеме с нижних горизонтов – на

верх) – 20-30%;

- системой разработки подэтажного обрушения ромбоидальными панелями с послонной отбойкой и торцевым выпуском руды – 60-80%;
- системой разработки подэтажного обрушения с массовой отбойкой панелей и торцевым выпуском руды (запасы, затронутые древними горными работами) – 10%.

Шахта «Семгуран». Мощность рудных тел колеблется от 2 до 20 м. Рудный массив разбит сложными тектоническими нарушениями с глиной трения. Вмещающие породы (андезитовые порфиры) характеризуются низкой устойчивостью, особенно по контактным зонам. Руда относится к категории слабослеживаемых, в основном из-за наличия глинистого материала в тектонических нарушениях.

Учитывая данные условия, отработка рудных тел различной мощности осуществляется следующими системами разработки:

- разные варианты систем с магазинированием руды;
- камерно-столбовая система разработки;
- система подэтажного обрушения;
- система разработки подэтажными штреками.

Шахта «Разведочная». Рудник отрабатывает часть Кызылалмасайского золоторудного месторождения. Учитывая, что горно-геологические и горно-технические условия месторождения отличаются сложностью и характеризуются слабой устойчивостью руд и вмещающих пород (породы слагающие зону окварцевания в объеме 25% относятся к категории средней устойчивости, а 75% - к неустойчивым), запасы рудного тела отрабатываются системой разработки горизонтальными слоями с твердеющей закладкой и восходящей выемкой слоев. Удельный вес каждой из применяемых систем разработки в общем объеме отработки запасов зависит от конкретных горно-геологических и горно-технических условий.

Как известно, в технологии подземной добычи имеются два альтернативных направления, основанных соответственно на обрушении руды и вмещающих пород и на закладке выработанного пространства. При системах с искусственным поддержанием кровли со временем (или после второй стадии отработки) выработанное пространство также должно быть либо обрушено, либо заложено.

Системы с обрушением обеспечивают, как правило, более высокую производительность технологических процессов и меньшую себестоимость руды. Но их главные недостатки – большие потери и разубоживание, а также значительная дезинтеграция горного массива с закладкой, характерны большая энерго-, материало- и трудоемкость и высокая стоимость добычи [2].

К числу основных достоинств систем с магазинированием можно отнести небольшой объем подготовительных и нарезных работ, что обеспечивает высокую производительность труда, низкую себестои-

мость добычи и высокую интенсивность выемки блока. Главные недостатки – необходимость тщательно наблюдать за поверхностью отбитой руды, невозможность выдачи руды из блока по сортам и большое разубоживание руды. Очевидно, что совершенствование систем разработки рассматриваемых классов должно идти по пути устранения их недостатков, для чего имеются реальные возможности. В этой связи на рассматриваемых месторождениях совершенствование систем разработки должно обеспечивать более высокие качественные и количественные показатели извлечения, даже при некотором удорожании горных работ, которое будет полностью компенсировано на стадиях получения металла.

Для систем с обрушением рекомендуется:

- увеличить долю технологий с использованием скважин больших диаметров и с увеличенными параметрами систем разработки, с дополнительным искусственным укреплением днища блока и выпускных выработок, конструктивно совершенствовать схемы подготовки блоков;
- увеличить высоту подэтажа;
- осуществлять раздельную добычу и обособленное транспортирование разнотипных и разнотипных руд;
- значительно снизить потери и разубоживание руды на основе более глубокого изучения физики процесса выпуска руды из блоков, применения способов укрепления сыпучих сред и создания экранирующих искусственных массивов;
- усовершенствовать методики оценки уровня потерь и разубоживания;
- осуществлять выбор длины шпуров исходя из

свойств рудных тел для каждого блока отдельно.

Основные направления в совершенствовании систем с магазинированием руды:

- уменьшение выемочной мощности;
- совершенствование процесса выпуска и погрузки руды;
- переход во многих случаях при очистной выемке, особенно маломощных жил, на бурение шпуров уменьшенного диаметра (до 30 mm и менее);
- отказ от оставления надштрековых и междуканальных целиков и замена их крепью;
- переход в ряде случаев на скоростную отработку блоков.

Для систем с закладкой выработанного пространства необходимо:

- изыскание новых закладочных материалов, отличающихся от ныне применяемых большей технологичностью, заменой цемента на менее дорогие вяжущие и сокращением на этой основе стоимости закладочного материала;
- решение вопросов более эффективного транспортирования закладочных материалов;
- увеличение высоты слоя;
- использование мощного самоходного оборудования.

В современных условиях достичь мирового уровня горного производства и успешно с ним конкурировать, возможно, лишь на базе развития теории освоения недр, научного обоснования перспективных путей совершенствования технологий добычи полезных ископаемых. Это позволит повысить качество продукции горных предприятий и снизить ее себестоимость.

Список литературы:

1. Оруджев У.С., Кадыров Ф.Х., Шакарв Б.Ш. Пути увеличения эффективности отработки рудников Ангренского рудопроизводства. – «Горный вестник Узбекистана», 2009, №3. - с. 62-65.
2. Каппунов Д.Р., Ломоносов Г.Г. Основные проблемы освоения недр при подземной разработке рудных месторождений. – «Горный журнал», 1999, №1. - с. 42-45.

УДК 622.014.1:622.2

© Акбаров Т.Г., Уразов Ж.Д., Насриддинов А.А. 2012 г.

АНАЛИЗ МЕТОДОВ ВЫБОРА СИСТЕМ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ

Аkbаров Т.Г., доцент кафедры «Горное дело» ТашГТУ, канд. техн. наук; **Уразов Ж.Д.**, горный мастер шахты «Кочбулак» АРУ АГМК; **Насриддинов А.А.**, горный мастер шахты «Пирмираб» ЧРУ АГМК

Вопрос о выборе систем подземной разработки (далее систем) рудных месторождений на протяжении многих лет служит предметом специальных исследований ученых разных стран. Это обусловлено тем, что эксплуатация рудных месторождений харак-

теризуется значительным разнообразием, отличных по своей специфике горно-геолого-технических условий разработки.

Создание научно обоснованных методов выбора систем – сложная задача, так как данные системы

должны обеспечить возможность получения правильного ответа на все вопросы, связанные с любой комбинацией условий, определяющих их выбор.

Все методики выбора систем предусматривают отбор конкурирующих решений, представляющих собой их группы (классы). Каждая методика базируется на определенной более или менее подробной классификации систем. Отбор конкурирующих систем предлагалось осуществлять методом исключения [1, 2] или прямого отбора [1, 3, 4] по постоянным и переменным факторам. В.Р. Именитов [5] и О.А. Байконуров [6] сделали попытку объединить эти методы. Они предложили исключить из дальнейшего рассмотрения системы, выбираемые по переменным факторам. Окончательный выбор системы производится путем сравнения их экономических показателей.

Прежде чем приступить к анализу отдельных методов рассмотрим **метод аналогии** [7], которым часто пользуются при анализе вопросов, связанных с разработкой той или иной залежи, для обоснования годности системы применительно к условиям конкретного месторождения. Сущность этого метода заключается в отождествлении сходных признаков, присущих разным месторождениям.

Выводы по аналогии применительно к рассматриваемому вопросу основаны на предположении, что если признаки, свойственные нескольким месторождениям, идентичны, то одни и те же способы разработки могут получить практическое применение на каждом из этих месторождений. Иными словами, выводам предшествует установление сходства признаков двух или более месторождений и на основе этого делается заключение о возможности применения системы разработки, получившей осуществление в пределах действующих или ранее находившихся в разработке рудников в новых условиях. Таковы основные положения, вытекающие из сущности метода аналогии.

Перенесение той или иной системы разработки из одного сравниваемого месторождения в другое было бы правильным в том случае, если бы оно основывалось на признаках, которые одинаково представлены у обоих месторождений. Но так как сами признаки не могут быть представлены полностью и по природе своей в той или иной степени отличны друг от друга, то справедливость перенесения системы в силу этих причин становится спорной.

Однако все это, а также различие в особенностях месторождения не исключает полностью возможности применения метода аналогии с целью более глубокого изучения исследуемых вопросов. Если в рассматриваемой области метод аналогии не может служить базой для доказательства, то им можно пользоваться в качестве средства для подтверждения высказанных мыслей и сделанных выводов. Такая аналогия, несомненно, имеет познавательную ценность. Она дает исследователю новое знание, и это знание, при правильном учете всего комплекса качественных

и количественных своеобразий каждого месторождения в отдельности, становится тем более достоверным, чем больше установленные сходные признаки выражают существенную специфику рассматриваемых месторождений. Эта особенность метода аналогии – как средство для подтверждения высказанных соображений и сделанных выводов – может быть широко использована при выборе систем другими методами.

Уарнер Р.К. [8] предложил разработанную им таблицу, где подробно и систематически перечисляются факторы, оказывающие влияние на выбор систем. Он всю сумму факторов, оказывающих влияние на выбор систем, делит на четыре основные группы: внутренние, внешние, экономические и промышленно-экономические. Таким образом, внутренние факторы связаны с рудным телом, рудой, водой и вмещающими породами; внешние – с условиями района; экономические – с рабочей силой, энергией; промышленно-экономические – с требованиями на руду (отпускные цены на руду и металл и др.).

Признаки, положенные в основу группировки факторов, последующая детализация и принятый порядок распределения их не способствует наилучшему выбору систем. Больше того, искусственность и громоздкость классификации значительно затрудняют выбор систем, так как наряду с весьма важными по своей значимости факторами фигурируют второстепенные, а иногда и ненужные.

Таким образом, классификация Уарнера не может рассматриваться как доказательство принципиальной приемлемости признаков, лежащих в ее основе. Ни один из этих признаков не способен выразить внутреннее единство факторов и вместе с тем служить реальной предпосылкой для построения метода выбора систем.

Метод Р. Пилья [9]. Всякое рудное тело определенной формы залегания, определенной устойчивости руды и боковых пород можно разрабатывать несколькими системами. Поэтому автор рекомендует из возможных для данных условий систем разработки подобрать наиболее рациональную по геологическим, техническим и прочим условиям.

Пиль Р. дает специальную схему выбора систем, в которой учтены только четыре положения, характеризующие месторождение: тип рудного тела, падение месторождения, устойчивость руды, устойчивость боковых пород. Существенные недостатки рассмотренного метода выбора систем заключаются в том, что он:

- не дает классификации влияющих на выбор систем факторов в той связи, в какой это необходимо для выявления отношения их к системам разработки;
- ограничен рассмотрением влияния узкого круга факторов;
- не дает всей суммы возможных комбинаций различных видов факторов.

Оценивая теоретическое и практическое значение

метода Р. Пиля, необходимо отметить, что установление приемлемости той или иной системы не могло быть разрешено соответствующей классификации факторов в рамках только четырех указанных условий. Ограничение содержания метода узким пределом не дает возможности составить правильное понятие самого метода выбора систем.

Метод К.М. Чарквиани [1]. Группировка факторов, влияющих на выбор систем у Чарквиани К.М., представлена в следующем виде:

- особенности месторождения, важные в горнотехническом отношении, характер рудного тела, руды и вмещающих пород;
- физические особенности района месторождения;
- экологические особенности района месторождения;
- конструктивные особенности отдельных систем разработки.

Опираясь на такое деление, Чарквиани К.М. пользуется методом исключения, сущность которого заключается в том, что для каждой особенности месторождения, важной в горнотехническом отношении, намечаются системы, которые подлежат исключению как неприемлемые для данного фактора при данном его значении. Так, для различных свойств руды и боковых пород и различных их сочетаний намечены системы, которые подлежат исключению, при этом анализ ограничивается пределом только влияния указанных факторов. Далее рассматривается влияние минералогического и химического характера и точно так же, как и в первом случае, исключаются системы, непригодные при наличии данного фактора, и т. д. Таким образом, для каждого такого фактора устанавливаются непригодные системы, и порядок исключения их повторяется столько раз, сколько имеется действующие для данного месторождения факторы. Не останавливаясь на отдельные выводы автора, отметим, что такое решение задачи, связанное с выбором систем, можно, но сложно. Сложность эта обусловлена тем, что:

- принцип деления факторов, определяющих выбор системы разработки, не позволяет оценить различие между отдельными группами факторов;
- пользование методом исключения связано с трудностями в том смысле, что он рассматривает влияние отдельных факторов в отрыве друг от друга;
- принятый метод выбора систем разработки приводит к излишнему повторению материалов.

Здесь следует отметить, что одним из последующих исследований, тесно связанных с методом исключения, является **работа В.Д. Томилова** [2]. Автор, опираясь на мнение о том, что при пользовании методом исключения «ни одна из систем не выпадает из поля зрения и не будет упущена при выборе», за основу принимает метод исключения. Томилов В.Д. считает, что таблицы выбора систем по методу исключения основаны на классификации, состоящей всего из 10 систем. «Некоторые из них (системы)

объединяют в себе до 3-4 резко отличающихся по конструктивным особенностям вариантов». Далее он делает заключение: «В результате этого неизбежно требуется дополнительное обоснование вариантов основной системы, другими словами, повторение процесса выбора систем». Поэтому автор предлагает при выборе систем по методу исключения пользоваться классификацией Агошкова М.И., но для упрощения таблицы выбора исключить из нее класс комбинированных систем.

Байконуров О.А. [6] предлагает осуществлять выбор систем в два этапа – предварительный отбор применимых систем и окончательный выбор наиболее эффективной из них. Предварительный выбор рекомендуется осуществлять методом единичной оценки. Сущность метода сводится к оценке возможности использования каждого типа и подтипа класса систем в условиях разработки рудного месторождения. Основным критерием оценки при этом являются постоянные геологические и горнотехнические факторы (форма, мощность, угол падения месторождения, устойчивость и крепость полезного ископаемого и вмещающих пород, ценность полезного ископаемого).

Именитов В.Р. [5] предлагает комбинированный метод выбора систем по горно-геологическим условиям в две стадии. На первой стадии постепенно исключаются неприемлемые системы в результате последовательного рассмотрения постоянных, а затем переменных факторов. На второй стадии из числа приемлемых систем в пределах каждого класса отбираются заведомо лучшие, т. е. более дешевые и производительные при приблизительно одинаковых показателях количественных и качественных потерь руды (или вообще лучшая по каким-либо одним показателям при постоянстве других показателей).

Если сопоставить вышеуказанные методы, то выяснится, что перечень основных горно-геологических факторов возрастает от 9 по Р.К. Уорнеру и К.М. Чарквиани до 22 по О.А. Байконурову. Если первые авторы основываются при выборе по классификации из 10 систем, то Байконуров О.А. – по классификации из 200 систем и их вариантов.

Сущность всех методов практически одна и та же – рассмотрение всех классов, а затем систем для отбора приемлемых и исключения явно непригодных. Ни один из данных методов не дает количественной оценки факторам, а позволяет судить о них лишь качественно.

По-видимому, в основу выбора систем должен быть положен принцип, предложенный в этих методах. Однако качественная оценка влияния факторов, которая позволяет правильно выбрать систему только при высокой квалификации эксперта, должна постепенно уступать место конкретной количественной оценке с тем, чтобы правильный выбор систем, приемлемых технически, а в определенной мере и экономически, мог сделать любой рядовой ин-

женер.

Анализ методов выбора систем подземной разработки рудных месторождений по горно-геологическим факторам показывает, что можно создать единую классификацию, в которой нашло бы отражение совместное влияние всех постоянных и переменных факторов для любых горно-

геологических условий. Однако никакая подробная классификация систем не может учесть всех их разновидностей, число которых непрерывно растет. Поэтому классификация, предназначенная для целей выбора, должна ограничиваться перечнем классов и основных групп систем и лишь в порядке исключения включать наиболее прогрессивные их варианты.

Список литературы:

1. Чарквиани К.М. Основания для выбора систем подземной разработки месторождений цветных металлов. Труды горно-геологического института, выпуск 7. – Свердловск, 1945. – 155 с.
2. Томилов В.Д. Некоторые вопросы методики выбора рациональных систем подземной разработки рудных месторождений цветных металлов. – Иркутск, «Иргидгидмет», 1956. – 34 с.
3. Каплунов Р.П. Справочник по горнорудному делу. Т. III. – М., «Госгортехиздат», 1961. – 808 с.
4. Шеин Л.И. К вопросу о методе выбора систем разработки по геологическим и горнотехническим условиям. – «Колыма», 1965, №9.
5. Именитов В.Р. Системы подземной разработки рудных месторождений. – М., «Недра», 1971. – 328 с.
6. Байконуров О.А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. – Алма-Ата, 1969. – 606 с.
7. Мамедов Ш.Н. Основы выбора систем подземной разработки рудных месторождений. – Боку, 1964. – 194 с.
8. Warner R.K. Selection of mining System, trans. Am J.M. and M.E., v. 109, 1934.
9. Пиль Р. Справочная книга по разработке рудных месторождений, часть II (перевод). – Л-М, ОНТИ, 1935. – 571 с.

УДК 622.342:622.775

© Исмаилов А.С., Заиров Ш.Ш., Коштело С.И. 2012 г.

ВЫБОР КОНСТРУКЦИИ ОСНОВАНИЯ ШТАБЕЛЯ ПРИ КУЧНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ ЗОЛОТА

Исмаилов А.С., доцент кафедры «Горное дело» ТашГТУ; Заиров Ш.Ш., и.о. доцента кафедры «Горное дело» НГГИ; Коштело С.И., магистрантка НГГИ

Широкомасштабное внедрение технологии кучного выщелачивания при освоении золоторудных месторождений бедных руд и техногенных образований решает важнейшую социально-экономическую проблему преобразования минеральных ресурсов в ресурсы социально - технологического назначения. Накопленная в отвалах карьера Мурунтау горная масса является сырьем, принципиально пригодным для промышленной переработки с целью получения золота. Отвалы пород представляют собой типичное техногенное месторождение со значительными запасами золота, которое постоянно пополняется за счет пород внутренней вскрыши.

В отвалах карьера Мурунтау могут быть выделены участки горной породы с содержанием золота 0,5-1,0 у.е., перерабатывать которую традиционными методами экономически невыгодно. Вместе с тем исследованиями установлена экономическая целесообразность переработки пород с содержанием золота 0,53 у.е. по технологии кучного выщелачивания.

Одним из факторов, способствовавших развитию кучного выщелачивания золота, в последние годы явилась разработка новых высокопрочных материалов для сооружения площадок и прудков хранения растворов. Ещё недавно основным конструкционным

«материалом» площадки кучного выщелачивания служили природные грунты и глины, связанные с бентонитом, цементом или солями натрия. Эти смеси использовали для снижения проницаемости уплотненной массы. Площадки чаще всего были некачественными с точки зрения возможности утечки, так как трудно было обеспечить в период сооружения одинаковое уплотнение.

В условиях возросших требований к охране окружающей среды и, в первую очередь, к предотвращению утечек цианистых растворов кучного выщелачивания появилась целая гамма покрытий из синтетики, обеспечивающих надежное обустройство оснований штабелей. Площадки выщелачивания, которые сооружались ранее в виде однослойных структур, превратились в двухслойные и даже в трехслойные.

Основание штабеля состоит из фундамента, противифльтрационного экрана и дренажного слоя (рис. 1) и должно удовлетворять следующим требованиям [1]:

- обеспечивать прочность и устойчивость при статических переменных нагрузках от веса рудной массы и строительно-дорожной техники; основание при этом не должно деформироваться и разрушаться;
- состоять из материалов химически стойких к длительному воздействию технологических раство-

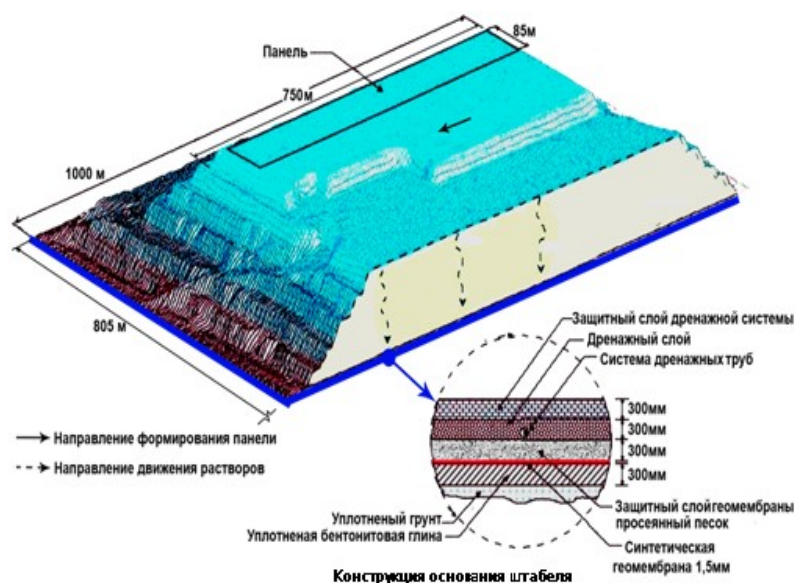


Рис. 1. Конструкция основания штабеля

ров, концентрация и состав которых могут меняться в период эксплуатации так же, как режим подачи растворов выщелачивания и климатические условия;

- исключить какую-либо утечку растворов, опасность которой существует во всех точках прохождения растворов; это необходимо как с точки зрения предотвращения потерь ценных компонентов, так и защиты окружающей среды от загрязнения.

Основное требование к экрану – обеспечить герметичность основания, влияющую на экологическую обстановку окружающей среды. Тип используемого экрана зависит от условий эксплуатации и наличия нужных материалов. Прочным и компактным является основание, покрытое материалом типа геомембрана (применяются также и глиняные основания). Поверх экрана укладывают верхний дренажный слой, назначение которого состоит в следующем:

- эффективный сбор растворов, профильтровавших через штабель;
- защита геомембран от ультрафиолетового излучения;
- предохранение экрана от разрывов и других механических повреждений во время строительства штабеля;
- ограничение испарения и растрескивания глинистого экрана в случае его применения.

Обычно используют следующие типы оснований (рис. 2):

- однослойные, с применением только одного низкопроницаемого экрана – геомембраны на глинисто-песчаном фундаменте;
- двухслойные, имеющие два низкопроницаемых экрана – это геомембрана, лежащая поверх глинистого экрана, или два экрана из геомембраны, разделенные проводящей дренажной системой;
- трехслойные, состоящие из трех низкопроницае-

мых экранов, в этом случае две геомембраны расположены дренажным слоем и внизу располагается глиняный экран.

При кучном выщелачивании на различных площадях и точках сбора растворов покрытия эксплуатируются в разных условиях. Так, на постоянно наращиваемой площадке атмосфера, включая осадки, свет и т.д., оказывает воздействие только во время первоначального сооружения, а физическая нагрузка ограничивается весом штабеля, тогда как на постоянно используемой площадке физическая нагрузка переменна и связана с загрузкой и выгрузкой горной массы, а внешнее воздействие проявляется перманентно в период между выгрузкой и загрузкой руды. Если в первом случае основание закрыто после начала воздействия на штабель, то во втором – оно периодически открыто, с возможным перемещением по нему механизмов сооружения штабеля. Изменения

в составах растворов, физической нагрузке, воздействию внешних природных факторов можно выявить и при сопоставлении условий, существующих в прудках продуктивных, выщелачивающих и сбросных растворов. Эти условия и определяют выбор покрытия. Так, для наращиваемой площадки рекомендуют высокоплотный полиэтилен, гипалон, поливинилхлорид, глину; а для постоянно используемой – асфальт, защищенную синтетику или глину. Индивидуальный подход к выбору материала основания является основным при сооружении площадки. При выборе геомембранных экранов (гипалона, поливинилхлорида, высокоплотного полиэтилена, асфальта, гидроасфальтобетона, полупластичных материалов) учитывают свойства материала (толщину, прочность, долговечность), кровный и подстилающий материал, способы укладки и стыкового соединения полос. При использовании грунтов, в том числе и специально подготовленных, оценивают несколько характеристик:

- доступность материала;
- свойства грунтов (водопроводимость, пластичность, химическая стойкость, обрабатываемость);
- конструктивные особенности: толщина экрана, подготовка грунтов – смешивание, уплотнение, оптимизация влажности с целью минимизации количества пустот, способности к набуханию, защита (сохранение) экрана.

При двухслойном экране верхний слой – часто синтетический материал, а нижний – грунтовый. Между экранами располагается дренажная система, сложенная из песка или гравелита (если доступно) или же геотекстиля. Конструктивные элементы площадки и экранов должны отвечать следующим общим требованиям:

- обеспечивать условия оптимального извлечения металла. Это предполагает установку низкопроницаемо-

го экрана для исключения утечек раствора и отсутствие в системе основания материалов, способных поглощать ценные компоненты из продуктивных растворов;

- удовлетворять нормам и стандартам официальных органов по охране окружающей среды, что обычно необходимо для получения разрешения на проведение работ по кучному выщелачиванию;

- отвечать регламенту производства работ, положенному в основу проекта, особенно по таким параметрам, как способ сооружения штабеля, его высота, скорость орошения. Например, повторно используемую площадку следует проектировать иначе, чем наращиваемую площадку.

Эти требования должны соблюдаться неукоснительно вне зависимости от доступности конструктивных материалов, а также ограничений, накладываемых особенностями местности и характеристиками самой руды. Особенности местности влияют на тип площадки и конфигурацию штабеля. Такие параметры, как топография, климат, условия создания фундамента, геология, гидрология и гидрогеология имеют существенное значение при выборе альтернативных решений и проектировании. Доступность материалов для сооружения площадки также влияет на проектирование. Так, если по соседству имеются глины, то использование глинистого экрана является наилучшим вариантом для сооружения площадки. При рассмотрении конструктивных элементов основания штабеля следует учитывать следующие факторы [2]:

- оседание основания штабеля и нижележащего грунта под воздействием нагрузок. Если присутствуют мягкие грунты или материалы-заполнители, должна быть произведена оценка ожидаемого оседания;

- устойчивость горной массы на площадке, обычно имеющей наклон. В некоторых случаях возможно перемещение руды на площадке вследствие сдвига (среза). Стабильность достигается за счет хорошего дренирования штабеля и проектирования специальных приемов для повышения сил сопротивления трения площадки;

- влияние атмосферного воздействия (ультрафиолетовые лучи, испарение и т.д.), в результате которого в той или иной степени разрушаются системы основания штабеля;

- утечка растворов через противофильтрационные экраны, определяемая по уравнениям гидродинамики.

Общий термин «геомембрана» предложен взамен многих и включает синтетические и полимерные мембраны, пластиковые покрытия, гибкие мембранные пленки, непроницаемые мембраны и непроницаемые листовые материалы. Геомембранные экраны весьма привлекательны из-за малых величин проницаемости и хорошей химической стойкости. Подавляющая доля экранов, используемых при кучном выщелачивании золота за рубежом, состоит из геомембран. Основной частью всех изготовленных в промышленности геомембран являются полимеры. Они могут быть классифицированы на термопластики (например, поливинил-

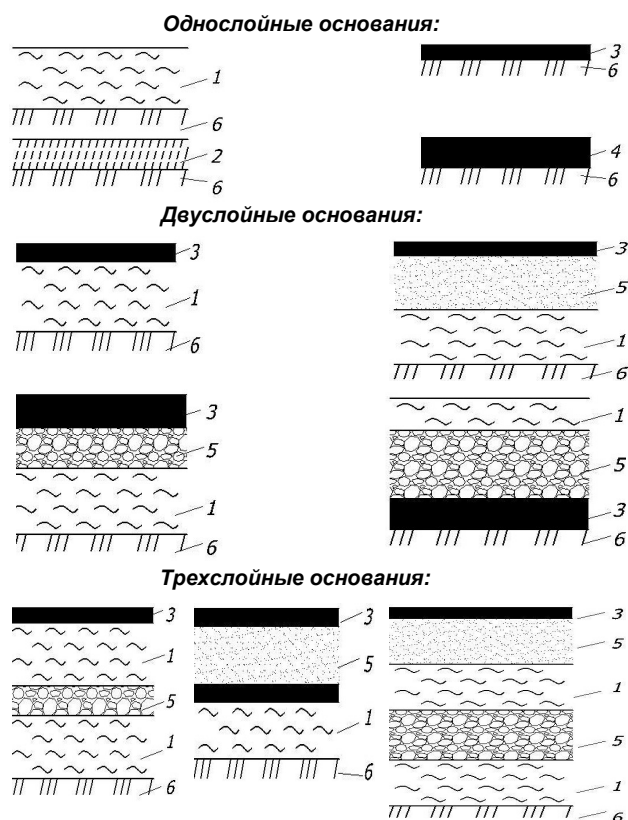


Рис. 2. Типы оснований площадок выщелачивания: 1 – глина; 2 – бетон; 3 – геомембрана; 4 – асфальт; 5 – дренаж; 6 – грунтовое основание

хлорид), кристаллические термопластики (высокоплотный полиэтилен), термопластичные эластомеры (гипалон) и эластомеры (бутиловая резина). Для усиления геомембран используют тканые материалы, называемые «скрим». Большинство геомембран, используемых при кучном выщелачивании, штампуются, биармированы, изготавливаются с применением экструзии или каландрирования. Существует несколько способов для соединения листов: с использованием тепла (электрическая сварка, используется только в цехе; сварка горячим воздухом и т.д.); экструзионная сварка; вулканизация или склеивание. Геомембраны устойчивы по отношению к цианидам, что повышает их долговечность. Первым материалом для экранов были поливинилхлориды (ПВХ) с толщиной 0,5-1,0 mm, они соединяются сваркой в растворителе. Их недостаток – низкое сопротивление ультрафиолетовому воздействию, поэтому их используют только в местах, где они надежно защищены. По последним сведениям, ПВХ как противофильтрационный экран успешно конкурируют с высокоплотным полиэтиленом. В последующем стали использовать хлорсульфинированный полиэтилен (гипалон), содержащий для увеличения сопротивления на разрыв специальную ткань. Гипалон более устойчив к ультрафиолетовому излучению. Полосы этого материала толщиной 1 mm соединяют сваркой в растворителе. Широкое распространение при кучном

выщелачивании золота в последние годы получил высокоплотный полиэтилен (ВПП) с толщиной полос 0,5–2,5 mm. Они соединяются горячей экструзией. ВПП устойчив к ультрафиолетовому излучению, не требует упрочняющей спецткани. Кроме листовых и мембранных экранов доступны напыляемые синтетические материалы. Они состоят из тканевой основы, на которую наносится до заданной толщины нефтепроизводный материал. Получается пленка толщиной до 25 mm. Также в качестве экранов применяют асфальт и гидроасфальтобетон, особенно для площадок повторного использования. Они хорошо выдерживают нагрузку от строительных механизмов. Хотя первоначальные затраты здесь велики, стоимость в расчете на 1 t руды будет ниже, чем при других геомембранных покрытиях на площадках постоянного использования. При выборе геомембранного экрана должны быть рассмотрены следующие факторы:

- статическая и ударная нагрузка в период строительства и эксплуатации штабеля. Это может быть движение механизмов, падение на экран рудной массы, высота штабеля и т.д. Важно оберегать целостность экрана, в последние годы для этой цели используют геотекстиль;

- уклон, под которым устанавливается экран. Гео-

мембраны, геотекстиль, грунты, глины, руды имеют разные коэффициенты поверхностного трения. При крутом уклоне могут возникать скольжение и нарушение самого уклона;

- влияние таких факторов, как солнце, ветер, изменение температуры. Освещение нарушает пластичность, ветры могут приподнимать и разрывать пленки, колебания температуры вызывают коробление и удлинение геомембран. Прочность соединения полос зависит от температуры и влажности;

- особенности конструкции, длительность сооружения и время года. Геомембрана, уложенная летом, может покорежиться зимой. Желателен материал с низким коэффициентом температурного расширения;

- физическая характеристика расположенных выше и ниже экрана материалов. Острые грани кусков руды и фундамента могут проколоть геомембрану. Вводя геотекстиль в систему основания, иногда следует отдать предпочтение геомембранам с большей толщиной.

Таким образом, при учете указанных факторов и оценке стоимостных показателей возможно выбрать наиболее надежный, с точки зрения устойчивости и предотвращения утечек, экран при минимальных затратах.

Список литературы:

1. Фазлуллин М.И. Кучное выщелачивание благородных металлов. – М., изд. Академии горных наук, 2001.
2. Кучное выщелачивание золота – зарубежный опыт и перспективы развития / Справочник. Под ред. В.В. Караганова и Б.С. Ужженова. – Москва-Алматы, 2002. – 260 с.

УДК 622.271

© Толипов Н.У., Заиров Ш.Ш. 2012 г.

АНАЛИТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ЗАВИСИМОСТИ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ЭКСКАВАТОРНО-АВТОМОБИЛЬНОГО КОМПЛЕКСА ОТ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ АКТИВНЫХ И ПАССИВНЫХ ЗАПАСОВ ГОРНОЙ МАССЫ

Толипов Н.У., ассистент кафедры «Горное дело» НГГИ, канд. техн. наук; Заиров Ш.Ш., и.о. доцента кафедры «Горное дело» НГГИ, канд. техн. наук

Применяемые на сегодняшний день технологии ведения горных работ при применении экскаваторно-автомобильного комплекса не позволяют им работать с одинаковой производительностью при различной ширине площадки на уступе, особенно когда размеры площадок малы. В зависимости от вида оборудования, физико-механических свойств пород, организации работ на уступе величина падения производительности комплекса может быть различной. Но, не-

смотря на существенное различие в величине, само падение имеет в целом одинаковый характер.

Если построить график зависимости производительности экскаваторно-автомобильного комплекса карьера от средней ширины рабочей площадки, кривая производительности по параболической зависимости будет возрастать, стремясь к некоторой максимальной производительности. В соответствии с различными методиками эта производительность может

быть достигнута или нет. Хотя на графике кривая производительности комплекса оборудования непрерывна и плавно возрастает, тем не менее, если рассматривать работу отдельно взятого экскаватора, характер кривой будет отличаться. С уменьшением ширины площадки производительность будет падать, но падение не будет иметь такой плавный характер. Скачкообразное изменение производительности связано с дискретностью многих технологических процессов. Например, при отсутствии сквозного движения по горизонту возможны две схемы разворота автосамосвала – петлевая и тупиковая. На широких площадках применяется петлевая схема, на разворот по этой схеме автосамосвал затрачивает меньше времени. Уменьшение ширины площадки при этой схеме в какой-то мере будет влиять на продолжительность разворота автосамосвала, но очень незначительно. Дальнейшее сокращение площадки приведет к невозможности применения петлевой схемы разворота и необходимости перехода на тупиковую схему. В момент перехода к применению тупиковой схемы за счет относительно большего времени маневрирования, чем при петлевой схеме, изменение производительности произойдет скачкообразно.

Подобный пример свидетельствует о том, что, с одной стороны, функция зависимости производительности комплекса оборудования от ширины рабочей площадки может иметь более сложную зависимость, чем квадратичная, а с другой стороны, о том, что ее можно представить как ступенчато возрастающую функцию. Количество и продолжительность ступеней должны определяться задачами и точностью моделирования. В пользу второго подхода свидетельствует и то, что в условиях горного предприятия нет прямой зависимости между размером средней площадки на уступе карьера и размером рабочей площадки экскаватора. Плавное уменьшение ширины площадки происходит за счет изменения соотношения длин участков горизонтов с различными по ширине площадками, а не за счет плавного уменьшения ширины рабочей площадки.

При открытой разработке месторождения в соответствии с существующими нормами проектирования в рабочей зоне карьера можно выделить две технологические схемы с различной производительностью экскаватора. Первая схема применяется при ведении работ на уступе. Вторая схема применяется при проведении траншей для вскрытия и нарезки нового горизонта. Вполне очевидно, что производительность экскаваторов, работающих по первой схеме, выше. Для предприятия, оказавшегося в условиях недостатка готовых к выемке запасов, характерно также наличие дополнительных схем, кроме схем, указанных выше. Появляются схемы для ведения горных работ при разносе сдвоенных уступов, при работе оборудования на горизонтах с бермами безопасности или транспортными бермами. И хотя схем ведения работ в рабочей зоне карьера становится больше, их число

на предприятии в целом не превышает 5-6.

Поскольку количество технологических схем ведения работ на рабочем борту в карьере конечно, в основу моделирования работы экскаваторно-автомобильного комплекса оборудования был заложен принцип выделения характерных технологических схем. С одной стороны, это упрощает процесс моделирования, а с другой стороны, достаточно адекватно позволяет аналитически задать особенности технологии ведения горных работ на конкретном горном предприятии.

Для аналитического моделирования были выделены три принципиально отличающиеся технологические схемы работы экскаваторно-автомобильного комплекса на рабочем борту карьера:

- ведение горных работ на горизонте с площадкой, обеспечивающей нормативное выполнение всех технологических процессов и операций на уступе;
- ведение горных работ на горизонте с площадкой, равной ширине транспортной бермы;
- ведение горных работ на горизонте со сдвоенными уступами.

Ведение горных работ на горизонте с бермой безопасности, в зависимости от ширины бермы безопасности и производительности комплекса, может рассматриваться как вторая или третья технологические схемы. Все три технологические схемы отличаются производительностью. Первой схеме соответствует максимальная производительность применяемого экскаваторно-автомобильного комплекса. Во второй схеме производительность ниже. При ведении работ по третьей технологической схеме производительность самая низкая. При наличии на каждом горизонте карьера широкой площадки, обеспечивающей рациональные условия работы оборудования, все оборудование будет работать по первой технологической схеме. В случае недостатка готовых к выемке запасов горной массы на рабочем борту будут появляться участки фронта работ, где оборудование будет работать по второй или третьей технологической схеме. А значит, появляется возможность поиска оптимального соотношения этих участков с целью максимизации производительности применяемого оборудования. Участки применения всех трех технологических схем могут быть выделены на плане горных работ на основе классификации активных и пассивных запасов горной массы проф. В.В. Истомина [1, 2].

Широкая площадка, характерная для первой технологической схемы, складывается из активных и пассивных запасов горной массы на нижележащем уступе. Минимальная ширина площадки, на которой может применяться первая технологическая схема, задается минимальной шириной площадки активных запасов. Ширина площадки, при которой применяется вторая технологическая схема, определяется наличием пассивных запасов горной массы на нижележащем горизонте. На тех участках фронта, где отсутствуют пассивные и активные запасы горной массы,

применяется третья технологическая схема. При подобном подходе к заданию участков применения технологических схем в общем случае задача определения максимальной производительности экскаваторно-автомобильного комплекса может быть поставлена как определение минимального времени отработки годового (или некоторого фиксированного) объема горных пород и представлена в виде:

$$\begin{cases} S_a + S_n = S_{yч} \\ l_a + l_n + l_n = l_\phi, \\ T \rightarrow \min \end{cases}$$

где S_a , S_n и $S_{yч}$ – площади активных, пассивных запасов горной массы и всех площадок рабочего борта карьера соответственно, m^2 ;

l_a , l_n и l_n – суммарные длины участков фронта горных работ с активными, пассивными запасами горной массы и сдвоенными уступами, m ;

l_ϕ – длина фронта горных работ рабочего борта карьера, m ;

$T_{\min}$ – минимальное время, необходимое для перемещения фронта работ карьера на величину, равную ширине заходки, год.

В качестве переменных величин, которые необходимо определить, выступают длины участков фронта горных работ с активными, пассивными запасами горной массы и сдвоенными уступами. Конечно, надо принимать во внимание тот факт, что с математической точки зрения любая из трех переменных может быть равна 0. Однако без активных запасов горной массы ведение горных работ на участке невозможно. Определение минимальной величины активных запасов – отдельная сложная задача, которая в рамках этой работы не рассматривается. Но при поиске решения поставленной задачи необходимо учитывать дополнительное ограничение:

$$l_a \geq C,$$

где C – минимальная длина активного фронта горных работ.

Значение C определяется количеством активных запасов, при котором в карьере при существующих технологии, организации работ и схеме вскрытия обеспечивается работа экскаваторно-автомобильного комплекса оборудования без дополнительных простоев по технологическим-организационным причинам. Поделим первое и второе уравнение системы на длину фронта работ:

$$\begin{cases} \frac{S_a}{l_\phi} + \frac{S_n}{l_\phi} = \frac{S_{yч}}{l_\phi} \\ \frac{l_a}{l_\phi} + \frac{l_n}{l_\phi} + \frac{l_n}{l_\phi} = \frac{l_\phi}{l_\phi} \\ T \rightarrow \min \end{cases}$$

Геометрически площадь активных и пассивных запасов может быть представлена как произведение

ширины площадок на соответствующие им длины. Следовательно, в формуле можно произвести замену:

$\Pi_a = S_a / l_\phi$ – ширина площадки активных запасов на рабочем борту;

$\Pi_n = S_n / l_\phi$ – ширина площадки пассивных запасов на рабочем борту;

$\Pi_{cp} = S_{yч} / l_\phi$ – ширина площадки на рабочем борту.

Отношение длины участка фронта уступа к общей длине уступов на рабочем борту назовем долей участков фронта и обозначим переменной δ^i , тогда:

$\delta_a^I = l_a / l_\phi$ – доля участков фронта горных работ с активными запасами горной массы;

$\delta_n^I = l_n / l_\phi$ – доля участков фронта горных работ с пассивными запасами горной массы;

$\delta_n^I = l_n / l_\phi$ – доля участков фронта горных работ со сдвоенными уступами.

Время, необходимое для перемещения фронта работ карьера на величину, равную ширине заходки, может быть определено по формуле:

$$T = \frac{V_3}{Q_k},$$

где V_3 – объем горных работ, который необходимо выполнить для перемещения всего фронта работ участка на величину, равную ширине заходки, m ;

Q_k – производительность экскаваторно-автомобильного комплекса, применяемого на участке, тыс. $m^3/\text{год}$.

Поскольку на участке выделены зоны с различной производительностью комплекса оборудования формула (4) примет вид:

$$T = \frac{V_a}{Q_a} + \frac{V_n}{Q_n} + \frac{V_n}{Q_n},$$

где V_a , V_n и V_n – объем горных работ, который необходимо выполнить для перемещения всего фронта работ участка на величину, равную ширине заходки на участках фронта, соответственно, с активными, пассивными запасами и сдвоенными уступами, m^3 ;

Q_a , Q_n и Q_n – производительность экскаваторно-автомобильного комплекса, применяемого на участках фронта, соответственно, с активными, пассивными запасами и сдвоенными уступами, тыс. $m^3/\text{год}$.

Поскольку в разных условиях функционирует один и тот же экскаваторно-автомобильный комплекс, то его производительность в различных условиях можно задавать через коэффициент снижения производительности, определяемый как:

$$\delta_i^Q = \frac{Q_i}{Q_{за}},$$

где Q_i – производительность комплекса в i -х условиях;

$Q_{за}$ – расчетная (максимальная) производительность комплекса.

С учетом принятых ранее обозначений и преобразований система уравнений имеет вид:

$$\begin{cases} (Ш_a + Ш_n) \cdot \delta_a^l + Ш_n \cdot \delta_n^l = Ш_{cp} \\ \delta_a^l + \delta_n^l + \delta_n^l = 1, \\ T_{min} = \frac{\delta_a^l}{\delta_a^o} + \frac{\delta_n^l}{\delta_n^o} + \frac{\delta_n^l}{\delta_n^o} \rightarrow \min \end{cases}$$

где δ_a^o , δ_n^o и δ_n^o – коэффициент снижения производительности при работе оборудования на горизонтах с площадками шириной $Ш_a$, $Ш_n$ и сдвоенном уступе (при отсутствии площадки) соответственно, доли ед.

В качестве дополнительных ограничений данной системы выступает требование положительности полученных решений:

$$\begin{cases} \delta_a^l \geq 0 \\ \delta_n^l \geq 0. \\ \delta_n^l \geq 0 \end{cases}$$

После преобразования имеем:

$$\begin{cases} \delta_n^l = \frac{Ш_{cp} - \delta_a^l \cdot (Ш_a + Ш_n)}{Ш_n} \\ \delta_n^l = 1 + \frac{\delta_a^l \cdot Ш_a + Ш_n}{Ш_n} \\ \delta_a^l \cdot \left(\frac{Ш_n}{\delta_a^o} - \frac{Ш_a}{\delta_n^o} - \frac{Ш_n}{\delta_n^o} + \frac{Ш_a}{\delta_n^o} \right) + \frac{Ш_{cp}}{\delta_n^o} + \frac{Ш_n}{\delta_n^o} - \frac{Ш_{cp}}{\delta_n^o} \rightarrow \min \end{cases}$$

Отсюда:

$$\begin{cases} T \rightarrow \min \text{ при } \delta_a^l \rightarrow \min \\ \delta_n^l \in [0,1] \cap \left[\frac{Ш_{cp} - Ш_n}{Ш_a + Ш_n}, \frac{Ш_{cp}}{Ш_a + Ш_n} \right] \cap \left[\frac{Ш_{cp} - Ш_n}{Ш_a}, \frac{Ш_{cp}}{Ш_a} \right] \end{cases}$$

При принятых ограничениях данная система имеет два решения:

- для $Ш_{cp} \leq Ш_n$:

$$\delta_a^l = 0, \quad \delta_n^l = \frac{Ш_{cp}}{Ш_n}, \quad \delta_n^l = \frac{Ш_n - Ш_{cp}}{Ш_n};$$

- для $Ш_n < Ш_{cp} \leq Ш_a + Ш_n$:

$$\delta_a^l = \frac{Ш_{cp} - Ш_n}{Ш_a}, \quad \delta_n^l = \frac{Ш_a - Ш_{cp} + Ш_n}{Ш_a}, \quad \delta_n^l = 0.$$

Поскольку при постановке задачи предполагалось наличие некоторой минимальной величины активных запасов, то первое решение трактуется следующим образом. Максимальная производительность экскаваторно-автомобильного комплекса оборудования при $Ш_{cp} \leq Ш_n$ достигается в случае:

– минимизации длины активного фронта горных работ;

– поддержания доли длины фронта уступов с пассивными запасами, равной:

$$\delta_n^l = \frac{Ш_{cp}}{Ш_n};$$

– сдваивания (страивания) уступов на остальных

участках рабочего борта карьера.

Второе решение соответствует ситуации, когда отставание по вскрышным работам и выкручивание рабочего борта еще невелики ($Ш_n < Ш_{cp} \leq Ш_a + Ш_n$). В этих условиях максимальная производительность экскаваторно-автомобильного комплекса оборудования достигается в случае:

– поддержания доли длины фронта с активными запасами, равной отношению:

$$\delta_a^l = \frac{Ш_{cp} - Ш_n}{Ш_a};$$

– обеспечения наличия на всех рабочих горизонтах площадок с пассивными запасами (минимизировать количество горизонтов со сдвоенными уступами).

Причем, чем меньше ширина средней площадки на рабочем борту, тем меньше должна быть доля длины уступов с активными запасами горной массы на горизонте.

Установленные ранее зависимости свидетельствуют о том, что влияние конструкции рабочего борта на производительность экскаваторно-автомобильного комплекса, а значит, и эффект от предлагаемых технических решений существенно зависит от величины его угла. Например, при пологом угле наклона, когда на каждом горизонте обеспечены нормальные условия работы оборудования, влияние конструкции борта на производительность оборудования минимально. Как только появляются участки фронта работ, на которых оборудование работает с разной производительностью, появляется некоторый диапазон принятия решения о параметрах этих участков и их размещении, а значит, влияние конструкции борта возрастает. По мере увеличения угла борта карьера количество вариантов конструкции борта карьера возрастает. Однако на какой-то стадии процесс роста влияния должен прекратиться и пойти на снижение. Это связано с приближением угла рабочего борта карьера к нерабочему углу борта. Поскольку конструкция нерабочего борта во многом определяется физико-механическими свойствами пород и технологией разработки месторождения, она является постоянной для карьера. При достижении бортом углов, близких к нерабочему, необходимо формировать нерабочий борт, а, следовательно, возможность влиять на производительность экскаваторно-автомобильного комплекса практически сходится к нулю.

Для оценки влияния конструкции рабочего борта карьера на производительность экскаваторно-автомобильного комплекса при различных углах рабочего борта была использована формула:

$$\delta_o = \frac{T_{max} - T_{min}}{T_{min}} \cdot 100, \%$$

где T_{max} – максимальное время, необходимое для перемещения фронта работ карьера на величину, равную ширине заходки, год.

По аналогичной методике были определены условия, при которых обеспечивается минимальная производительность экскаваторно-автомобильного комплекса. В результате преобразований и с учетом ограничений, формулы для определения минимального времени, необходимого для перемещения фронта работ карьера на величину, равную ширине заходки, приняли вид:

- при $\Pi_{cp} \leq \Pi_n$:

$$T_{min}^1 = \frac{\delta_n^l \cdot \Pi_{cp} + \delta_n^l \cdot (\Pi_n - \Pi_{cp})}{\delta_n^l \cdot \delta_n^l \cdot \Pi_n}, \text{с.};$$

- при $\Pi_n < \Pi_{cp} \leq \Pi_a + \Pi_n$:

$$T_{min}^2 = \frac{\delta_n^l \cdot (\Pi_{cp} - \Pi_n) + \delta_a^l \cdot (\Pi_a - \Pi_{cp} + \Pi_n)}{\delta_a^l \cdot \delta_n^l \cdot \Pi_a}, \text{с.}$$

Формулы для определения максимального времени, необходимого для перемещения фронта работ карьера на величину, равную ширине заходки, приняли вид:

- при $\Pi_{cp} \leq \Pi_n$:

$$T_{max}^1 = \frac{\delta_n^l \cdot \Pi_{cp} + \delta_a^l \cdot (\Pi_a - \Pi_{cp} + \Pi_n)}{\delta_a^l \cdot \delta_n^l \cdot (\Pi_a + \Pi_n)}, \text{с.};$$

- при $\Pi_n < \Pi_{cp} \leq \Pi_a + \Pi_n$:

$$T_{max}^2 = \frac{\delta_n^l \cdot \Pi_{cp} + \delta_a^l \cdot (\Pi_a - \Pi_{cp} + \Pi_n)}{\delta_a^l \cdot \delta_n^l \cdot (\Pi_a + \Pi_n)}, \text{с.}$$

Установление минимального и максимального значений производительности комплекса оборудования при постоянном угле наклона рабочего борта, но разной его конструкции позволило определить насколько конструкция рабочего борта карьера влияет на производительность экскаваторно-автомобильного комплекса.

В первом случае максимальное относительное изменение производительности может составить:

$$\delta_{Q1} = \frac{100 \cdot \Pi_{cp} \cdot [\delta_a^l \cdot \Pi_a \cdot (\delta_n^l - \delta_n^l) - \delta_n^l \cdot \Pi_n \cdot (\delta_a^l - \delta_n^l)]}{\delta_a^l \cdot (\Pi_a + \Pi_n) \cdot [\delta_n^l \cdot \Pi_{cp} + \delta_n^l \cdot (\Pi_n - \Pi_{cp})]}, \%,$$

и во втором случае, %:

$$\delta_{Q2} = \frac{100 \cdot (\Pi_a + \Pi_n - \Pi_{cp}) \cdot [\delta_a^l \cdot \Pi_a \cdot (\delta_n^l - \delta_n^l) - \delta_n^l \cdot \Pi_n \cdot (\delta_a^l - \delta_n^l)]}{\delta_n^l \cdot (\Pi_a + \Pi_n) \cdot [\delta_n^l \cdot (\Pi_{cp} - \Pi_n) + \delta_a^l \cdot (\Pi_a + \Pi_n - \Pi_{cp})]}.$$

Для того чтобы установить, при каких условиях влияние распределения активных и пассивных запасов горной массы на производительность экскаваторно-автомобильного комплекса наиболее существенно, были выполнены вычислительные эксперименты. В качестве инструмента для проведения вычислительных экспериментов было использовано стандартное приложение к Microsoft Windows - Microsoft Office Excel. Средняя ширина рабочей площадки изменялась в диапазоне от 50 до 15 м. Максимальное значение средней ширины площадки соответствовало условию наличия на каждом горизонте площадки, обеспечивающей расчетную (максимальную) производительность экскаваторно-автомобильного ком-

плекса. В данных расчетах – 50 м. Минимальное значение средней ширины площадки было определено исходя из конструкции рабочего борта карьера, на котором на каждом втором горизонте оставлены 30-и метровые площадки, остальные уступы сдвоены. Изменение угла рабочего борта карьера задавалось шириной средней площадки в карьере. Шаг изменения ширины площадки был принят равным 1 м.

На основе результатов расчетов максимальной и минимальной производительности экскаваторно-автомобильного комплекса при различной средней ширине площадки на горизонте были определены величины относительного изменения его производительности. На рис. 1 представлены графики относительного изменения производительности экскаваторно-автомобильного комплекса при различной ширине площадки.

Графики наглядно демонстрируют, что ширина площадки оказывает существенное влияние на производительность экскаваторно-автомобильного комплекса. Но они также наглядно показывают, что чем снижение производительности больше, тем весомее становится влияние другого фактора – распределения запасов горной массы по горизонтам. Характер изменения кривых на графиках подтверждает высказанные ранее предположения. При наличии больших площадок на горизонтах на них обеспечивается максимальная производительность комплекса оборудования. По мере снижения средней ширины рабочей площадки начинают появляться участки фронта работ, на которых невозможно обеспечить максимальную производительность, и чем этих участков больше, тем шире становится диапазон принятия решений по конструкции рабочего борта, а значит, увеличива-

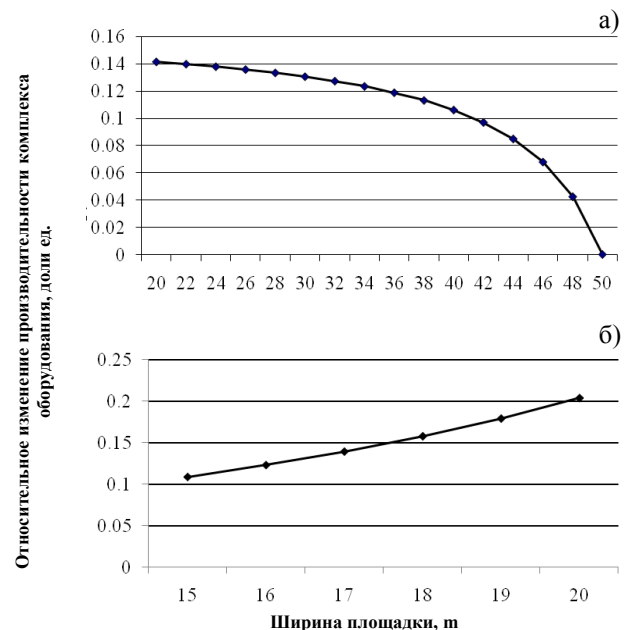


Рис. 1. Относительное изменение производительности экскаваторно-автомобильного комплекса при: $\Pi_n \leq \Pi_{cp}$ (а) и $\Pi_n > \Pi_{cp}$ (б)

ется и относительное изменение производительности экскаваторно-автомобильного комплекса оборудования.

Однако когда начинают выбывать и пассивные запасы горной массы на горизонте, происходит вынужденное сдваивание уступов, что ведет к снижению диапазона принятия решений. По мере приближения величины угла наклона рабочего борта карьера к величине нерабочего диапазон принятия решений сужается еще больше.

Результаты выполненного исследования подтверждают влияние фактора конструкции рабочего борта карьера на производительность экскаваторно-автомобильного комплекса. И хотя величина этого

влияния при пологом рабочем борту незначительна, в условиях выкручивания рабочего борта она существенно возрастает. И если при годовом планировании рекомендуемые технологические решения этого влияния не учитывают, то разница между планируемой производительностью экскаваторно-автомобильного комплекса и фактическими показателями его работы может превышать 20%.

Таким образом, при обосновании производительности экскаваторно-автомобильного комплекса необходимо учитывать распределение активных и пассивных запасов горной массы по уступам карьера, которое зависит от конструкции и параметров рабочего борта.

Список литературы:

1. Истомин В.В., Коробов С.Д., Базар А., Харитонов В.Ю. Определение главных параметров карьера // Горный журнал, 1998. – №3.
2. Истомин В.В., Технологические системы открытых горных работ: сущность, значимость, проблемы, подходы к решению // Вестник XXI. Сборник статей. 15 лет РАЕН. – М., 2005.

УДК 622.349.5

© Каримов И.А., Салимов Р.С., Жиянов А.Б. 2012 г.

АНАЛИЗ ТЕХНОЛОГИЙ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА

Каримов И.А., и.о. зав. кафедры «Техника и технология добычи и переработки руд редких и радиоактивных металлов» НГГИ; **Салимов Р.С.**, ст. преподаватель кафедры «Техника и технология добычи и переработки руд редких и радиоактивных металлов» НГГИ; **Жиянов А.Б.**, магистр технических наук

При выборе конструкции эксплуатационных скважин для подземного выщелачивания (ПВ) урана с использованием кислотных растворителей необходимо учитывать следующее [1-3]:

- обеспечение высокой стойкости материала обсадных труб к химически агрессивным средам, а также механической прочности обсадных труб в условиях горного давления и гидродинамических нагрузок;

- внутреннее сечение обсадных труб должно допускать производство ремонтно-восстановительных работ, цементирование скважин для создания гидроизоляции зон движения рабочих и продуктивных растворов и проведение необходимых геофизических и гидрогеологических наблюдений за ходом процесса ПВ;

- возможность создания надежной гидроизоляции надрудного горизонта, особенно в случае эксплуатации маломощных рудных тел, находящихся в зоне водоносных горизонтов;

- в процессе бурения не должна нарушаться целостность нижнего водоупора, в случае перебурирования водоупора необходимо предусматривать в дальнейшем его тампонирующее;

- утяжелитель для спуска в скважину полиэтиленовых обсадных колонн необходимо изготавливать из инертных материалов или же он должен быть извлекаемым;

- при оборудовании нижней части фильтра отстойником с окнами для облегчения освоения скважины необходимо предусматривать возможность перекрытия окон после окончания работ по освоению;

- для предохранения затрубного пространства скважин от проникновения с поверхности рабочих растворов следует использовать специальное оборудование устья;

- срок службы скважин должен быть не менее срока отработки блока.

При отработке месторождений методом ПВ особые требования предъявляются и к фильтрам буровых скважин. На выбор проектных конструкций эксплуатационных скважин ПВ оказывают влияние следующие основные факторы:

- 1) геологические и гидрогеологические условия месторождения (физико-механические свойства слающих пород, глубина залегания продуктивного

пласта, наличие в разрезе водоносных горизонтов и др.);

2) принятая система обработки месторождения и схема размещения эксплуатационных скважин;

3) проектная производительность добычных скважин;

4) тип и конструкция раствороподъемных устройств;

5) географическое расположение месторождения;

6) назначение скважин и др.

Конструкции откачных и нагнетательных технологических скважин отличаются только по диаметру применяемых эксплуатационных колонн. Откачные скважины обычно оборудуются колоннами большего диаметра. Диаметры скважин и эксплуатационных колонн определяются размерами раствороподъемных устройств (эрлифты, погружные насосы и др.).

В качестве материала обсадных и эксплуатационных колонн при подземном выщелачивании металлов наиболее широко используются полиэтиленовые трубы типа ПНП, серии С и Т; ПВП серии С, Т, СТ стеклопластовые и металлопластовые трубы, обсадные трубы из нержавеющей стали. Обсадные трубы применяются при кислотном выщелачивании в качестве обсадных (защитных) колонн, а при других способах выщелачивания могут использоваться и в качестве эксплуатационных колонн. В практике ПВ металлов в основном применяются одноколонные и двухколонные конструкции технологических скважин.

На рис. 1 показаны конструкции одноколонных эксплуатационных скважин, наиболее широко применяемых при подземном выщелачивании пластовых месторождений. В некоторых случаях при значительных глубинах залегания продуктивных горизонтов и наличии в разрезе неустойчивых пород устье скважины может быть оборудовано направляющей трубой и кондуктором.

При сооружении эксплуатационных нагнетательных и откачных скважин с гидроизоляцией рабочих и продуктивных растворов с помощью манжет скважины бурят до рудного пласта диаметром 190 – 243 мм, а перебуривание рудного пласта осуществляется долотами меньшего диаметра (рис. 1). Эксплуатационная колонна диаметром 110-140 мм оборудуется отстойником, фильтром, манжетой из кислотостойкой резины и утяжелителями.

В месте перехода на уменьшенный диаметр скважины эксплуатационная колонна снабжается манжетой с удлиненным корпусом и впаянным в основание металлическим кольцом, которое обеспечивает необходимую прочность и жесткость. В тех случаях, когда посадка манжеты производится в верхний водупор, представленный слабыми глинистыми породами, плечо должно отбуриваться выше предполагаемого места установки манжеты.

Основное назначение манжеты – создание гидроизоляции выше зоны движения продуктивных рас-

творов. Поверх манжеты заливается гидроизоляционный материал.

Интервал гидроизоляции, кроме специально оговариваемых случаев, обычно равен высоте от манжеты до динамического уровня подземных вод. Остальная часть затрубного пространства скважины может заполняться другим материалом, а устье скважины на глубину 2-3 м цементируется.

Одноколонные конструкции нагнетательных и откачных технологических скважин ПВ с гидроизоляцией с помощью манжет обладают простотой и имеют небольшие затраты на их сооружение. Однако такие конструкции технологических скважин не дают возможности применять фильтры с гравийной обсыпкой, что снижает производительность и срок службы

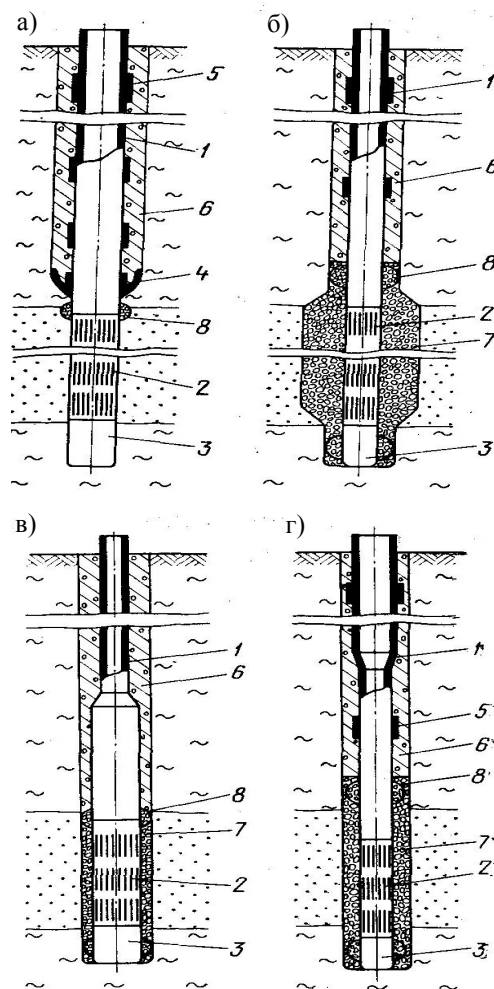


Рис. 1. Типовые конструкции одноколонных эксплуатационных скважин ПВ: а – с гидроизоляцией при помощи пакера (манжеты); б – с гравийной обсыпкой фильтров; в – с комбинированной эксплуатационной колонной и эрлифтным подъемом продуктивных растворов; г – с комбинированной эксплуатационной колонной и подъемом продуктивных растворов с помощью погружных насосов: 1 – эксплуатационная колонна; 2 – фильтр; 3 – отстойник; 4 – разобщающая манжета с цементировочным устройством; 5 – утяжелитель; 6 – материал гидроизоляции; 7 – песчано-гравийная обсыпка; 8 – центратор

скважин. Такие конструкции технологических скважин в настоящее время чаще всего используются в качестве нагнетательных.

В последнее время технологические скважины ПВ оборудуются фильтрами с гравийной обсыпкой. С целью создания на забое скважины уширенного контура гравийной обсыпки призабойная зона скважины может предварительно расширяться (рис. 1, б).

Оборудование нагнетательных скважин гравийными фильтрами позволило увеличить приемистость скважины, при этом также увеличилось срок службы скважины и работоспособность раствороподъемных устройств, особенно погружных насосов. Гидроизоляция зон движения рабочих и продуктивных растворов осуществляется после создания вокруг фильтра песчано-гравийной обсыпки путем заливки гидроизоляционного материала поверх слоя гравия.

Диаметры эксплуатационных колонн выбираются с учетом назначения скважин и применяемых добычных устройств (откачных, нагнетательных).

При сооружении нагнетательных скважин диаметр эксплуатационных колонн выбирается так, чтобы разместить внутри колонны раствороподающие устройства и обеспечить необходимую приемистость скважин (в продуктивный пласт должно быть подано в единицу времени необходимое количество раствора). В настоящее время при сооружении нагнетательных скважин диаметр эксплуатационных колонн колеблется в пределах 70 – 150 мм.

Для конструкции скважин, показанных на рис. 1, б, диаметры эксплуатационных колонн имеют величины 110 – 225 мм.

В глубоких скважинах при высоком динамическом уровне продуктивных растворов эксплуатационная колонна может быть комбинированной. Верхняя часть колонны выбирается большего диаметра для установки погружных насосов. Длина верхней части эксплуатационной колонны увеличенного диаметра устанавливается с учетом динамического уровня раствора в скважине, длины насоса, глубины погружения насоса ниже динамического уровня (3-5 м) и дополнительного понижения уровня в результате коагуляции фильтра. Собирается эта часть колонны в большинстве случаев из полиэтиленовых труб, длина которых определяется предельной глубиной спуска труб данного типоразмера. Нижняя же часть эксплуатационной колонны соответствует диаметру фильтра (рис. 1, г). Материал труб нижней и верхней частей колонны также может различаться, обычно в нижней части устанавливаются более прочные трубы, например, из нержавеющей стали, стеклопластиковые и др.

В некоторых случаях при эрлифтом подъеме продуктивных растворов при использовании в качестве раствороподъемных труб эксплуатационных колонн возможно уменьшение диаметра колонны по сравнению с диаметром фильтра (рис. 1, в). Это устанавливается на основе расчетных соотношений диа-

метра воздухоподающих и раствороподъемных труб и производительности скважины.

Диаметр скважины под эксплуатационную колонну при одноколонных конструкциях зависит от диаметра и материала применяемых труб (полиэтиленовые, стеклопластиковые, из нержавеющей стали и др.); типа, диаметра и места установки утяжелителя для спуска полиэтиленовых колонн, применяемых способов цементирования и гидроизоляции зон движения рабочих и продуктивных растворов.

При применении системы отработки месторождений, в которых число откачных и нагнетательных скважин выбирается из соотношения 1:3, 1:4, 1:5, производительность откачных скважин должна быть соответственно в 3, 4 и 5 раз больше производительности нагнетательных скважин. При сооружении высокодебитных откачных скважин, оборудованных фильтрами с песчано-гравийной обсыпкой, находят применение конструкции, в которых предусмотрена обсадка ствола скважины до кровли продуктивного горизонта трубами из нержавеющей стали, стеклопластика и других, материал которых не подвержен разрушению при действии кислотных растворителей (рис. 2, а). Конструктивно башмак обсадной колонны выполняется меньшего диаметра для более надежной и легкой установки гидроизоляционного пакера.

Забуривание скважины и бурение до продуктивного горизонта обычно осуществляются долотами диаметром 295, 346, 394 мм. Затрубное пространство обсадной колонны цементируется. Дальнейшее бурение с целью вскрытия продуктивного горизонта осуществляется долотами диаметром 190 – 243 мм.

Интервал продуктивного пласта, в котором располагается каркас фильтра с гравийной обсыпкой, при необходимости расширяется. Фильтр вместе с надфильтровым патрубком и отстойником опускают в

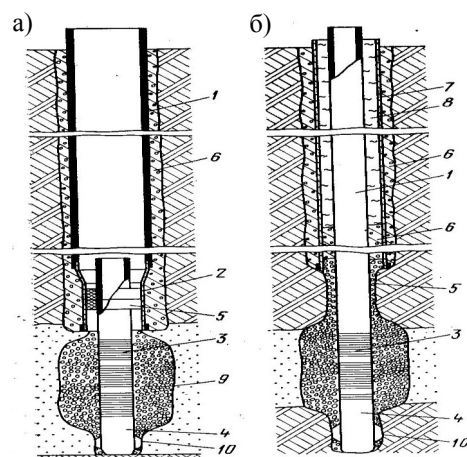


Рис. 2. Типовые конструкции высокодебитных эксплуатационных скважин ПВ: а – высокодебитные откачные скважины; б – скважины большой глубины при наличии неустойчивых интервалов ствола: 1 – эксплуатационная колонна; 2 – хвостовик; 3 – фильтр; 4 – отстойник; 5 – пакер; 6 – слой гидроизоляции; 7 – защитная колонна; 8 – глинистый раствор; 9 – гравий; 10 – центратор

скважину на БТ соединенных с надфильтровым патрубком с помощью специального переходника, имеющего левую резьбу. Для обеспечения лучшего центрирования фильтра на забое скважины он снабжается двумя направляющими фонарями – на отстойнике и на надфильтровом патрубке (в верхней части).

Конструкция эксплуатационных скважин, применяемая в условиях больших глубин (свыше 300 м) и при наличии неустойчивых пород в верхних интервалах скважины, показана на рис. 2, б. Закрепление неустойчивой части ствола скважины осуществляется обсадной (защитной) колонной из металлических труб с последующей цементацией затрубного пространства. В дальнейшем скважина оборудуется эксплуатационной колонной из кислотостойких материалов, которая изолируется от обсадной колонны при помощи манжет (пакеров), цементных, глинистых или известковых растворов.

Глубины эксплуатационных скважин ПВ определяются положением продуктивного горизонта, длиной отстойника и др. Положение рудного пласта определяется путем взятия геологических проб (кернов)

при опережающем бурении скважин малого диаметра в процессе сооружения технологических скважин, а также по данным геофизических измерений.

Длина отстойника нагнетательных скважин определяется количеством взвесей, находящихся в рабочем растворе, подаваемом в скважину, и временем между профилактическими ремонтами скважин. Обычно длина отстойников в фильтрах, устанавливаемых в нагнетательных скважинах, составляет не более 1% номинальной глубины скважин, для откачных скважин эта величина не превышает 2%.

В некоторых случаях при низких уровнях пластового раствора и большой глубине скважин использование эрлифтов в качестве раствороподъемных средств возможно только путем увеличения заглубления смесителя под уровень пластовых растворов. Для этого глубину скважин увеличивают.

Если при перебурировании скважины ниже рудного горизонта последняя вскрывает водоносный горизонт, то необходимо предусмотреть цементацию затрубного пространства отстойника до нижней границы фильтра.

Список литературы:

1. Арнс В.Ж. «Физико-химическая геотехнология» 1998г. МГГУ
2. Толстов Е.А., Толстов Д.Е. «Физико-химические технологии освоения месторождений урана и золота в Кызылкумском регионе» М.2002г. «Геоинформцентр».
3. Кедровский О.Л. и др. «Комплексы подземного выщелачивания» М. «Недра», 1992 г.

УДК 622.7+622.342

© Воробьев А.Е., Аникин А.В., Чекушина Т.В. 2012 г.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ОРГАНИЗАЦИОННЫХ МЕРОПРИЯТИЙ ПО ОБОГАЩЕНИЮ И ПЕРЕРАБОТКЕ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

Воробьев А.Е., зав. кафедрой «Нефтяное и горное дело» РУДН, докт. техн. наук, профессор; **Аникин А.В.**, зав. отделом Газпромбанка; **Чекушина Т.В.**, ученый секретарь Совета по обогащению РАН, ИПКОН РАН, докт. экон. наук

В данной статье рассмотрены вопросы совершенствования организационных мероприятий по обогащению и переработке добытых золотосодержащих руд [1-9], направленных на повышение эффективности производства на данных переделах, на примере на ЗИФ ЗАО «Васильевский рудник» (Россия) и сгруппированных в три основных блока (табл. 1, рис. 1-3): управление качеством добываемых руд, модернизация фабричной технологии и внедрение кучного выщелачивания бедных руд [2-4].

Большинство к настоящему времени разработанных и применяющихся на практике на золотоизвлекающих фабриках (ЗИФ) технологических схем переработки различных типов золотосодержащихся руд

предполагают в итоге получение двух основных продуктов - гравитационных и флотационных концентратов, характеризующихся разным содержанием золота [7].

Между собой эти получаемые промпродукты также существенно отличаются как минеральным и granulометрическим составами слагающих их зерен, так и присутствующими частицами золота. В частности, гравитационные продукты представлены в основном минеральными частицами крупностью 3 мм, а флотационные концентраты - менее 0,2 мм [7]. А их минералогия также отличается между собой большим разнообразием видов. Как правило, гравитационные промпродукты содержат свободное золото в виде

Таблица 1

Мероприятия по повышению эффективности обогащения и переработки

Мероприятие	Описание	Ожидаемые результат/цель	Метод оценки эффективности проекта	График
Управление качеством руды. Внедрение рудосепарационного комплекса (РКС и РСК)	Установка на борту карьера рудоконтрольной станции для предварительного обогащения горной массы, а также рудосепарационного комплекса для покусковой сепарации руды на бедную и богатую руду	Расширение сырьевой базы предприятия за счет обогащения бедных и убогих руд, повышение среднего содержания золота в рудах, поступающих на ЗИФ	ДДП внедрения РКС в сравнении с существующим производством	Диаграмма рентгенометрической сортировки пробы ВГ-100 месторождения Герфел (Au=2,30 г/т, Вариант № 2) Содержание золота 0,08 у.е. Содержание золота 1,7 у.е. Содержание золота 3,7 у.е.
Модернизация ЗИФ	Аудит существующей технологической цепочки, аппаратно – технического наполнения и разработка мероприятий по повышению производительности и извлечения полезных компонентов	Расширение мощности перерабатывающего комплекса, повышение извлечения полезных компонентов	ДДП модернизации ЗИФ в сравнении с имеющейся фабрикой	
Внедрение кучного выщелачивания	Вовлечение бедных окисленных руд в отработку методом кучного выщелачивания	Отработка бедных (забалансовых) руд с низкой себестоимостью при минимальных капитальных затратах	Построение модели ДДП	Денежный поток отработки месторождения Денежный поток, US\$ млн. Годы отработки ■ ДДП только ЗИФ ■ ДДП ЗИФ + КВ

довольно крупных частиц (до 0,3 mm), а также его ассоциации с кварцем. При этом в подобных материалах содержится как свободное золото, так и золото в сростках (тоже сравнительно крупных размеров). Данные промпродукты в последующем подвергаются «доводке» до существующих кондиций аффинажных заводов по содержанию золота (от единиц до десятков процентов) и сопутствующих примесей (особенно мышьяка, серы и др.).

При совершенствовании организации производства золота на ЗИФ ЗАО «Васильевский рудник» целесообразно учитывать имеющийся положительный опыт реконструкции аналогичной ЗИФ компании «Соврудник». Осуществляемая здесь модернизация коснулась трех основных стадий извлечения золота [8]:

- запущен более мощный двупоточный дробильный комплекс, с подачей золотосодержащей руды специальными транспортерами на 2 каскада мельниц;
- полностью заменен один мельничный каскад;
- для обеспечения отделения из золотосодержащего концентрата частиц золота существенно увеличен имеющийся фронт флотации - для этого добавили дополнительные камеры флотационных машин.

ЗИФ Компании ЗАО «Васильевский рудник» была построена по технологической схеме, разработанной ИРГИРЕДМЕТом, с применением аппаратного

оформления (рис. 1) 70-80-х гг. XX века. Поэтому на этой фабрике в настоящее время практически полностью отсутствует система современной автоматизации основных производственных процессов, что резко увеличивает негативное влияние «человеческого фактора», снижая и без того невысокие (по отношению к современному оборудованию) показатели производительности и качества проводимых процессов обогащения. Так, имеющийся уровень извлечения золота на перерабатываемых рудах на этой фабрике является крайне низким (30-35%) по сравнению с его извлечением на известных аналогичных золотоизвлекающих фабриках. Поэтому весьма целесообразно учесть и использовать опыт автоматизированной системы аналитического контроля и управления производственными процессами других обогатительных (золотоизвлекающих) фабрик (как вариант – на базе внедрения специализированной программы «Баланс металлов»).

Целью создания подобной автоматизированной системы явилась необходимость существенного увеличения эффективности работы ЗИФ на основе значительного снижения расхода применяемых реагентов и повышения степени извлечения золота [9]. Рассматриваемая система предназначена для обеспечения непрерывного круглосуточного ведения процесса обогащения (переработки) золотосодержащих руд на

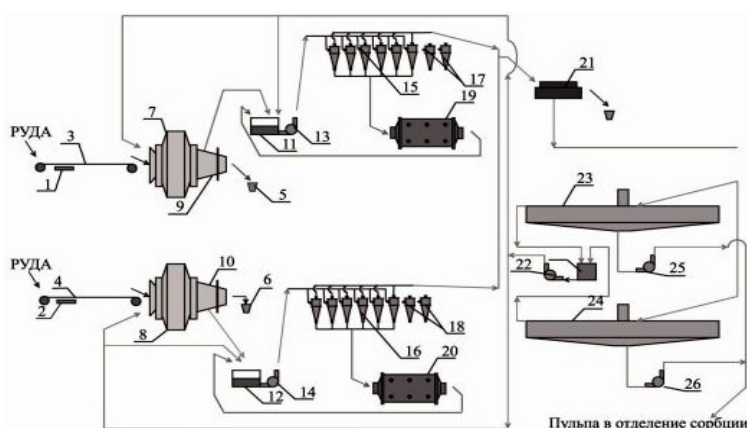


Рис. 1. Схема цепи аппаратов отделения рудоподготовки [1]: 1, 2 – весы конвейерные; 3, 4 – конвейер подачи руды в MMC (70x23); 5, 6 – бункер + продукты бутары; 7, 8 – мельница MMC (70x23), 1,6 МВт; 9, 10 – бутара мельницы MMC (70x23); 11, 12 – зумпф; 13, 14 – насос подачи пульпы на гидроциклонирование Warman 10/8 F-AN (75 кВт, 380 В/3ф/50 Hz); 15, 16 – гидроциклоны CAVEX 250; 17, 18 – резервные гидроциклоны CAVEX 250; 19, 20 – шаровая мельница 3,2x5,4 (800 кВт); 21 – барабанный грохот; 22 – насос перекачки слива сгустителя; 23, 24 – сгуститель радиальный Ц-50; 25, 26 – насосы перекачки сгущенного продукта (45 кВт, 380 В/3ф/50 Hz)

ЗИФ с сохранением работоспособности основных своих функций даже при выходе из строя ее отдельных элементов, позволяя осуществлять оперативный ремонт или их замену без остановки работы технологической линии. Кроме этого, эта система обеспечивает непрерывную диагностику каналов ввода/вывода, модулей ввода/вывода, управляющих модулей, а также каналов связи и операторских станций.

Используемое на такой линии специализированное оборудование включает в себя [9]: плотномеры; объемные расходомеры; отсекатели потока (первичные пробоотборники) и сократители первичной пробы (гидродинамические, с функцией накопления дисциплинарной пробы); дозаторы реагентов – от сверхмалых до значимых (от десятков мгр. до нескольких кубометров в час) объемов дозирования; аналоговые уровнемеры; расходомеры массовые (для воздуха и газов); клапаны; промышленные аналитические комплексы определения концентраций золота и неметаллов (включая кислотные и щелочные основания), от нескольких миллиграмм до десятков и сотен грамм на литр; аппаратные комплексы; SCADA.

Необходимо учитывать, что комплексное применение на ЗИФ рассматриваемой автоматизированной системы обычно обеспечивает [9]:

- повышение качества выпускаемой продукции (баланс металлов);
- оперативное управление материальными потоками в автоматизированном и дистанционном режимах (материальный баланс);
- внедрение «виртуальных кабинетов» для руководителей и ведущих специалистов;
- возможность развития дальнейшей интеграции производства и бизнес-систем [оперативное управле-

ние производственными процессами (MES) и управление основными фондами и активами ЗИФ (ЕАМ)].

Перечень функциональных подсистем, а также их назначение и основные характеристики рассматриваемой автоматизированной системы при переработке золотосодержащих руд включает в себя [9]:

- учет на участке дробления и переданного на переработку в отделение рудоподготовки входного минерального сырья по массе;
- коммерческий учет в отделении рудоподготовки принятой и переработанной золотосодержащей руды на переделах измельчения и классификации по массе и содержанию золота в пульпе (наличие функции поддержания необходимого соотношения Т:Ж и тонины помола золотосодержащей руды);
- учет на гравитационном переделе принятой и переработанной пульпы по массе и содержанию в ней золота (наличие функций дозирования специальных реагентов, а также поддержания необходимого уровня промпродуктов);

- учет принятого и переработанного золотосодержащего концентрата по массе и содержанию золота в пульпе (наличие функций дозирования);

- учет принятой на регенерацию насыщенную смолы из отделения сорбции и коммерческого учета товарного регенерата и анодных растворов по массе и содержанию в них золота (наличие функций определения необходимой концентрации цианидов, поддержания должной щелочности и кислотности, регулирования необходимой величины рН и заложенного уровня в колоннах десорбции золота и регенерации смолы);

- учет принятых на обезвреживание переработанных хвостов сорбции по массе и содержанию золота (наличие функций дозирования известкового молока и гипохлорита натрия с целью поддержания заданной величины рН и остаточной концентрации цианидов в сбрасываемых хвостах).

В соответствии со структурной схемой аппаратно-технического комплекса программы «Баланс металлов», золотосодержащая руда доставляется от разрабатываемого месторождения, взвешивается и подвергается дроблению в дробилках крупного дробления [9]. Информация о каждом таком взвешивании золотосодержащей руды поступает в общую базу данных автоматизированной системы аналитического контроля и количественного учета ЗИФ (рис. 2).

После дробления золотосодержащих руд проводится их двухстадийное измельчение [9]: причем первая стадия осуществляется в мельнице мокрого полусамоизмельчения в открытом цикле, а вторая – в шаровой мельнице (в замкнутом цикле с классифицирующими аппаратами - гидроциклонами). Требуемое качество помола золотосодержащей руды (с массовой

долей класса -0,074 mm не менее 85-88%) обеспечивается за счет оптимизации гранулометрической характеристики исходной руды, путем предварительной ее шихтовки на рудном складе и на основе соблюдения оптимальных режимных параметров процессов дробления, измельчения и последующей классификации материала.

Расход энергии при тонком измельчении составляет 10-15 kWh на 1 t измельченной руды [6]. Основными режимными параметрами при этом являются [9]:

- нагрузка по питанию, плотность пульпы в измельчительных аппаратах;
- степень заполнения мельниц измельчающей средой;
- массовое соотношение в загрузке шаров разного диаметра;
- соотношение размеров питающей, сливной и песковой насадок гидроциклонов;
- массовая доля твердого в питании и сливе гидроциклонов.

Оперативное управление качеством помола золотосодержащей руды осуществляется путем изменения производительности по руде (на основе специальной регулировки вибропитателей), изменением количества воды (подаваемой на бутары мельниц и в зумпфы насосов), а также своевременной догрузкой шаров в мельницы и регулярной заменой изнашивающихся песковых насадок гидроциклонов. Автоматизированный режим управления процессом дробления и измельчения золотосодержащей руды осуществляется на коммерческом узле учета передела измельчения, на базе установленного в зумпф безкорпусного пьезометрического плотномера, а также на сливах каждой группы гидроциклонов при помощи плотномеров кюветной (корпусной) модификации [9]. Слив гидроциклонов с крупностью 85-88% класса - 0,074 mm с содержанием 25-27% твердого подвергается обязательному щепоотделению на барабанных грохотах [9].

Кроме этого, такие сливы гидроциклонов необходимо контролировать на количественные показатели по тонине помола золотосодержащей руды (посредством автоматических гранулометров). После барабанных грохотов на данной ЗИФ организован узел коммерческого учета золотосодержащей руды, поступившей с

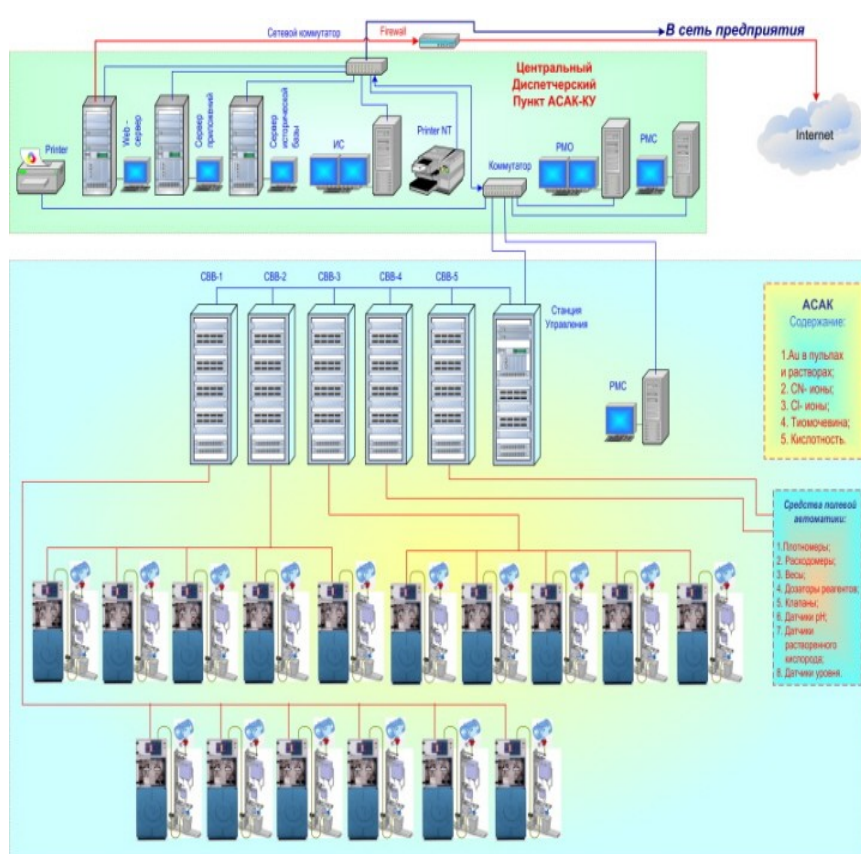


Рис. 2. Структурная схема аппаратно-технического комплекса АСАК программы «Баланс металлов»

карьера и переработанной в отделении рудоподготовки. Образованная пульпа после прохождения через грохоты направляется в зумпф со двоянной насосной станцией, где в линиях нагнетания насосов установлены плотномеры, объемные расходомеры, отсекатели потока (пробоотборники), пробосократители, накопители проб для ОТК и аналитические промышленные комплексы (для определения концентрации золота в потоке).

Похожая ситуация с низкой общей эффективностью долгое время существовала на золотоизвлекающей фабрике рудника Сикстин Ту Ван Майн (США, штат Калифорния), которая характеризовалась повышенными потерями свободного золота (составляющими около 30% от исходного содержа-

Дробление



Перевод ММС в МПСИ

Гравитация



Расширение

Цианирование и сорбция



Повышение эффективности

Рис. 3. Комплекс организационно-технических мер на ЗИФ

ния в рудах) с хвостами гравитационного обогащения [5]. Поэтому в дальнейшем здесь было принято вполне обоснованное решение о дополнительной установке на этой ЗИФ на выходе мельницы измельчения центробежного концентратора Нельсон КС-CD-20 (с производительностью по золотосодержащей руде, равной 14 t/h), технологически оснащенного сверху неподвижным грохотом со шпальтовым ситом (с размерами отверстий, равными 0,83 mm).

В соответствии с технологической схемой получаемый надрешетный золотосодержащий продукт грохота посредством насосов возвращали обратно в мельницу

измельчения. Золотосодержащий концентрат в последующем подвергали плавке, а хвосты центробежного концентратора - дополнительному обогащению на концентрационных столах «Дейстер» [9]. Проведенная подобная реконструкция этой ЗИФ позволила повысить извлечение свободного золота с 70 до 90%, при одновременном увеличении производительности по золотосодержащей руде почти в 3 раза [5].

В этой связи на исследуемой ЗИФ ЗАО «Васильевский рудник» также необходим широкий комплекс организационно-технических мер, касающихся всех ее отделений (рис. 3).

Список литературы:

1. Ващенко Г.А. Технология извлечения золота на Кочкарской ЗИФ // <http://www.vipstd.ru/journal/content/view/37/39>.
2. Воробьев А.Е., Гладуш А.Д. Геохимия золота. Ресурсы и технологии России. – М.: Изд-во РУДН, 2000. – 431 с.
3. Воробьев А.Е., Козырев Е.Н., Каргинов К.Г., Ашихмин А.А. Физико-химическая геотехнология золота. – Владикавказ: Ремарко, 2001. – 568 с.
4. Воробьев А.Е., Портнов В.С., Турсунбаева А.К., Маусымбаева А.Д. Алтыннын. уйымді сілтіленуі. Караганда (Казахстан). КарМТУ баспасы. 2010. 300 б.
5. Золотодобывающий сектор: начало роста. Тройка Диалог. 2010, 67 с.
6. Проект отделения измельчения обогатительной фабрики // <http://knowledge.allbest.ru/manufacture/>
7. Чекушин В.С., Олейникова Н.В. Переработка золотосодержащих рудных концентратов (обзор методов) // <http://www.csc.ac.ru:8001/ej/file/1688>.
8. http://expert.ru/siberia/2008/27/krasnoyarskiy_zalotodobyichik.
9. <http://www.promtex.ru/decision/ASAKKU>.

УДК 622.75/77.022.1

© Мустакимов О.М., Мавжудова А.М., Черкасова Г.В., Сагдиева М.Г., 2012 г.

ПОДБОР ОПТИМАЛЬНЫХ ПИТАТЕЛЬНЫХ СРЕД ДЛЯ БИООКИСЛЕНИЯ ФЛОТАЦИОННОГО КОНЦЕНТРАТА

Мустакимов О.М., зам. главного инженера НГМК; **Мавжудова А.М.**, ст. научный сотрудник Института микробиологии АН РУз, канд. биол. наук; **Черкасова Г.В.**, ст. научный сотрудник Института микробиологии АН РУз, канд. биол. наук; **Сагдиева М.Г.**, гл. научный сотрудник Института микробиологии АН РУз, докт. биол. наук

В последнее время возрос интерес к термофильным ацидофильным микроорганизмам, используемым в биогидрометаллургии, так как в мире с каждым годом увеличивается количество промышленных установок по переработке золотосульфидных концентратов. Интерес к термофильным микроорганизмам обоснован тем, что при проведении чанового биовыщелачивания (БВ) сульфидных концентратов происходят окислительно-восстановительные процессы, вследствие которых температура пульпы повышается до 45°C и выше, при этом известны культуры *Acidithiobacillus ferrooxidans* и *A.thiooxidans*, широко используемые в практике БВ нестандартного рудного сырья, погибают, что приводит как к снижению процесса биоокисления сульфидных минералов, так и эффективности процессов БВ в целом [1-3].

В 2008 г. в Республике Узбекистан на ГМЗ-3 НГМК была запущена установка по биовыщелачиванию флотационного концентрата месторождения Кокпатас по технологии биоокисления.

Применяемая в настоящее время на ГМЗ-3 питательная среда для микроорганизмов, участвующих в процессе биовыщелачивания флотационных концентратов месторождений Кокпатас и Даугызтау, в своем составе содержит диаммоний фосфат $(\text{NH}_4)_2\text{HPO}_4$, являющийся единственным источником фосфора, который не производится на территории республики. В связи с этим возник вопрос о замене диаммония фосфата на более доступный и дешевый реагент.

В работе использовали активную ассоциацию 5 железо- и сероокисляющих бактерий, выделенную из руд месторождения Кокпатас. Нами проведены экс-

Таблица 1

Концентрация фосфора, азота и калия в испытуемых питательных средах

№	Наименование среды	Концентрация фосфора, mg/l	Концентрация азота, mg/l	Концентрация калия, mg/l
1	Питательная среда ГМЗ-3	76,0	415,0	220,0
2	9К	89	636,0	220,0
3	Новая среда	75,6	459,7	220,0
4	Среда ЗАО «Полнос»	116,0	246,5	-
5	Среда с фосфоритным концентратом	78,4	347,0	220,0

Таблица 2

Численность бактерий и окислительная активность ацидофильной ассоциации 5 железно- и сероокисляющих бактерий при 30°C

Наименование среды	Fe ³⁺ , g/l	Fe ²⁺ , g/l	Fe ^{общ.} , g/l	pH	Титр клеток, ml
Исходное					
Среда ГМЗ-3	2,919	6,201	9,12	1,73	2,5*10 ⁶
9К	2,197	6,143	8,34	1,52	2,5*10 ⁶
Новая среда	2,614	5,923	8,537	1,85	2,5*10 ⁶
«Полнос»	2,475	6,17	8,645	1,96	2,5*10 ⁶
Фос. концентрат	3,614	5,421	9,035	1,99	2,5*10 ⁶
1 сутки					
Среда ГМЗ-3	4,448	4,506	8,954	1,84	6,0*10 ⁴
9К	3,614	4,726	8,34	1,54	2,5*10 ⁵
Новая среда	3,475	5,089	8,564	1,88	2,5*10 ⁵
«Полнос»	4,031	4,896	8,927	1,90	6,0*10 ⁴
Фос. концентрат	3,614	6,313	9,927	2,03	6,0*10 ⁴
2 сутки					
Среда ГМЗ-3	4,865	4,089	8,954	1,84	6,0*10 ⁶
9К	4,892	3,448	8,34	1,54	2,5*10 ⁷
Новая среда	3,614	4,95	8,564	1,88	6,0*10 ⁶
«Полнос»	5,17	3,757	8,927	1,90	6,0*10 ⁶
Фос. концентрат	3,614	6,313	9,927	2,03	2,5*10 ⁷
3 сутки					
Среда ГМЗ-3	5,838	4,116	9,954	1,84	6,0*10 ⁷
9К	4,892	3,448	8,34	1,54	2,5*10 ⁸
Новая среда	3,614	4,95	8,564	1,88	6,0*10 ⁷
«Полнос»	4,17	4,757	8,927	1,90	6,0*10 ⁷
Фос. концентрат	4,614	5,313	9,927	2,03	2,5*10 ⁸
4 сутки					
Среда ГМЗ-3	4,282	4,089	8,371	2,14	6,0*10 ⁹
9К	7,927	-	7,927	1,69	6,0*10 ⁹
Новая среда	5,143	3,73	8,873	2,11	6,0*10 ⁸
Полнос	5,699	2,255	7,954	2,16	6,0*10 ⁸
Фос. концентрат	9,537	-	9,537	2,37	2,5*10 ⁹
5 сутки					
Среда ГМЗ-3	7,116	0,946	8,062	2,15	2,5*10 ⁹
9К	7,927	-	7,927	1,75	2,5*10 ⁹
Новая среда	7,394	1,022	8,416	2,07	6,0*10 ⁸
Полнос	6,95	1,529	7,479	2,20	6,0*10 ⁸
Фос. концентрат	9,537	-	9,537	2,15	2,5*10 ⁹

перименты по окислению железа ацидофильной ассоциацией 5 железно- и сероокисляющих бактерий на 5 питательных средах [3, 4] (табл. 1-4). Состав сред (g/l) приводится ниже:

1. Питательная среда, используемая на ГМЗ-3: (NH₄)₂HPO₄ – 0,325; (NH₄)₂SO₄ – 1,635; K₂SO₄ – 0,5;

2. 9К: (NH₄)₂SO₄ – 3,0; MgSO₄ – 0,5; K₂ HPO₄ – 0,5;

3. Новая среда: аммофос – 0,325; K₂SO₄ – 0,5; (NH₄)₂SO₄ – 1,635;

4. Среда «Полнос»: аммофос – 0,5; (NH₄)₂SO₄ – 0,5;

5. Среда с фосфоритным концентратом: фосфоритный концентрат – 0,69; (NH₄)₂SO₄ – 1,635, K₂SO₄ – 0,5.

Сульфат железа добавляли в соответствии с полной средой 9К. При расчете состава питательных сред особое внимание уделялось содержанию фосфора и азота (табл. 1).

Эксперименты были проведены на термостатированной качалке (200 г/min) при температуре 30° и 41°С. Для определения концентрации различных форм железа использовали комплексометрический метод с раствором трилона Б. Величину pH культуральной жидкости (КЖ) определяли на pH-метре марки «Mettler Toledo». Численность бактерий определяли методом предельных десятикратных разведений [5]. Численность исходной посевной культуры ацидофильной ассоциации 5 железно- и сероокисляющих бактерий составляла 2,5*10⁷ kl/ml, концентрация трехвалентного железа – 11,815 g/l, двухвалентного – следы, величина pH культуральной жидкости 2,43.

Данные по культивированию ацидофильной ассоциации 5 железно- и сероокисляющих бактерий на различных питательных средах при 30° и 41°С приведены в табл. 2 и 3.

Как показывают данные табл., практически все среды могут быть использованы для культивирования ацидофильных ассоциаций железно- и сероокисляющих бактерий. Окисление железа мезофильными железно- и сероокисляющими микроорганизмами протекает в течение 5 дней, при этом только на двух средах наблюдается полное окисление железа – 9К и среда с фосфоритным концентратом. Следует отметить, что при приготовлении среды с фосфоритным концентратом имеется осадок нерастворенных в воде соединений, что может негативно повлиять на использовании этой среды в промышленных масштабах. Количество бактерий на этих средах составляло на 4 сутки 2,5*10⁹ и 6,0*10⁹ kl/ml. Рост бактерий на остальных средах на один порядок ниже, а по окислению железа питательные среды практически не отличаются.

Однако данные табл. 3 показывают, что развитие ацидофильной ассоциации 5 железно- и сероокисляющих бактерий гораздо активнее происходит при температуре 41°С. За 2 суток наблюдается

Таблица 3

**Численность бактерий и окислительная активность
ацидофильной ассоциации 5 железо-
и сероокисляющих бактерий при 41⁰С**

Наименование среды	Fe ³⁺ , g/l	Fe ²⁺ , g/l	Fe ^{общ.} , g/l	pH	Титр клеток, ml
Исходное					
Среда ГМЗ-3	2,672	7,408	10,08	1,93	2,5*10 ⁶
9К	2,116	6,255	8,371	1,94	2,5*10 ⁶
Новая среда	2,587	6,865	9,452	1,94	2,5*10 ⁶
«Полнос»	2,197	7,367	9,564	1,90	2,5*10 ⁶
Фос. концентрат	3,448	6,838	10,286	1,93	2,5*10 ⁶
1 сутки					
Среда ГМЗ-3	6,035	3,502	9,537	2,20	2,5*10 ⁵
9К	5,784	2,448	8,232	2,13	6,0*10 ¹⁰
Новая среда	5,394	3,753	9,147	2,21	2,5*10 ⁵
«Полнос»	6,143	2,838	8,981	2,02	2,5*10 ⁵
Фос. концентрат	6,116	3,587	9,703	2,18	2,5*10 ⁷
2 сутки					
Среда ГМЗ-3	9,50	-	9,50	2,34	2,5*10 ⁷
9К	8,37	-	8,37	2,43	2,5*10 ¹⁰
Новая среда	8,93	-	8,93	2,41	6,0*10 ⁸
Полнос	7,062	1,258	8,32	2,26	2,5*10 ⁷
Фос. концентрат	9,954	-	9,954	2,42	2,5*10 ⁹

почти полное окисление железа, за исключением среды ЗАО «Полнос», что возможно связано с отсутствием калия в среде. Численность железоокисляющих клеток составляет: на среде ГМЗ-3 и среде ЗАО «Полнос» - 2,5*10⁷, на новой среде - 6,0*10⁸, на среде с фосфоритным концентратом - 2,5*10⁹ и на среде 9К - 2,5*10¹⁰ kl/ml.

При культивировании ацидофильной ассоциации 5 железо- и сероокисляющих бактерий при 30⁰С наблюдается общая тенденция увеличения значения pH на всех испытываемых средах. Так, величина pH в процессе роста мезофильных бактерий и окисления железа увеличивается от 1,52 до 1,75 на среде 9К, от 1,73 до 2,15 на среде ГМЗ-3, от 1,85 до 2,07 на новой среде, от 1,96 до 2,20 на среде ЗАО «Полнос» и от 1,99 до 2,15 на среде с фосфоритным концентратом. Аналогичная картина наблюдается и при культивировании ацидофильной ассоциации 5 железо- и сероокисляющих бактерий при 41⁰С, величина pH в целом увеличивается от 1,90 до 2,42.

Результаты проведенных исследований показывают, что ассоциация 5 железо- и сероокисляющих бактерий при температуре 41⁰С об-

ладает большей окислительной активностью по железу практически на всех испытанных средах, чем мезофильные формы. Скорость окисления железа увеличивается почти в 3 раза. Численность бактерий при культивировании ацидофильной ассоциации на качалке при температуре 41⁰С на два порядка выше, чем при культивировании при 30⁰С. Учитывая полученные данные проведенных экспериментов, дальнейшие исследования по разработке питательных сред сконцентрированы на модификации двух сред: новой среды и производственной среды.

В следующей серии опытов нами проведена адаптация ацидофильной ассоциации 5 железо- и сероокисляющих бактерий к флотационному концентрату месторождения Кокпатаас культивированием ассоциации в среде с флотационным концентратом при соотношении Т:Ж, равном 1:10. Далее адаптированную культуру использовали в экспериментах по биовыщелачиванию концентрата на производственной и новой средах. Опыты проводили на термостатированной качалке (200 г/мин) при температуре 41⁰С при соотношении Т:Ж, равном 1:10.

Как видно из данных, представленных в табл. 4, при биовыщелачивании флотационного концентрата титр клеток и окислительная активность у ацидофильной ассоциации 5 железо- и сероокисляющих бактерий гораздо выше на новой среде, чем на пита-

Таблица 4

**Титр клеток и окислительная активность ацидофильной ассоциации
железо- и сероокисляющих бактерий при 41⁰С**

Питательные среды	Fe ³⁺ , g/l	Fe ²⁺ , g/l	Fe ^{общ.} , g/l	pH	Титр железоокисляющих клеток	Титр сероокисляющих клеток
Исходное						
Исходная культура	10,008	Следы	10,008	2,35	6,0*10 ⁷	2,5*10 ¹
Среда ГМЗ-3	0,417	Следы	0,417	2,26	6,0*10 ⁵	2,5*10 ²
Новая среда	0,139	0,278	0,417	2,47	2,5*10 ⁶	6,0*10 ²
1 сутки						
Среда ГМЗ-3	0,417	0,973	1,39	2,2	2,5*10 ³	6,0*10 ²
Новая среда	0,695	1,529	2,224	2,1	2,5*10 ⁴	2,5*10 ³
5 сутки						
Среда ГМЗ-3	0,556	1,668	2,224	2,13	2,5*10 ⁴	2,5*10 ³
Новая среда	0,834	2,224	3,058	2,0	2,5*10 ⁵	2,5*10 ⁴
8 сутки						
Среда ГМЗ-3	1,251	1,807	3,058	1,96	6,0*10 ⁵	6,0*10 ⁴
Новая среда	1,93	1,39	3,32	1,78	2,5*10 ⁷	2,5*10 ⁵
12 сутки						
Среда ГМЗ-3	2,641	1,112	3,753	2,0	2,5*10 ⁶	2,5*10 ⁴
Новая среда	3,587	1,278	4,865	1,72	2,5*10 ⁸	6,0*10 ⁵
15 сутки						
Среда ГМЗ-3	4,838	1,278	6,116	1,90	6,0*10 ⁶	6,0*10 ⁴
Новая среда	7,869	1,004	8,873	1,70	6,0*10 ⁸	6,0*10 ⁵

тельной среде, используемой на ГМЗ-3.

Численность железобактерий составляет на среде ГМЗ-3 $6,0 \cdot 10^6$, а серобактерий - $6,0 \cdot 10^4$ кл/мл, в то время как на новой среде - $6,0 \cdot 10^8$ и $6,0 \cdot 10^5$ кл/мл пульпы соответственно. Концентрация трехвалентного железа составляет на 15 сутки культивирования бактерий 4,84 г/л на среде ГМЗ-3, а на новой среде - 7,87 г/л. Снижение величины pH пульпы свидетельствует об окислении сульфидных минералов и образовании серной кислоты.

Микроскопические исследования пульпы показали наличие и активное участие в окислении сульфидных минералов двухвалентного железа и соединений серы нескольких видов микроорганизмов, принадлежащих к различным филогенетическим группам:

Acidithiobacillus ferrooxidans, *Acidithiobacillus thiooxidans*, *Leptospirillum ferrooxidans*, *Sulfobacillus thermosulfidooxidans*, архебактерии и ацидофильные гетеротрофные бактерии.

Таким образом, наиболее эффективной средой культивирования ацидофильной ассоциации 5 железобактерий и серобактерий и биовыведения флотационного концентрата оказалась созданная новая среда, на которой выявлены наибольшая численность бактерий и более высокая окислительная активность. Предлагаемая нами новая среда интенсифицирует процесс окисления флотоконцентрата, не уступает среде ГМЗ-3, что дает основание рекомендовать ее для использования при биовыведении флотационных концентратов на ГМЗ-3.

Список литературы:

1. Clark M.E., Batty J., C. van Buuren, D. Dew and M. Eamon *Biotechnology in minerals processing: technological breakthroughs creating value // Processing of the 16th Biohydrometallurgy Symposium. Cape Town, 2005, p. xvii-xxvi.*
2. Rawlings D.E., Dew D., Plessis C. *Biomineralization of metal-containing ores and concentrates // TRENDS in Biotechnology, 2003, vol. 21, N1, P.38-44.*
3. Совмен В.К., Гуськов В.Н., Белый А.В., Кузина З.П., Дроздов С.В., Савушкина С.И., Майоров А.М., Закревский М.П. *Переработка золотосодержащих руд с применением бактериального окисления в условиях Крайнего Севера // Новосибирск, Наука, 2007, 144 с.*
4. *Биогеотехнология металлов. Практическое руководство / Центр Международных проектов ГКНТБ Москва, 1989, 375 с.;*
5. *Практикум по микробиологии. Под редакцией проф. А.И. Нептрисова. Москва, 2005, 604 с.*

УДК 622.7:631.582.022.1

© Донияров Н.А., Абдурахманов Э., Саттаров Г.С. 2012 г.

АГРОТЕХНИЧЕСКИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПОЛУЧЕННЫХ УДОБРЕНИЙ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ БЕДНЫХ 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

В Навоийском ГМК, на базе Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов, уже 13 лет производится добыча фосфоритовой руды с получением необоженной фосмуки 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). Поэтому важно наладить производство их выделения с целью получения удобрений высокого качества [1, 2].

Практически во всех типах почв Республики Узбекистан содержание фтора превышает в 2-5 раза, чем Сф (200 мг/кг), за счет естественного распределения фтора и при многолетнем применении различных форм и доз фосфорных удобрений на хлопчат-

ник. Поэтому получение удобрений с низким содержанием фтора является актуальным направлением промышленности. Кроме того, для получения удобрений из низкосортных фосфоритов необходима их предварительная очистка от балластных примесей [3].

По кондициям, установленным технологической схемой заводского передела, фосфориты подразделяются на следующие четыре класса (сорта) по содержанию P_2O_5 : 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 и разделение крупной и мелкой фракций (фос. муки) воздушными сепараторами, обжиг продукта, получение товарной продукции. Содержание P_2O_5 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) $28 \pm 1\%$.

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 этих элементов в растения и накопление их в плодородных почвах приводит к загрязнению окружающей среды.

В данной работе рассмотрены возможности обогащения бедных фосфоритов с использованием процессов обесшламования, флотации, обжига отмытых концентратов и флотоконцентратов, попутное выделение балластных примесей (кремния, фтора, урана, редкоземельных элементов) из сернокислых растворов (этилгексильфосфорная кислота-ЭФК) и получение фосфорных (аммофос, диаммофос) удобрений высокого качества из фосфоритов Джерой - Сардаринского месторождения (табл. 1-6, рис. 1) [4, 5]. Рассмотрены агрохимические возможности полученных удобрений для выращивания хлопчатника и бахчевых культур.

Обогащение забалансовых фосфоритовых руд.

Химический состав исследованных руд приведен в табл. 1. Фосфоритовая руда представлена следующими минералами: основной фосфатный минерал - франколит $Ca_{10-n/2}[(PO)_6(CO_3)_n] \cdot F_2 \cdot H_2O$ (P_2O_5 - около 33%) 40-60%; кальцит 16-40%, 3,5-4,0% CO_2 и 3% SO_4^{2-} , изоморфно входящий в его кристаллическую решетку. Сумму легкоизмельчаемых, шламообразующих 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% (табл. 2). Усредненный химический состав руды, %: P_2O_5 - 18,19; CO_2 - 15,0; Fe_2O_3 - 0,5; SO_2 - 2,28; CaO - 49,6; MgO - 0,9; Al_2O_3 - 0,4; SiO_2 - 4,8; Cl - 0,18%; нерастворимый остаток - 7,4.

Термодинамическими и термографическими методами исследований установлено, что отличительной особенностью Кызылкумских фосфоритов является наличие в них трех форм карбонатов: кальцит цемента - «экзокальцит» реликты кальцита, сохранившиеся от замещения фосфатом внутри фосфатизированных раковин - «эндокальцит», карбонатные группы, изоморфно входящие в кристаллическую

решетку фосфатного минерала.

Кызылкумским фосфоритам свойственна высокая степень карбонатности, содержание CO_2 в некоторых образцах достигает 27% и более. Количество нерастворимого в «царской водке» остатка в несколько раз ниже, чем в фосфоритах Каратау, а в ряде образцов не превышает 1-2%. Фосфориты содержат небольшое количество Ni, Mn, Co, Cu, которые в качестве микроэлементов могут входить в состав удобрений при кислотной переработке этих фосфоритов.

Результаты исследований возможности различных вариантов обогащения (обесшламливание, флотация, обжиг) фосфоритовых руд с содержанием P_2O_5 12,6-20,8% приведены в табл. 3.

Обесшламливание руд сухим методом (грохочение, воздушная сепарация) не дает желаемого разделения пустой породы от фосфорита. При проведении лабораторных экспериментов по обесшламливанию брались 4 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 P_2O_5 12,6 - 14,7% методом промывки дроблёной руды с после-

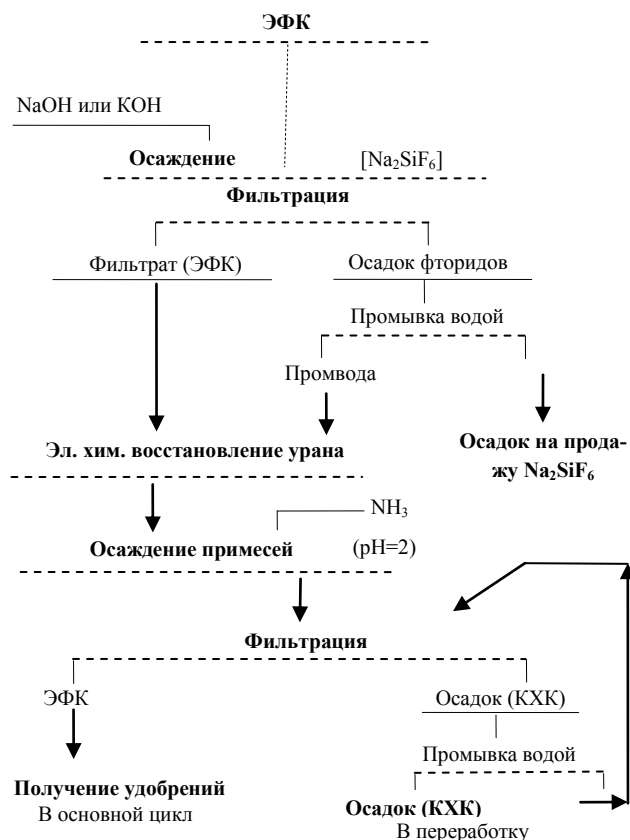


Рис. 1. Принципиальная схема утилизации балластных примесей из ЭФК

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	1,04	0,06	1,03	5,60	2,10	6,56	0,58	0,78
3	14,7	46,0	0,6	16,3	1,94	-	0,99	1,35	2,3	0,57	0,97	1,70
4	20,8	50,53	0,74	12,6	1,92	-	1,56	6,44	3,66	10,46	-	0,99

дующей классификацией (Ж:Т-2,5:1 и $\tau = 30$ мин) 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 осуществлялся в лабораторной муфельной печи при постоянном перемешивании при температуре 930°C в течение 40 мин. Данная операция необходима для разложения карбонатов. В результате обжига отмытого продукта обесшламливания с содержанием 12,6 и 14,7 получен обожженный концентрат с содержанием P₂O₅ 23,4 и 25,1%, с содержанием CO₂ 1,0 и 0,9%, содержанием хлора не более 0,01%. Полученные обожжённые фосконцентраты не соответствуют техническим условиям TSh 81 – 22:2011. «Фосконцентрат Ташкура (мытый обожжённый)», согласно которым содержание P₂O₅ должно находиться в пределах 28±1%. Что касается хлора и CO₂, то по этим компонентам обожженный фосконцентрат удовлетворяет требованиям TSh 81 – 22:2011.

При карбонатной флотации в открытом цикле использовались пробы отмытых фосконцентратов. Перед флотацией пробы измельчались до 65% класса – 0,074 mm. Как известно, для флотации окисленных минералов используются в основном соли жирных кислот (олеиновая кислота). В экспериментах в качестве заменителя олеиновой кислоты был использован соапсток (отход Каттакурганского масложирового комбината) и заменителя синтетических высших спиртов - фомол. Соапсток - натриевые соли жирных кислот (среднее число атомов в радикалах жирных кислот колебалось C₁₀ – C₁₈), являющиеся производственным отходом масложировой про-

мышленности и производственный его расход составляет 400 g/t. В экспериментах pH среды регулировалась азотной кислотой с pH 4,5 – 5,0. Состав соапстока приведен в табл. 4. Лабораторные опыты по карбонатной флотации проводились в открытом цикле на лабораторной флотомашине с емкостью камеры 0,5 л. Продолжительность флотации 10 минут. При карбонатной флотации получается

концентрат с содержанием P₂O₅ 22,2% (выход концентрата 70%, извлечение 76%), при исходном содержании P₂O₅ в отмытом концентрате 20,4%, и концентрат с содержанием P₂O₅ 24,6%, при исходном содержании P₂O₅ 22,4% (выход 68%, извлечение 74%), то есть полученный концентрат не соответствует требованиям стандарта TSh 81 – 22:2011 (P₂O₅ - 28±1%).

Фосфоритовая флотация в открытом цикле проводилась в течение 10 мин с использованием отмытых концентратов. В качестве реагента-собирателя для фосфатных минералов использовался олеат натрия (300 g/t). Регулирование pH среды 8,0-8,5 достигали путем добавления в раствор CaO.

Во флотоконцентрате, полученном из отмытого продукта с содержанием P₂O₅ в исходном продукте 20,4%, содержание P₂O₅ составило 25,3% (выход флотоконцентрата – 60,0%, извлечение P₂O₅ в концентрат 66,0%,) и с содержанием CO₂ 17,0%. При

Таблица 2

Минералогический состав фосфоритовой руды, в %

Минералы	Содержание минералов, %			Размер (mm) и форма выделений
	Проба 2	Проба 3	Проба 4	
Франколит	37,0	55,0	63,3	0,01-2,0
Кальцит	39,6	23,0	16,0	0,001-0,3
Гидрослюда	14,0	10,0	10,0	Тонкочешуйчатые агрегаты
Гипс	2,5	3,0	3,5	0,1-0,2
Гетит	2,2	2,5	2,9	0,5 -1,0
Кварц	1,0	3,0	0,5	0,05-0,5
Гидрослюда железа	1,5	1,0	1,0	Матехи, охри
Угlistые вещества	0,3	0,4	0,6	0,5-1,0
Целестин	0,1	0,1	0,1	0,1-0,5
Полевые шпаты	1,8	2,0	2,1	0,03-0,05

Таблица 3

Результаты исследований по обогащению фосфоритов

№ п.п	Наименование продукта	Образец №1			Образец №2			Образец №3			Образец №4		
		P ₂ O ₅ , %	CO ₂ , %	Хлор, %	P ₂ O ₅ , %	CO ₂ , %	Хлор, %	P ₂ O ₅ , %	CO ₂ , %	Хлор, %	P ₂ O ₅ , %	CO ₂ , %	Хлор, %
1	Исходная руда	12,6	17,1	0,10	13,5	20,9	0,05	14,7	16,3	0,07	20,8	12,6	0,1
2	Концентрат мытый, сушёный	20,4	16,3	0,02	21,0	18,0	0,02	22,3	12,1	0,02	24,2	13,0	0,02
3	TSh 81.–23:2011 «Концентрат Ташкура (мытый сушёный)».	18-19 (А) 23-24 (Б)	14,0	Не норм.	23-24	14,0	Не норм.	23-24	14	Не норм.	23-24	14	Не норм.
4	Фосконцентрат мытый, обожжённый	23,4	1,0	0,01	23,8	1,2	0,03	25,1	0,9	0,02	28,8	0,8	0,02
5	TSh 81.–22:2011 «Фосконцентрат мытый, обожжённый»	28+1	3,0	0,04	28+1	3,0	0,04	28+1	3,0	0,04	28+1	3,0	0,04
6	Флотоконцентрат, сушёный (после карбонатной флотации)	22,2	11,0	0,02				24,6	8,4	0,02			
7	Флотоконцентрат, сушёный (фосфоритная флотация)	25,3	17,0	0,02				27,2	14,3	0,01			
8	Кек обжига флотоконцентрата после фосфоритной флотации	27,9	1,2	0,02				28,5	1,0	0,01			
9	Флотоконцентрат, сушёный (карбонатно-фосфоритная флотация в замкнутом цикле)	26,0	10,1	0,02				26,8	9,6	0,02			
10	Кек обжига флотоконцентрата (карбонатно-фосфоритная флотация в замкнутом цикле)	28,5	0,9	0,01				29,5	1,0	0,01			

фосфоритовой флотации исходного отмытого продукта с содержанием P₂O₅ 22,4% получен флотоконцентрат с содержанием P₂O₅ 27,2% (выход флотоконцентрата – 60,0% извлечение P₂O₅ в концентрат 67,0%,) и с содержанием CO₂ находится на уровне 14%. Обжиг флотоконцентратов с содержанием P₂O₅ 25,3% и 27,2% позволил получить обожжённый концентрат с содержанием P₂O₅ 27,9% и 28,5% и содержанием CO₂ 1,2 и 1,0% соответственно, что удовлетворяет техническим условиям TSh 81.– 22:2011.

Карбонатная и фосфоритовая флотация в замкнутом цикле проводилась во флотомашине объемом камеры 1 л, а перемешивающие флотации - с объемом камеры 0,5 л. В качестве флотореагента применяли: для карбонатной флотации - соапсток, для фосфоритовой флотации в качестве собирателя фосфатных

минералов – «Фомол» выпускаемый ООО Научно-производственный центр «Велес» (г. Салаир, Россия), что заменило дорогостоящие флотореагенты на основе синтетических высших спиртов и представляет собой оптимально подобранное соотношение алкилсульфата натрия и омыленных жирных кислот ТМ (олеата натрия, линолеата натрия) пенообразователя и других добавок.

Режим флотации включает измельчение руды до 65% класса -0,074 мм. Оптимальная продолжительность карбонатной и фосфоритовой флотации составила 10 мин. Опыты проводили по замкнутой схеме при расходе соапстока 0,4 кг/т (pH=4,5-5,0 создаваемой азотной кислотой) для карбонатной флотации при расходе фомола – 0,3 кг/т для фосфоритовой флотации с перемешиванием основного концентрата.

Таблица 4

Состав soapстока

№ п.п	Наименование параметров	Показатели
1.	Жирность (общий жир)	40-61%
2.	в т.ч. нейтральный жир	23-28%
3.	Нежировые вещества (госсипол)	3,0-12,5%
4.	Неомыляемые вещества	2,0-2,7%
5.	Фосфорсодержащие вещества	0,8-1,0%
6.	Внешний вид и цвет	Коричневый мазеобразный
7.	Кислотное число	71-100 kg/KOH
8.	Растворимость в ацетоне	80 %

Предлагаемая комбинированная технология обогащения - обесшламливание с последующим осуществлением карбонатно-фосфатной флотации дает возможность получить концентрат, содержащий масс., %: P_2O_5 – 25,0-26,0, CaO - 40- 41, CO_2 -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 флотоконцентрата позволяет получить кек с содержанием P_2O_5 28,5%, соответствующий стандарту TSh 81.–22:2011.

Полупромышленные лабораторные испытания, проведенные на ОАО «Ингичкинская опытно-методическая технологическая экспедиция», велись на руде текущей добычи из месторождения Джерой-Сардара, весом 1000 kg, содержащей 15,2% P_2O_5 (класса -0,074+0 mm составило 55-60%) и показали возможность получения кондиционного концентрата, содержащего 26,8% P_2O_5 . При этом сквозное извлечение P_2O_5 составляет 66,2%, с выходом концентрата 39,0%.

Получение удобрений высокой чистоты. В опытном цехе Института удобрений АН РУз при Самаркандском химическом заводе проведены исследования по получению ЭФК в дегидратном режиме, включающие разложение фосфатного сырья серной кислотой с получением оборотного раствора расчётной концентрации (разложение фосфорита серной кислотой в присутствии оборотного раствора), фильтрацию фосфорнокислотной пульпы, промывку фосфогипса.

Фильтрацию фосфорнокислотной пульпы проводили на наливном вакуумном фильтре площадью фильтрации 0,28 m^2 через пропиленовую ткань при вакууме (53-56) 10^{-3} Pa. Из наработанной опытной партии (160 l) ЭФК (этилгексилфосфорная кислота) получены по традиционному способу аммофос и диаммофос. Концен-

трация фтора в ЭФК составляет 0,6-1,5%, в аммофосе 2-3%, диаммофосе 2,3-3,1% (табл. 4).

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 щелочных металлов. Расчёт технико-экономических показателей использования осадителей фтора из ЭФК показывает, что из изученных осадителей (NaOH, KOH, K_2CO_3 , K_2SO_4 , NaOH + K_2SO_4 , Na_2CO_3 +NaOH) наиболее подходящим является NaOH из-за низкого расхода реагента (25 g /на 1 l ЭФК), наименьшего количества образующегося осадка (3 г/100 ml), наибольшей скоростью фильтрации (1,3 l/h в условиях лабораторной установки). Принципиальная схема очистки ЭФК от балластных примесей приведена на рис. 1.

Способ очистки ЭФК от фтора основан на ступенчатом осаждении фтора в виде Na_2SiF_6 , введением в ЭФК NaOH в количестве 25 kg на m^3 ЭФК. Фторидный товарный концентрат с содержанием фтора не менее 30% сушится и затаривается. Для очистки урана его переводят в 4-х валентное состояние 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

Таблица 5

Распределение основных химических элементов в некоторых продуктах, образующихся при получении удобрений

№ п.п	Наименование продукта	P_2O_5 , %	N, %	F, %	U, g/t	Сумма РЗЭ, g/t
1.	Исходная руда	24-28	-	1,8-3,2	30-80	300-600
2.	ЭФК исходная	19,42		1,08	60,5	50
3.	ЭФК очищенная	19,35		0,12	3,1	25
4.	Аммофос исх.	50,67	10,67	1,85	121	90
5.	Аммофос очищ.	53,27	11,39	0,21	7,2	50
6.	Диаммофос очищ	53,21	20,14	0,20	7,8	45
7.	K_2SiF_6 (осадок 1)	9,6	0,15	30,1	7,5	9
8.	КХК (осадок 2)	49,78	4,0	2,99	665	360

Таблица 6

Технические показатели полученного аммофоса и диаммофоса

Наименование показателей	Аммофос $\text{NH}_4\text{H}_2\text{PO}_4+(\text{NH}_4)_2\text{HPO}_4$						Диаммофос $(\text{NH}_4)_2\text{HPO}_4+\text{NH}_4\text{H}_2\text{PO}_4$	
	ГОСТ:18918				Базо- вый способ без очистки ЭФК	Предла- гаемый способ	ТУ: 608- 191-71	Предла- гаемый способ
	Марка А		Марка Б					
	Выш. сорт	1-й сорт	Выш. сорт	1-й сорт				
Массовая доля общего оксида фос- фора, не менее	-	-	-	-	50,0 ⁺ 0,4	53,0 ⁺ 0,4	-	53,2 ⁺ 0,4
Массовая доля усвояемых фосфа- тов, не менее, %	52±1	50±1	44±1	42±1	49±0,4	51,6±0,4	48±0,5	51,7 ⁺ 0,4
Массовая доля общего азота, не менее %	12 ⁺ 1	12 ⁺ 1	11±1	10 ⁺ 1	10,5 ⁺ 0,2	11,2 ⁺ 0,2	18±1	20,1 ⁺ 0,2
Массовая доля воды, не более, %	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	0,9	1,0	0,8
Рассыпчатость, %	100	100	100	100	100	100	100	100
Ненормируемые показатели: Массов.доля F,не более,% Массовая доля суммы РЗЭ,% Массовая доля урана, не более,%	-	-	-	-	3,0 0,002 0,012	0,3 0,0013 0,0007	-	0,2 0,0013 0,0005

углеродный волокнистый материал марки 250. Сечение рабочей зоны-45 мм². Высота набивки в сжатом состоянии-20 мм. С использованием данного электролизера отработано 50 л. ЭФК. Наиболее оптимальным параметром при восстановлении урана (IV) является I=1А, V=5W при скорости ЭФК 2 л/ч. Процесс электрохимического восстановления контролировали спектрофотометром «Хитачи» и СФ-46 по высоте пика поглощения 620 нм. Причём 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). Предварительные эксперименты показали, что количественное восстановление урана достигается спустя примерно 1,5-2 часа после пропускания ЭФК через электролизер.

Параллельные измерения окислительно-восстановительного потенциала (ОВП) и спектра поглощения показали, что количественное восстановление урана достигается при условии, при котором потенциал прошедшего через электролизер раствора не превышает +0,150 В. относительно насыщенного хлор - серебряного электрода (НХСЭ). ОВП исходной ЭФК составляет +0,208 В. Поэтому в реальных производственных условиях удобно контролировать полноту восстановления урана путём измерения ОВП раствора, прошедшего через электролизер. ЭФК после электрохимического восстановления нейтрализовали газообразным аммиаком до pH 2,5 и 2,2.

Уран можно осаждать при pH раствора 2,5-2,6

без электрохимического восстановления, но при этом потери фосфора с осадком составляет более 30%. При pH осаждения 2,5 фосфор содержащегося в ЭФК переходит в КХК в количестве 30 отн. %, а при pH 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 полученном при pH осаждении КХК 2,5 и 2,2 соответственно. Выход влажных осадков 338 и 135 г/л ЭФК при pH осаждения соответственно 2,2 и 2,5. В табл. 4 приведено распределение некоторых элементов в технологических продуктах.

Физико-химические показатели полученного аммофоса и диаммофоса по традиционному и предложенному способу и значение ГОСТа и ТУ приведены в табл. 5 и 6. В аммофосе, полученным традиционным способом, содержание некоторых элементов (соединений) составляет (%): Ti₂O-0,1; MnO-0,082; V₂O₅-0,05; Cr₂O₃-0,074; ZnO-0,014; Mo-0,021; Cu-0,02; TR₂O₃-0,068.

Общее содержание P₂O₅ в аммофосе, полученном традиционным способом, составляет 50,3 + 0,4%, а в аммофосе, полученном по предложенному способу 53+0,4%. Содержание P₂O₅ в традиционном аммофосе (в усвояемой форме) составляет 49,0 + 0,5%, а в аммофосе, полученном по предложенному способу, 51,6 + 0,4%. Таким образом, аммофос, получаемый по предлагаемому способу, соответствует качеству аммофоса, получаемого из апатитов (марки А), то есть его качество становится сопоставимым с лучшими видами аммофоса.

Сумма P_2O_5 и азота в неочищенном аммофосе, полученным базовым способом, составляет 61,4%, в очищенном аммофосе 64,7% и очищенном диаммофосе 73,3% (табл. 5), что аммофос и диаммофос, полученные по предложенному способу из фосфоритов Кызылкума, соответствуют фосфорным удобрениям мирового класса (критерий по сумме азота и P_2O_5 - 64%). Степень извлечения фтора, кремния, урана составляет не менее 90%, а сумму РЗЭ - 35-40%.

Степень очистки от фтора и урана по сравнению с существующей технологией не менее 90%, от скандия - 40%, от редкоземельных элементов - 40%. ГОСТ на диаммофос отсутствует как на диаммофос, полученный из фосфоритов Узбекистана, так и на фосфориты других месторождений. Поэтому при аттестации мы исходили из ТУ-608-191-71 на диаммофос, полученный из технической фосфорной кислоты (табл. 3), то есть из сырья существенно более выгодного по составу, чем фосфориты Узбекистана. Как видно, и в этом случае, получаемый диаммофос по своим основным характеристикам не уступает лучшим видам диаммофоса, а содержание вредных или балластных элементов такое же, как и в очищенном аммофосе.

Для проведения сравнительной оценки агрохимических возможностей неочищенного и очищенного аммофоса, а также диаммофоса, проведены вегетационные опыты на хлопчатнике в ИПиА АН РУз. Опыт проводили в 28 сосудах Митчерлиха, повторность четырёхкратная, почва - типичный серозём, сорт хлопчатника С-6524, из азотных удобрений применялись мочевина, калийный - хлористый калий. Фенологические наблюдения за ростом и развитием растений, а также и их отбор для анализа проводили по фазам вегетации хлопчатника. Результаты исследований показали, что исходное содержание водорастворимого фтора в почве опыта составило 3,2 mg/kg.

При внесении неочищенного аммофоса содержание водорастворимого фтора увеличилось на 34%. Урожайность хлопчатника в контрольном варианте (без добавления удобрения) была самой низкой 29,0-29,4 г/сосуд, наибольший эффект дали очищенный аммофос и диаммофос, где урожайность составила 58,3 г/сосуд (в среднем), что больше, чем в варианте

с неочищенным аммофосом. Таким образом, очищенные аммофос и диаммофос из фосфоритов Ташкуры дали хороший эффект на типичном серозёме. Кроме того, необходимо отметить, что этот эффект получен при внесении на 10% меньшего количества удобрений.

Для проведения агрохимической сравнительной оценки полученных удобрений был проведён микрополевым опытом с капустой. Повторность опыта 3-х кратная, почва - типичный серозём, культура - капуста «Белокачанная». Из азотных удобрений применялась мочевина, калийный-хлористый калий. Исходное содержание воднорастворимого фтора в почве опыта составляло 3,3 mg/kg. При внесении неочищенного аммофоса содержание воднорастворимого фтора увеличилось на 36%, т.е. составило 4,5 mg/kg. При внесении очищенного аммофоса содержание воднорастворимого фтора несколько снизилось.

Таким образом, показана возможность обогащения бедных фосфоритов с использованием процессов обесшламовывания, флотации, обжига отмытых концентратов и флотоконцентратов с получением концентрата соответствующего стандарту ТШ 81.-22:2011 (Фосконцентрат мытый, обожженный), попутное выделение балластных примесей (кремний, фтор, уран, редкоземельные элементы) из сернокислых растворов (этилгексильфосфорная кислота-ЭФК) и получение аммофоса соответствующего ГОСТ:18918 (1-й сорт), диаммофоса соответствующего ТУ 608-191-71.

Сквозные потери фосфора при применении способа извлечения ценных компонентов составляют не более 1,5%, и экономически полностью покрываются за счет получения аммофоса и диаммофоса более высокого качества. Внесение аммофоса и диаммофоса, полученных по предложенному способу из бедных фосфоритов, дает возможность увеличить урожайность хлопчатника на 10-15% по сравнению с применением (в равном количестве) фосфорных удобрений, полученных базовым способом, за счет увеличения усвояемой формы P_2O_5 на 7-8 относительных процентов. Кроме того, внесение в почву обесфторенного аммофоса и диаммофоса сохраняют нормальное агрохимическое состояние почвы по воднорастворимому фтору.

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. 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.
4. Абдурахмонов С.А., Абдурахмонов Э., Донияров Н.А. Обесшламливание низкосортных фосфоритовых руд Джерой-Сардара // Горный вестник Узбекистана. - Навоий, 2009. - №1. - С. 76-77.
5. Донияров Н.А. Обогащение низкосортных фосфоритовых руд Джерой-Сардара с применением отходов производства // Горный вестник Узбекистана. - Навоий, 2009. - №1. - С. 82-83.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ КОМБИНИРОВАННОЙ СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЕРОДИСТО-СУЛЬФИДНЫХ РУД

Базаров У.М., начальник ЦНИЛ НГМК; Мустакимов О.М., зам. главного инженера НГМК; Саттаров Г.С., профессор кафедры «Металлургия» НГИ, докт. техн. наук; Шмакина М.Г., начальник лаборатории технологии золота ЦНИЛ НГМК

В работе рассматривается возможность комбинированной (гравитационно-флотационной) схемы обогащения первичных углеродисто-сульфидных руд месторождения Марджанбулак (карьер Танга-Западный) (рис. 1, табл. 1-3).

Цель комбинированного способа обогащения заключалась в выводе крупных сульфидов на операции гравитации и получение минимального содержания углистой фракции в гравеоконцентрате. Оставшиеся мелкодисперсные сульфиды намечали удалить флотационным обогащением с одновременным получением отвальных хвостов флотации. Технологическая схема комбинированного обогащения углеродисто-сульфидных руд приведена на рис. 1.

Исходная золотосодержащая руда крупностью до 150 мм поступает на операцию мокрого измельчения. Измельченная руда поступает на отсадку. Концентрат отсадочной машины для доводки подается на концентратный стол. Гравеоконцентрат, полученный на столе, загружается в мешки для дальнейшей переработки. Хвосты отсадки и концентратного стола направляются на операцию классификации. Пески классификации возвращаются на стадию измельчения, слив направляется на основную флотацию.

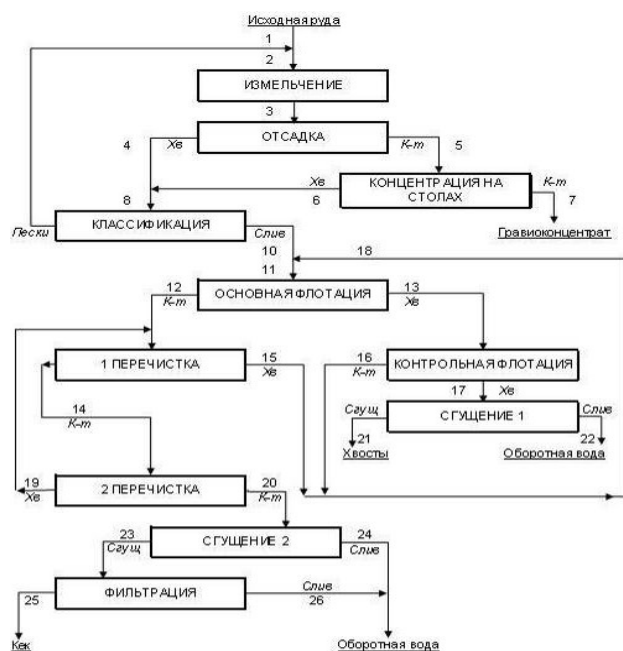


Рис. 1. Технологическая гравитационно-флотационная схема переработки золотосодержащей руды месторождения Марджанбулак

В качестве активатора на зеркало классификатора подается медный купорос. На основную и контрольную флотацию в качестве собирателя подается бутиловый ксантогенат калия и вспениватель Т-92.

Концентрат основной флотации направляется на 1-ю перечистную флотацию. Концентрат 1-й перечистки направляется на 2-ю перечистную флотацию. Кон-

Таблица 1

Показатели флотации

№ п/п	Наименование показателей	Ед. изм.	Количество
1	Основная флотация и перечистка		
1.1	Переработано пульпы	м³	280,0
1.2	Ж:Т исходной пульпы		5,20
1.3	Содержание класса – 0,074 мм в исходной пульпе	%	93,0
1.4	Содержание золота в исходной пульпе	у.е.	1,70
1.5	Содержание серы в исходной пульпе	%	1,57
1.6	Ж:Т в камере 1 перечистки		4,10
1.6	Ж:Т в камере 2 перечистки		4,00
2	Контрольная флотация		
2.1	Ж:Т исходной пульпы		4,50
3.	Сгущение флотоконцентрата		
3.1	Ж:Т пульпы, поступающей в сгуститель		11,92
3.2	Ж:Т сгущенного продукта		0,75
3.3	Высота осветленного слоя	см	30,00
3.4	Высота постели	см	10,00
4.	Фильтрация флотоконцентрата		
4.1	Вес флотоконцентрата (сухой)	t	4,705
4.2	Содержание золота во флотоконцентрате	у.е.	5,80
4.3	Содержание серы во флотоконцентрате	%	5,30
5.	Сгущение хвостов флотации		
5.1	Ж:Т поступающей пульпы		5,77
5.2	Ж:Т сгущенного продукта		1,98
5.3	Содержание серы в хвостах флотации	%	0,65

центрат 2-й перечистой флотации направляется на сгущение 1. В качестве флокулянта используется полиакриламид. Слив сгустителя поступает в оборот.

Сгущенный продукт направляется на фильтрацию. Фильтрат возвращается на сгущение 1, флотоконцентрат с содержанием влаги до 30% затаривается в мешки и складывается. Хвосты 2-й перечистой флотации направляются на первую перечистую флотацию, а хвосты 1-й перечистой флотации – на основную флотацию. Хвосты основной флотации направляются на контрольную флотацию. Концентрат контрольной флотации поступает на основную флотацию, хвосты направляются на хвостохранилище.

Комбинированный процесс обогащения осуществляли при следующих параметрах измельчения: производительность мельницы – 0,96 т/ч, время работы 52 ч, Ж:Т разгрузки мельницы - 0,44; содержание класса – 0,074 mm в разгрузке мельницы - 72,0%, Ж:Т слива классификатора - 5,20; содержание класса – 0,074 mm в сливе классификатора - 0 93,0 %; рН слива классификатора - 7,80.

Удельный расход на переработку одной т руды медного купороса (100%) составляет 0,45 kg, бутилового ксантогената калия (100%) - 0,25 kg, вспенивателя Т-92 (100%)- 0,10 kg.

Показатели флотационного процесса приведены в табл. 1. Оптимизация процесса позволила получить флотоконцентрат с максимальным содержанием углерода - 4,0%.

Характеристика продуктов, полученных в процессе опытно-промышленных испытаний по гравитационно-флотационной схеме, представлена в табл. 2.

В опытно-промышленных условиях в цехе № 1 переработано 50,0 т руды с содержанием золота 2,5 у.е. и с содержанием серы сульфидной 2,5%. Получен гравииоконцентрат весом 1,978 у.е. с содержанием золота 34,8 у.е., серы сульфидной 31,5%, углерода органического 0,3%. Выход гравииоконцентрата составил 4,1%. Извлечение золота, серы сульфидной, углерода органического в гравииоконцентрат составило соответственно 56,0; 52,1; 1,0 относительных процентов от исходной руды.

Получен флотоконцентрат весом 4,705 у.е. с содержанием золота 5,8 у.е. и с содержанием серы 7,2%. Выход флотоконцентрата 9,4%. Извлечение во флотоконцентрат золота, серы сульфидной, углерода органического составило соответственно 21,17; - 29,5; 31,2 отн. %.

Количество твердого, сброшенного с хвостами флотации составило 43,316 у.е. с содержанием золота 0,65 у.е. и с содержанием серы 0,52%.

Общее извлечение золота в продуктах обогащения

Таблица 2
Характеристика продуктов полученных в процессе опытно-промышленных испытаний по гравитационно-флотационной схеме

№ п/п	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
			Au, у.е.	Ss	C _{орг}	Au,	Ss	C _{орг}
1	Гравииоконцентрат	4,1	34,8	31,5	0,30	56,0	52,1	1,0
2	Флотоконцентрат	9,4	5,8	7,7	4,0	21,7	29,5	31,2
	Объединенный концентрат	13,5	14,6	14,9	2,88	77,7	81,6	32,2
3	Хвосты флотации	86,6	0,65	0,52	0,94	22,3	18,4	67,8
	Исходная руда	100,0	2,5	2,45	1,20	100,0	100,0	100,0

(гравииоконцентрат и флотоконцентрат) по данной схеме составило 77,7 отн. %, при общем выходе 13,5 отн. %. с содержанием золота 14,7 у.е. и содержанием золота в хвосте 0,65 у.е.

Результаты рационального анализа продуктов, полученных в процессе опытно-промышленных испытаний по данной схеме, приведены в табл. 3. Рациональный анализ показывает, что свободное золото в виде сростков в исходной руде составляет 5,2 отн. %, в хвостах гравитации 3,5 отн. %, хвостах флотации 13,8 отн. %, в флотоконцентрате отсутствует.

Золото, покрытое пленками, ассоциированное с антимонитом и аморфным кремнеземом, цианируемое после обработки NaOH, составляет в исходной руде 5,2 отн. %, в хвостах гравитации 5,9 отн. %, флотоконцентрате 7,0 отн. %, в хвостах флотации отсутствует.

Золото, связанное с оксидами, гидроксидами железа, карбонатами, хлоритами, цианируемое после обработки HCl, составляет в исходной руде 15,9 отн. %, в хвостах гравитации 18,8 отн. %, флотоконцентрате 13,7 отн. %, в хвостах флотации отсутствует.

Золото, ассоциированное с сульфидами, извлекаемое цианированием после обработки HNO₃, составляет: в исходной руде 19,8 отн. %, в хвостах гравитации 8,2 отн. %, флотоконцентрате 25,7отн. %, хвостах флотации не обнаружено.

Золото, ассоциированное с углеродистым веществом и тонковкрапленными в него сульфидами, извлекаемое цианированием после окислительного обжига (при t = 650⁰C), составляет: в руде 21,1 отн. %, в хвостах гравитации 37,3 отн. %, флотоконцентрате 30,8 отн. %, в хвостах флотации 3,1отн. %.

Тонковкрапленное золото, входящее в структуру породообразующих минералов, составляет: в исходной руде 32,1 отн. %, в хвостах гравитации 25,9 отн. %, флотоконцентрате 22,8 отн. %, хвостах флотации 83,1 отн. %.

Характеризуя гравитационно-флотационные

Таблица 3

Результаты рационального анализа исходной руды и технологических продуктов полученные по гравитационно-сорбционной схеме

Формы нахождения золота и характер его связи с рудными компонентами	Распределение золота							
	Исх руда		Хвосты гравит.		Флотоконцентрат (после фильтрации)		Хвосты флотации	
	у.е.	%	у.е.	%	у.е.	%	у.е.	%
1. Свободное золото и в виде сростков (цианируемое)	0,13	5,2	0,06	3,5	н.о	-	0,09	13,8
2. Золото, покрытое пленками, ассоциированное с антимонитом и аморфным кремнеземом	0,13	5,2	0,10	5,9	0,41	7,0	н.о	-
3. Золото, связанное с оксидами, гидрооксидами железа, карбонатами, хлоритами	0,4	15,9	0,32	18,8	0,80	13,7	н.о	-
4. Золото ассоциированное с сульфидами	0,50	19,8	0,14	8,2	1,5	25,7	н.о	-
5. Золото, ассоциированное с углеродистым веществом и тонко-вкрапленными в него сульфидами	0,55	21,8	0,64	37,7	1,8	30,8	0,02	3,1
6. Тонковкрапленное золото в породообразующие минералы	0,81	32,1	0,44	25,9	1,33	22,8	0,54	83,1
Итого: по балансу	2,52	100,0	1,70	100,0	5,84	100,0	0,65	100,0

процессы, можно сказать, что в процессе гравитации в концентрат переходит в основном свободное золото в виде сростков (цианируемое) и золото, ассоциированное с сульфидами. В процессе флотации во флотоконцентрат переходит: золото, ассоциированное с сульфидами (25,7 отн. %); золото, ассоциированное с углеродистым веществом и тонковкрапленными в него сульфидами (30,8 отн. %); тонковкрапленное золото, находящееся в породообразующих минералах

(22,8 отн. %); золото, связанное с оксидами, гидрооксидами железа, карбонатами, хлоритами (13,7 отн. %).

Таким образом, можно констатировать, что предложенная комбинированная схема обогащения углеродисто-сульфидных руд с последовательной гравитацией и флотацией позволяет извлечь золото в продуктах обогащения (гравито-концентрат и флотоконцентрат) не менее 77,7 отн. %, при общем выходе 13,5 отн. %, с содержанием золота 14,7 у.е. и содержанием золота в хвосте 0,65 у.е. Однако дальнейшая отдельная переработка флотоконцентрата с содержанием золота 5,8 у.е., серы сульфидной 7,72%, углерода органического 4,0% (при выходе флотоконцентрата 9,4%) будет вызывать определенные затруднения при сорбционном цианировании, без предварительного окисления сульфидов, при наличии высокого содержания углеродистого вещества.

Осуществление процесса обжига флотоконцентрата или объединенного концентрата также требует дополнительных капитальных вложений, связанных со строительством капитального сооружения в Марджанбулакском ЗИУ Южного рудоуправления НГМК и включающего в него цехов: гравитации, флотации, обжига концентратов с пылегазоулавливающими сооружениями. Поэтому продолжается поиск приемлемой технологии переработки углеродисто-сульфидных золотосодержащих руд.

УДК 622.765.022.1

© Базаров У.М., Саттаров Г.С., Шмакина М.Г. 2012 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЕРОДИСТО-СУЛЬФИДНЫХ РУД

Базаров У.М., начальник ЦНИЛ НГМК; Саттаров Г.С., профессор кафедры «Металлургия» НГПИ, докт. техн. наук; Шмакина М.Г., начальник лаборатории технологии золота ЦНИЛ НГМК

В работе рассмотрены возможности флотационного обогащения первичных углеродисто-сульфидных

руд месторождения Марджанбулак, (карьер Танга-Западный) с последующим обжигом флотоконцен-

траты и извлечением золота сорбционным цианированием огарка (табл. 1-5).

Первичные кварцевые сульфидные руды представлены слабо окварцованными рыхлыми углисто-глинистыми сланцами. Визуально, по общей массе руды, наблюдаются отдельные кварцевые куски с вкраплениями пирита. Цвет руды от серого до темно-серого и черного. На поверхности сколов углисто-глинистых сланцев хорошо видны многочисленные мелко-вкрапленные кристаллы сульфидов (пирита).

Минералогический анализ руды по результатам исследований имеет следующее содержание (%): кварц ~ 41,2; каолин ~ 44,9; углистое вещество ~ 1,0; барит ~ 1,1; кальцит ~ 1,8; гематит ~ 1,7; гётит ~ 2,2; пирит ~ 6,0; арсенопирит ~ меньше 0,1%. Пирит представлен в виде кристаллов изометрической формы в виде пентагондодекаэдра, значительно реже, в виде октаэдра, куба, встречаются друзы кристаллов пирита. Пирит находится в виде мелких скоплений (от 1,0 мм до 0,01 мм) в углисто - глинистых сланцах. Тесные сростания минералов могут вызвать затруднения при селективном их разделении. В исследуемой пробе видимого самородного золота не обнаружено. Химический состав руды приведен в табл. 1.

Гранулометрическая характеристика исходной руды приведена в табл. 2. Золото достаточно не равномерно распределено по классам крупности в исходной руде.

Руды обогащены по золоту в классах крупности от +0,4 мм до +0,074 мм (колебания по содержанию золота составили от 4,0 у.е. до 7,2 у.е.). В классах крупности от +40,0 мм до + 1,0 мм наблюдается более равномерное содержание золота (от 2,2 у.е. до 2,7 у.е.). Удельный вес руды составил 2,6 г/см³. Золото и сульфиды, в том числе и в руде, концентрируются в песковой фракции, углистые вещества концентрируются в глинистой части руды.

Руда технологически упорна, характер упорности обусловлен физической депрессией золота. Рациональным анализом установлено (табл. 3), что доля цианируемого золота составляет 7,4%. Основная масса «упорного» золота, а именно 40,7%, ассоциирована с сульфидами и углеродистым веществом. Из них 18,5% вскрывается после обработки руды азотной кислотой, а 22,2% - после окислительного обжига. Достаточно значительное количество «упорного» золота 29,7% тонко вкра-

плено в кварце.

Флотационное обогащение проводилось на лабораторной флотомашине емкостью 9 литров. Лабораторная схема флотации включает: основную флотацию (30 мин.), перемешивание концентрата (по 15 мин.) и контрольную флотацию (20 мин.).

Для исследования факторов, влияющих на про-

Таблица 1

Химический состав пробы

Элементы	P	C _{общ}	C _{орг}	S _{общ}	S _с	Fe _{общ}	As	Ti
Содержание %	0,01	1,2	1,0	3,36	3,21	2,5	0,09	0,02
Элементы	Sc	V	Cr	Mn	Co	Ni	Cu	Zn
Содержание у.е.	10	200	200	100	20	50	50	100
Элементы	Y	Ga	Mo	Ag	Au	Sr	Zr	Ba
Содержание, у.е.	30	10	20	2,0	2,7	200	100	100

Таблица 2

Гранулометрическая характеристика исходной руды

Классы крупности, мм	Выход классов крупности, %	Содержание Au в классах крупности, у.е.	Распределение Au по классам крупности, %
+40,0	11,4	2,40	10,1
-40,0+20,0	30,1	2,70	30,1
-20,0+10,0	20,1	2,57	19,1
-10,0+5,0	9,7	2,20	7,9
-5,0+2,5	5,5	2,50	5,1
-2,5+1,0	4,5	2,60	4,3
-1,0+0,4	3,8	4,00	5,6
-0,4+0,16	2,9	4,10	4,4
-0,16+0,1	1,0	7,00	2,6
-0,1+0,074	0,9	7,20	2,4
-0,074	10,1	2,25	8,4
Итого:	100,0	2,70	100,0

Таблица 3

Результаты рационального анализа исследуемой руды

№ п.п	Наименование проб	Содержание, у.е.	Относительное содержание, %
1	Исходная руда	2,7	100%,
2	Свободное (цианируемое) золото	0,2	7,4%
3	Золото, покрытое пленками, ассоциированного с антимонитом и аморфным кремнеземом	0,2	7,4%;
4	Золото, связанное с оксидами, гидрооксидами железа, карбонатами, хлоритами	0,40	14,8
5	Золото, ассоциированное с углеродистым веществом в том числе - с сульфидами - углеродистым веществом и тонковкрапленными в него сульфидами	1,1 0,50 0,60	40,7 18,5 22,2
6	Золото, тонковкрапленное в породу	0,80	29,7

Таблица 4

Показатели флотации в исследуемых режимах

Наименование показателей	Флотоконцентрат			Хвосты флотации		
	Режим № 1	Режим № 2	Режим № 3	Режим № 1	Режим № 2	Режим № 3
Выход фракции, %	7,5	10,3	8,9	89,9	92,5	91,1
Содержание:						
золото, у.е.	22,5	22,4	29,2	0,45	0,44	0,55
сера общая, %	26,95	26,51	34,58	0,68	0,70	0,83
сера сульфидная, %	26,2	25,9	32,9	0,50	0,60	0,80
железа общая, %	10,36	9,5	11,1	1,6	1,7	1,8
карбонат ангидрид, %	0,65	0,65	0,24	0,75	0,75	0,78
углерод орг-кий, %	3,2	6,0	4,0	0,75	0,4	0,7
Извлечение (отн. %):						
золото	81,1	85,4	83,2	14,6	18,9	16,8
сера сульфидная	83,2	83,2	76,9	16,8	126,8	23,1
железо общее	42,3	39,0	33,4	57,7	61,0	66,6
карбонат ангидрида	9,0	9,1	2,5	91,0	90,9	97,5
углерод органический	32,6	61,8	31,5	67,45	38,2	68,5

Таблица 5

**Результаты сорбционного цианирования
исходной руды и продуктов флотации**

Наименование продуктов	Показатели цианирования				Результаты цианирования					
	Время, час		Конечная концен- трация NaCN, mg/l	pH	Содержание Au, у.е.			Извлечение Au, %	Расход реаген- тов, у.е. (100%)	
	предв.	сорб. ци- анир			исх.	после предв. цианир	в хв. сорб- ции		NaCN	CaO
Ис- ходна я руда	6,0	12,0	80,0	10,5	2,7	2,7	2,6	3,7	1,0	1,6
	-	18,0	80,0	10,5	2,7	-	2,5	7,4	1,1	2,0
Хво- сты фло- таци и	6,0	12,0	80,0	10,7	0,44	0,42	0,42	4,5	0,9	1,5
	-	18,0	80,0	10,7	0,44	-	0,36	18,2	1,0	1,6
Фло- токон центр ат	6,0	12,0	80,0	10,5	22,4	22,2	22,0	1,8	1,1	1,9
	-	18,0	80,0	10,5	22,4	-	21,5	4,0	1,3	2,0

процесс флотации, рассматривали 3 режима флотореагентов: во всех режимах удельный расход $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$, бутилового ксантогената, пенообразователя (Т-92) составляет 0,45; 0,22; 0,12 kg/t соответственно. Во втором режиме используется солярка

с удельным расходом 1,6 kg/t, в третьем режиме обойный клей типа КМЦ с удельным расходом 0,10 kg/t. Результаты исследований показывают, что существенной роли в использовании солярки и клея при флотационном обогащении золота не оказывают.

Показатели флотации в исследуемых режимах приведены в табл. 4. Во втором режиме при использовании солярки выход углерода в органическую фазу увеличивается в два раза по сравнению с первым и третьим вариантами.

Руда обогащается флотацией. При оптимальном режиме флотационного обогащения извлечение золота составило с содержанием во флотоконцентрате: 22,5 у.е. золота, серы сульфидной 26,2%, углерода органического 3,2%. Выход флотоконцентрата составил 10,3%, извлечение золота в концентрат флотации 85,4%. Содержание золота в хвостах флотации 0,45 у.е., содержание серы сульфидной 0,5%, углерода органического 0,75%.

Осуществлялись работы по сорбционному цианированию исходной руды и хвостов флотации, а также флотоконцентрата при следующих параметрах: Т:Ж = 1:2, C_{NaCN} - 250 g/l, загрузка смолы - 3% от объема пульпы, время сорбционного цианирования 18 часов. Извлечение золота в процессе сорбционного цианирования золота из исходной руды, хвостов флотации и флотоконцентрата составляет 7,4; 18,2; 4,0% соответственно.

Результаты сорбционного цианирования показали упорность данной руды, обусловленную присутствием в данной руде значительного количества сульфидов и углеродистого вещества, из которых извлечь золото простым цианированием не представляется возможным.

Извлечение золота со смолой в «голову» процесса (тест на определение сорбционной активности руды) составило 7,4%.

Депрессия золота по отношению к цианистому процессу обусловлена, по-видимому, в первую оче-

редь, сульфидной минерализацией, однако значительное влияние на упорность золота оказывает органическое вещество, характер которого может вызвать блокирование золота и сульфидов в процессе определенных переделов. Этот вопрос требует дополнительных исследований.

Полученный флотоконцентрат подвергался обжигу в течение 4 h при температуре в камере печи 650 °С. Результаты химического анализа флотоконцентрата (режим 2) показывают, что содержание золота, серы сульфидной, углерода органического составляют 22,4 у.е., 25,9 и 6,0% соответственно. После обжига флотоконцентрата получен огарок с содержанием золота 25,3 у.е., серы сульфидной 1,05%, углерода

органического 0,36%

Полученный огарок подвергли сорбционному цианированию в течение 18,0 h при pH 10,5 (Т:Ж=1:1,2; C_{NaCN} - 1000 mg/l; загрузка смолы 3% от объема пульпы). Удельный расход NaCN и CaO составляет 2,6 и 2,3 kg/t соответственно. В результате сорбционного цианирования огарка извлечение составило 85,0% при содержании золота в хвостах 3,8 у.е.

Таким образом, извлечение золота во флотоконцентрат составляет 85,4%, по обжигово-сорбционной схеме концентрата флотации - 85,0%. Сквозное извлечение золота по флотационно-обжиговой-сорбционной схеме составляет - 75,3%.

УДК 542.61.011

© Аллабергенов Р.Д., Хожиева Д.И. 2012 г.

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПРОЦЕССА ОКИСЛИТЕЛЬНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

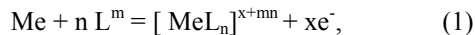
Аллабергенов Р.Д., начальник лаборатории минералогии ГП «Центральная лаборатория» Госкомгеологии РУз, канд. техн. наук; **Хожиева Д.И.**, стажер-исследователь Ташкентского химико-технологического института

Относительно бедные благородными металлами промпродукты, которые постоянно накапливаются в обогащательной и металлургической отраслях промышленности, на сегодняшний день перерабатываются в основном на крупнотоннажном пирометаллургическом производстве (отражательная плавка, конвертирование и т.п.) с большими потерями ценных компонентов. Этот и другие недостатки действующих производств выдвигают определенные предпосылки для разработки научных основ, создания и внедрения гидрометаллургической технологии извлечения благородных металлов, отвечающей современным требованиям охраны окружающей среды, полного и комплексного использования минерального сырья и вовлечения в производственную сферу бедных руд, техногенного сырья и отходов [1]. Главной причиной, сдерживающей применение чисто гидрометаллургических процессов переработки минерального сырья, является низкая удельная производительность процессов и оборудования в сравнении с пирометаллургическими процессами и агрегатами. Однако эта причина утрачивает свою значимость в отношении сырья благородных металлов, где на первый план выступает задача снижения потерь, а также повышение их прямого извлечения в товарные продукты, снижения незавершенного производства и сокращения технологического цикла [2, 3].

В гидрометаллургических процессах, где исполь-

зуются водные среды, содержащие комплексообразователи (ионы галогенов, органические радикалы, предельные и непредельные углеводороды и пр.), окисление и растворение благородных металлов сопровождаются образованием комплексных соединений, которых в настоящее время известно десятки тысяч. Наличие комплексообразующего иона в водной среде изменяет потенциал ионизации (окисления) металла в широких пределах, что создает благоприятные термодинамические предпосылки для эффективного выщелачивания металла. Известно, что окислительно-восстановительный потенциал (ОВП) комплексных соединений благородных металлов в стандартных условиях ниже ОВП чистого металла в водной среде, что позволяет рассчитывать на относительно «мягкие» условия осуществления процесса в присутствии лигандов. Прогнозировать эти условия – важная технологическая задача прикладного характера, решение которой обусловлено результатами изучения теоретических основ окислительно-выщелачивания благородных металлов в водных средах в присутствии лигандов. Устойчивость благородного металла к окислению в водной среде в присутствии лиганда может быть оценена по следующей методике:

1. Уравнение электродной реакции образования комплексного соединения выглядит следующим образом:



где L - комплексобразователь (лиганд);

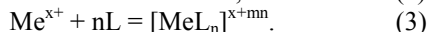
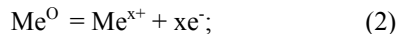
x - степень окисления (валентность) металла;

m - заряд лиганда;

n - координационное число лиганда;

e⁻ - электрон.

2. Реакция (1) может быть представлена суммой полуреакций:



3. Потенциал электродной реакции может быть рассчитан по уравнению:

$$Y_{\text{ОВ}} = Y_{\text{ОВ}}^0 + (RT/zF) \ln a_{\text{Me}^{x+}}, \quad (4)$$

где $Y_{\text{ОВ}}^0$ - стандартный потенциал;

$a_{\text{Me}^{x+}}$ - активность ионов благородного металла в заданных условиях.

4. Значения $a_{\text{Me}^{x+}}$ рассчитывают по формуле:

$$a_{\text{Me}^{x+}} = (K_n a_L^n) / a_k, \quad (5)$$

где a_L и a_k - активность лиганда и комплексных ионов благородного металла в заданных условиях;

K_n - константа нестойкости комплексного иона благородного металла.

5. Таким образом, значение потенциала для реакции (1) получают путем использования значений активности ионов из уравнения (5) в уравнении (4):

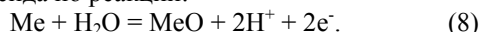
$$Y_{\text{ОВ}} = Y_{\text{ОВ}}^0 + (RT/zF) \ln [(K_n a_L^n) / a_k]. \quad (6)$$

6. В стандартных условиях, когда активности ионов лиганда и комплексных ионов благородного металла равны единице, уравнение (6) превращается в уравнение стандартного потенциала реакции (1):

$$Y_{\text{ОВ}}^0 = Y_{\text{ОВ}}^0 + (RT/zF) \ln K_n. \quad (7)$$

Значения окислительно-восстановительных потенциалов для стандартных условий, а также значения констант нестойкости комплексных ионов благородных металлов, встречающихся в гидрометаллургической практике, можно найти в справочной литературе.

В зависимости от рода лиганда стандартный потенциал окисления благородных металлов может изменяться в широких пределах, например, разность ОВП золота в водной среде (аквокомплексы золота) и в среде цианистых комплексов существенна (более 1 В), что указывает на большие возможности окисления и растворения металлов в присутствии лигандов. Однако при практическом осуществлении реакции окисления золота даже в присутствии весьма активных лигандов (хлор-иона и др.) следует учитывать различные «тормозящие» факторы этого процесса. В первую очередь - замедленность стадии ионизации благородных металлов объясняется их склонностью к пассивации [В.М. Евтифьев, 1985-1990 гг.] в результате анодного окисления металла с образованием фазового оксида по реакции:

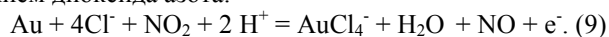


Фазовый оксид металла представляет собой инертную фазу, она покрывает и блокирует поверхность металла от контакта с окислителем и лигандом и процесс затухает. Процесс анодного растворения благородного металла может быть заторможен и до образования фазового оксида только за счет адсорб-

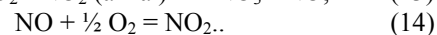
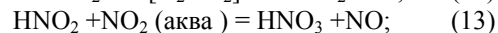
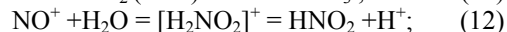
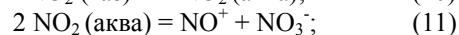
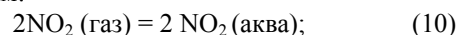
ции кислорода на поверхности металла.

В последние годы в гидрометаллургии благородных металлов сложилась тенденция к использованию в окислительных процессах таких лигандов, которые могут сами участвовать в анодном процессе, окисляя металл и образуя с ним промежуточные и устойчивые комплексы. Понятно, что развитие такой тенденции имеет практическую перспективу, т.к. позволяет снимать один из важных тормозящих факторов при реализации процесса окислительного выщелачивания - образование фазовых инертных оксидов. Особый практический интерес в этом плане представляют оксидные соединения азота в кислых растворах. В специальной литературе приводятся отрывочные сведения по окислению благородных металлов окислительными соединениями азота, а данные по химизму и механизму окисления и растворения металлов отсутствуют.

С точки зрения научной новизны интересно рассмотреть более подробно химизм окисления золота и регенерации соединений азота при выщелачивании золота в серноокисло-хлоридной среде с использованием диоксида азота:



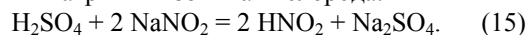
Диоксид азота, задаваемый в водный раствор серной кислоты, обратимо реагирует с водой и далее разлагается и трансформируется в активные радикалы по реакциям:



В результате образуется весьма реакционный анион нитрозоний как промежуточное соединение, который является основным окисляющим агентом в процессе выщелачивания. Нитриты, образующиеся по реакциям (11-13) в кислой среде неустойчивы и разлагаются на промежуточные соединения в момент окисления компонентов пульпы.

Из анализа вышеуказанных реакций очевидно, что только усвоенный водной средой диоксид азота способен вызывать образование активных радикалов, вступающих в реакции окисления, - растворения золота. При этом полнота усвоения диоксида, а следовательно, и скорость процесса зависят от присутствия в системе кислорода.

Оксиды азота можно получать непосредственно в реакторе за счет подачи в кислую среду нитритных соединений натрия и избытка кислорода:



Поскольку основные гидрометаллургические операции при переработке различного сырья, как правило, осуществляются в водных растворах серной кислоты, изучаемый процесс окислительного выщелачивания золота также рассмотрим в серноокислой среде, для чего предметом для оценки окислительных способностей выберем систему «вода-серная кислота-нитрит натрия-кислород» в отсутствии окисляемого

материала и для сравнения систему без нитрита натрия: «вода-серная кислота-кислород». Сравнение этих систем позволяет сделать следующие выводы:

- окислительно-восстановительный потенциал обеих систем линейно возрастает с увеличением кислотности среды от 10^{-3} до 1,0 N по серной кислоте и имеет близкие значения в равновесных условиях (+0,75 и +0,70 В);

- при увеличении кислотности до 5 N по серной кислоте ОВП системы с нитритом натрия увеличивается до 0,8 В, в то время, как в системе без нитрита ОВП не поднимается выше 0,74 В;

- с увеличением температуры среды до 100°C ОВП системы с нитритом натрия возрастает до 0,9 В, а без нитрита – не превышает 0,75 В.

Попытка объяснить эти факты приводит к следующим выводам:

1. Известно, что уравнение Нернста для кислородного электрода в водной среде описывается зависимостью:

$$Y_{O_2} = Y_O - 0,059 \lg[OH^-]. \quad (16)$$

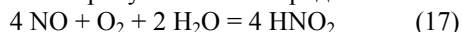
Если учесть, что $[OH^-] = K_w/[H^+]$, $-\lg K_w = 14$ и $Y_O = 1,23$ В (по нормальному водородному электроду / НВЭ/), то при условии, когда давление водорода и кислорода равны $P_{H_2} = P_{O_2} = 10^5$ Па (т.е. в нормальных физических условиях и в отсутствии деполяризатора), уравнение кислородного электрода можно представить как:

$$Y_{O_2} = 1,23 - 0,059 \text{ рН}.$$

Однако в реальной системе при нормальных физических условиях давления водорода и кислорода близки к нулю. Следовательно, реализовать обратимый кислородный электрод с ОВП согласно уравнению (15) в водном растворе серной кислоты без нитрита натрия практически невозможно.

2. В присутствии нитрита натрия кислород взаимодействует с оксидами азота и реализует высокий ОВП (реакции взаимодействия высших оксидов азота с водой определяют ОВП среды), который позволяет реализовать обратимый кислородный электрод и осуществить процесс окисления-растворения.

Для суждения о преобладающей кинетической реакции, определяющей химизм процесса окислительного выщелачивания с участием кислорода и оксидов азота, рассмотрим реакции регенерации низшего оксида азота в присутствии кислорода:



и далее:



Лимитирующей ступенью процесса окисления

является реакция (18). При этом следует подчеркнуть, что в исследуемой системе растворимость газов играет важную роль. Так, с увеличением концентрации азотной кислоты в среде от 0 до 0,1 N растворимость NO повышается почти на порядок. Растворимость кислорода в этих условиях существенно ниже. Окисление NO кислородом происходит необратимо с образованием диоксида азота; при 100°C скорость окисления близка к 98% за 1 минуту. Энергия активации этой реакции, вычисленная по методу Аррениуса, имеет отрицательное значение -7,5 кДж/моль, что указывает на самопроизвольное течение реакции в сторону образования диоксида азота. С повышением температуры среды выход диоксида азота снижается, а с увеличением давления в системе скорость окисления оксида азота изменяется незначительно.

Зависимость константы равновесия от давления и температуры в закрытой системе описывается уравнениями:

$$K^0 = P_{\text{NO}_2}^2 / (P_{\text{NO}}^2 P_{\text{O}_2}); \quad (19)$$

$$\lg K^0 = -2,692/T + 1,75 \lg T + 0,00484 T - 7,14416 \cdot 10^{-6} T^2 + 3,082. \quad (20)$$

В крепких растворах минеральных кислот (выше 1,0 N по серной кислоте) нитритион существует, возможно, в основном в виде нитрозония $[H_2NO_2]^+$, который определяет химизм и механизм процесса окислительного выщелачивания и позволяет достигать практически полного выщелачивания золота в раствор из разного вида и состава сырья.

Выводы. Решение задачи увеличения извлечения золота в раствор из различного сырья возможно путем гидрометаллургического окислительного процесса. Установленные научные положения, основы которых заложены к.т.н. Евтифьевым В.М. [г. Красноярск, Ташкент, 1980-1990 гг.] и развитые авторами данной статьи позволяют предложить новый процесс окислительного выщелачивания цветных и благородных металлов, работающий в условиях пониженного (против атмосферного) давления газовой фазы в объеме реактора, использующий в качестве окислителя ион нитрозония (или азотистую кислоту) с регенерацией их кислородом непосредственно в рабочем объеме реактора, для чего рекомендуется: поддерживать начальную кислотность среды с рН меньше 2 единиц и регламентировать расход кислорода и нитрита натрия, дозируемые порционно в процесс выщелачивания. Соблюдение указанных условий обеспечивает высокую степень регенерации азотистой кислоты и степень извлечения золота в раствор не ниже 99,8%, независимо от вида и качества сырья.

Список литературы:

1. Аллабергенов Р.Д., Сабиров Х.С., Михайлов С.В. Минеральные ресурсы и гидрометаллургия золота // Геология и минеральные ресурсы. – 2010. - № 3. - С.36-41.
2. Чантурия В.А. Прогрессивные технологии обогащения руд комплексных месторождений благородных металлов // Геология рудных месторождений. – 2003. - №4. – С.321.
3. Подейщиков В.В. Современные методы оценки технологических свойств труднообогатимого и нетрадиционного минерального сырья благородных металлов и алмазов и прогрессивные технологии их переработки // Мат-лы Междунар. совещ. Плассинские чтения, 2004, Иркутск, 13-17 сентября 2004 г. - М.: Альтекс, 2004. – С.12.

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ГИДРОХИМИИ СЕРЕБРА

Аллабергенов Р.Д., начальник лаборатории минералогии ГП «Центральная лаборатория» Госкомгеологии РУз, канд. техн. наук; **Хожиева Д.И.**, стажер-исследователь Ташкентского химико-технологического института; **Михайлов С.В.**, зам. директора ГП «Центральная лаборатория» Госкомгеологии РУз

Анализ современного состояния теоретических основ процессов выщелачивания серебра из различных материалов показывает, что вопросы, касающиеся закономерностей окисления и растворения серебра, металлического или его минеральных форм, в литературе освещены мало. В открытых публикациях изложены варианты использования азотной кислоты [1], аммиачно-тиосульфатных растворов [2], кислорода в водных растворах аммиака, сульфата и карбоната аммония, азотной кислоты [3, 4] и др. Сведений по вариантам окислительного выщелачивания серебра с использованием нитрит-иона нами в открытой печати не обнаружено. В связи с этим изучение кинетических закономерностей выщелачивания серебра в различных формах в условиях окислительного каталитического выщелачивания актуально с точки зрения научной новизны и использования результатов исследований в аналитической и технологической практике.

К известным методам исследования кинетики, применяемым к твердым фазам, относят метод выщелачивания дисперсных фаз, метод вращающегося диска с верхним или нижним расположением зеркала диска и регулируемые гидродинамическими условиями и метод «стравливания» неподвижного образца в условиях регулируемой конвекции. Метод выщелачивания дисперсных фаз по способу организации процесса наиболее близок к реальным технологическим условиям и позволяет непосредственно в экспериментах получать необходимые сведения об оптимальных параметрах процесса, пригодные для промышленного использования. Однако изменяющаяся во времени поверхность выщелачиваемой дисперсной фазы затрудняет математический анализ кинетических данных и не позволяет однозначно их интерпретировать.

Если реакция растворения дисперсной фазы необратима и растворение ее протекает без образования новой поверхностной фазы (оболочки из ново-образованного вещества), то кинетика процесса выщелачивания, т.е. скорость выщелачивания, может быть выражена уравнением:

$$d\alpha/dt = KC^n S, \quad (1)$$

где C – концентрация реагента;

n – кажущийся порядок реакции по реагенту;

S – поверхность твердой частицы (фазы);

K – константа скорости.

В ряде случаев поверхность растворяющейся частицы является функцией скорости и может быть представлена уравнением:

$$S = S_0(1 - \alpha)^\beta, \quad (2)$$

где S_0 – начальная поверхность частицы;

β – показатель степени изменения относительной скорости.

С учетом (2) выражение (1) можно представить уравнением:

$$d\alpha/dt = KS_0 C^n (1 - \alpha)^\beta. \quad (3)$$

Для изомерных дисперсных частиц, имеющих форму сферы, выражение для скорости растворения можно представить уравнением:

$$d\alpha/dt = KS_0 C^n (1 - \alpha)^{2/3}. \quad (4)$$

Это уравнение справедливо и для частиц кубической формы и для любых других частичек, поверхность которых близка по форме к сферической.

В случае полидисперсных частиц кинетика процесса их выщелачивания усложняется и практически не поддается учету: происходит не только изменение поверхности частиц, но и их числа. Преобразуя уравнение скорости выщелачивания (3) с последующим интегрированием, получим уравнение изменения скорости растворения:

$$(1 - \alpha)^{1-\beta} = - (1 - \beta) KS_0 C^n \tau. \quad (5)$$

Решая это уравнение для частиц различной формы, получим следующие выражения:

1. Для изометричных сферических частичек показатель степени изменения скорости их растворения принимают $\beta = 2/3$, тогда кинетика выщелачивания выражается уравнением:

$$(1 - \alpha)^{1/3} = - 1/3 KS_0 C^n \tau. \quad (6)$$

2. Для изометричных частичек игольчатой формы принимают $\beta = 1/2$, тогда:

$$(1 - \alpha)^{1/2} = - KS_0 C^n \tau. \quad (7)$$

3. Для изометричных плоских частичек:

$$\beta = 0: (1 - \alpha) = - KS_0 C^n \tau. \quad (8)$$

4. Для кубических частичек больших размеров $\beta = 1$ и уравнение кинетики выражается следующим образом:

$$\ln(1 - \alpha) = - KS_0 C^n \tau. \quad (9)$$

Полученные уравнения (6-9) приемлемы для описания кинетики процесса выщелачивания, протекающего в кинетической или внешнелдиффузионной области в присутствии большого избытка реагента. В случае реакций, протекающих во внутрлдиффузионной области, необходимо учитывать зависимость скорости от степени (глубины) выщелачивания, обусловленную изменением толщины диффузионного слоя, а также фактор изменения количества и поверхностной конфигурации частиц, что практически учесть невозможно.

Для описания кинетики процесса выщелачивания изометрических частиц сферической формы ($\beta = 2/3$)

иногда применяют уравнение Яндера, справедливое (с большим приближением) для малой степени растворения частиц:

$$[1-(1-\alpha)^{1/3}]^2 = K\tau. \quad (10)$$

Однако уравнения (9-10) не учитывают возможных различий в объемах прореагированного материала и новообразований. Этот фактор с некоторым приближением учитывает уравнение Валенси:

$$\{[1-(Z-1)\alpha]^{2/3} + (Z-1)(1-\alpha)^{2/3} - Z\} / (1-Z) = K\tau, \quad (11)$$

где Z – коэффициент Пиллинга-Бетвордса, вычисляемый из выражения:

$$Z = (M_{пр}/\rho_{пр}) / (M_{исх}/\rho_{исх}), \quad (12)$$

где M и ρ – масса и плотность начальных и конечных продуктов реакции выщелачивания.

Более точным при указанных условиях является уравнение Гистлинга-Браунштейна:

$$1 - (2/3)\alpha - (1-\alpha)^{2/3} = K\tau. \quad (13)$$

Метод выщелачивания дисперсных фаз для изучения кинетики процесса имеет ряд недостатков: высокая трудоемкость в приготовлении исходного материала и анализов конечных продуктов; достоверность полученных результатов невысока, поскольку поверхности отдельных частичек и скорость их выщелачивания практически не поддаются учету.

Для изучения кинетических закономерностей гетерогенных реакций более распространен метод вращающегося диска. Достоинством данного метода является возможность регулирования гидродинамического режима в условиях равнодоступности реагирующей поверхности, а также возможность фиксации этой поверхности (с известным приближением) в любой момент времени. Согласно этого метода толщина диффузионного слоя над поверхностью диска определяется из уравнения:

$$\delta = 1,61 D^{1/3} \xi^{1/6} \omega^{-1/2}, \quad (14)$$

где D – коэффициент диффузии;

ξ – кинематическая вязкость;

ω – угловая скорость вращения диска.

Поток раствора к поверхности диска (при концентрации реагента на реагирующей поверхности, равной нулю) рассчитывается по уравнению:

$$j = DC_0/\delta = 0,62 D^{2/3} \xi^{-1/6} \omega^{1/2} C_0. \quad (15)$$

Выражения (14 и 15) справедливы для ламинарного режима обтекания диска, т.е. когда число Рейнольдса лежит в пределах $10 \leq Re \leq 10^5$. При турбулентном обтекании диска выщелачивающим раствором толщина диффузионного слоя имеет выражение:

$$\delta = 1,4 a \cdot P_r^{3/4} D K_f^{-1/2} U_0, \quad (16)$$

где a – эмпирическая константа, отражающая геометрические размеры поверхности зеркала;

P_r – критерий Прандтля, выражаемый через динамическую вязкость среды (η), плотность (ρ) и коэффициент диффузии ($\eta/\rho D$);

K_f – критерий турбулентности, выражаемый через число Рейнольдса (равный $0,27 Re^{-0,1}$ при $Re > 10^5$);

U_0 – линейная скорость движения жидкости относительно края диска, м/с).

Перед началом исследований кинетических зако-

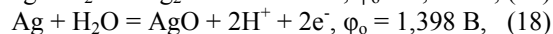
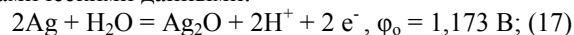
номерностей растворения материала методом вращающегося диска предварительными экспериментами уточняется, реализуется ли стационарный режим процесса растворения для заданных условий. С этой целью выявляют зависимость удельной скорости растворения от времени: изменение скорости характеризует нестационарный режим.

Метод «сравливания неподвижного образца» в условиях регулируемой конвекции потока над ним представляет собой частный случай «вращающегося диска». Расчет параметров скорости растворения и толщины диффузионного слоя над зеркалом растворимого образца выполняется аналогично предыдущему случаю по уравнениям (13-15). Метод используется в основном для материалов, обладающих повышенной адсорбционной способностью к растворенным газам, таким как кислород, оксид углерода, водород и т.п.

Для исследования кинетики растворения серебра использовали метод вращающегося диска для металлического компактного металла и метод растворения дисперсной фазы для шламов и промпродуктов.

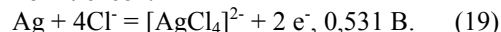
Исследования кинетики компактного металла проводили методом вращающегося диска на установке, состоящей из герметичной ячейки с электроприводом для вращения держателя диска: таблетка металла вставляется в держатель и приводится во вращение приводом. Подача реагентов осуществляется через калиброванную бюретку. Перед началом опытов ячейка продувается аргоном. Обороты диска регулируются изменением подаваемого на электродвигатель напряжения постоянного тока. Контроль объема газовой фазы, выделяющейся в момент реакции, осуществляется наружным гидрозатвором, сообщающимся с ячейкой. Стабилизация температуры среды в ячейке обеспечивается водяным термостатом. Измерение температуры, кислотности и ОВП среды производится системой лабораторных электродов в совокупности с иономером ЭВ-74.

Серебро, в отличие от золота, в водных растворах может существовать в форме простых ионов в широком диапазоне окислительных потенциалов и pH. Устойчивость металлического серебра к окислению в водных средах характеризуется следующими термодинамическими данными:

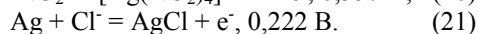
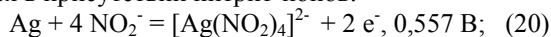


где φ_0 – стандартный окислительный потенциал.

Известно, что в водных сульфатных и сульфатно-хлоридных средах растворимость серебра ограничена: при нормальных условиях в сульфатной среде максимальная растворимость серебра при $pH < 3$ составляет около 13 г/л (0,12 г-экв/л), в хлоридной среде при $pH < 3$ – около 3,2 г/л (0,03 г-экв/л). В концентрированных хлоридных средах растворимость серебра увеличивается за счет образования анионных хлоридных комплексов:

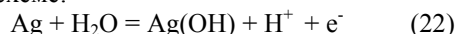


Так, в контакте с гидратированным монооксидом серебра в 1 N (49 g/l) растворе серной кислоты получено значение окислительного потенциала Ag/Ag^{2+} , достаточно близкое по уравнению (18). Увеличить растворимость серебра в сульфатно-хлоридной среде удается в присутствии нитрит-ионов:

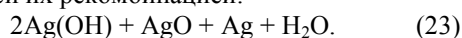


Исходя из значений окислительно-восстановительных потенциалов реакций (19-21) и (18), можно утверждать, что выщелачивание серебра в условиях окислительного выщелачивания в сульфатно-хлоридной среде протекает с образованием малорастворимого хлорида. Также вероятно, что в относительно слабкокислой среде (при концентрации серной кислоты менее 98 g/l /2N/) и небольшой концентрации нитрит-иона, когда окислительный потенциал среды ниже 450 mV (ХСЭ), металлическое серебро не растворяется.

Поверхность металлического серебра обладает повышенной адсорбционной способностью к растворенному кислороду, катионам и анионам. Высказывают предположение, что сорбция (хемосорбция) кислорода на металлической поверхности серебра протекает стадийно через образование гидроксильных радикалов по схеме:



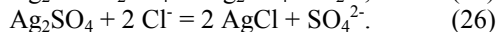
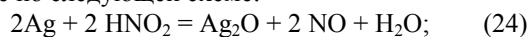
с последующей их рекомбинацией:



Эта реакция является лимитирующей стадией в процессе окисления серебра в водной среде.

Механизм окислительного выщелачивания серебра в условиях окислительного процесса в сульфатно-хлоридной среде в присутствии нитрита натрия и кислорода предполагает специфическую адсорбцию хлоридиона на поверхности металла и возможность образования комплексных соединений серебра с хлорид- и нитрит-ионами по реакциям (19-20).

Исследованиями по выщелачиванию серебра методом травли поверхности образца в сульфатно-хлоридной среде при концентрации серной кислоты 2-4 N, хлорида натрия 1,0-1,5 N, нитрита натрия 0,1 N и температуре 25 °С, установлено: скорость убыли веса таблетки в серноокислом и сульфатно-хлоридном растворах при равной начальной кислотности одинакова; на поверхности серебра, растворяемого в сульфатно-хлоридной среде, наличия хлоридных соединений не зафиксировано; при длительном выщелачивании порошкового металлического серебра в сульфатно-хлоридной среде из отфильтрованного раствора в течение 3-5 h продолжает выпадать хлористое серебро [Евтифьев В.М., 1980-85 гг.]. Исходя из вышеустановленных фактов, можно предположить, что образование AgCl , возможно, происходит в растворе по следующей схеме:



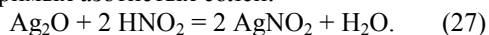
Изучение влияния солевого состава раствора и концентрации в нем нитрита натрия показало, что увеличение концентрации серной кислоты в интервале 0,3-6 N значительно увеличивает скорость растворения серебра; при начальной кислотности раствора выше 0,2 N растворение серебра происходит самопроизвольно. Концентрация хлористого натрия в растворе относительно слабо влияет на скорость растворения серебра, что подтверждает предположение о вышеуказанной схеме (реакции 24-26). Показано, что в области низких концентраций хлористого натрия в растворе (0,3-0,6 N) наблюдается небольшое увеличение скорости растворения серебра, а при увеличении концентрации NaCl выше 0,6 N скорость растворения стабилизируется.

Увеличение концентрации нитрита натрия в сульфатно-хлоридном растворе также сопровождается повышением скорости выщелачивания серебра: по достижении концентрации 49 g/l (0,71 N) скорость растворения серебра падает, что объясняется пассивацией поверхности таблетки за счет образования на ней оксидных фаз; окислительный потенциал среды при этом составляет 0,59 В (по хлор-серебряному электроду /ХСЭ/).

Изучение кинетики растворения дисперсных фаз проводили на установке, состоящей из герметичного реактора с цилиндрическим диффузором, быстроходной аэрирующей мешалкой и внешним гидрозатвором. Процесс проводили с измерением расхода реагентов, контролем объема газовой фазы, кислотности, температуры и окислительно-восстановительного потенциала (ОВП). Серебросодержащие промпродукты (медьэлектролитные, никелевые шламы и пр.) представлены главным образом хлористым серебром, а также селенидами, теллуридами, кремнекислотой, металлическим, интерметаллическим и халькогенидным серебром. Растворение серебра из серебросодержащих фаз шламов не связан с окислительным процессом, происходит самопроизвольно при значениях потенциала, значительно ниже потенциала растворения металлического серебра: начало растворения серебра из промпродуктов наблюдается при кислотности раствора менее 0,2 N и окислительном потенциале среды 150-200 mV (по хлор-серебряному электроду /ХСЭ/). По мере увеличения кислотности и окислительного потенциала среды, скорость выщелачивания серебра увеличивается за счет окисления и растворения металлического, интерметаллического и халькогенидного серебра. При кислотности среды 1,0 N и выше скорость выщелачивания серебра падает, что обусловлено рядом причин: сложностью фазового состава промпродукта (например, селениды серебра в ассоциации с сурьмой почти не растворяются в этих условиях); частичной пассивацией серебра за счет образования фазового оксида (Ag_2O) при потенциале среды выше 590 mV (ХСЭ).

Серебро в растворе с высокой кислотностью (590-600 g/l серной кислоты) и концентрацией нитрита

натрия 41-42 г/л выщелачивается с высокой скоростью, что обусловлено высоким окислительным потенциалом среды и способностью серебра к образованию растворимых азотистых солей:



Такое протекание процесса должно бы исключать диффузионные затруднения при осуществлении процесса и активизировать его. Однако при практической реализации процесса окислительного выщелачивания, концентрация нитрит-иона незначительна (менее 1,4 г/л /0,02 N/). Поэтому в реальном процессе образования азотистокислого серебра не происходит.

При окислительном выщелачивании промпродуктов с точки зрения отделения серебра от остальных благородных металлов важна роль хлорид-иона. В оптимальных условиях выщелачивания: концентрация серной кислоты не ниже 590-600 г/л (обеспечивает максимальный окислительный потенциал системы); концентрация нитрита натрия 0,69-1,4 г/л (обеспечивает в реакторе устойчивое разряжение на уровне -10-15 мм.вод.ст.) в присутствии хлорида натрия и кислорода образуется анионный комплекс дихлораргентит:



При избытке хлоридиона возможно образование

три- и тетрахлораргентита: $\text{Na}[\text{AgCl}_3]$ и $\text{Na}[\text{AgCl}_4]$. Суммарная растворимость хлоркомплексов серебра не превышает 4,5 мг/л; по мере охлаждения раствора до 20 °С в течение 3-4-х суток из раствора выпадает хлористое серебро совместно с хлоридом свинца и диоксидом теллура. Оптимальной концентрацией хлористого натрия в сульфатно-хлоридном растворе является 80 г/л.

Выводы:

1. Характер выщелачивания серебра соответствует характеру растворения чистого металла, а скорость выщелачивания дисперсного материала подчиняется закономерностям, полученным при исследовании кинетики растворения чистого металла.

2. Выявлены условия «облагораживания» сырья, когда селективно растворяются цветные металлы, не затрагивая при этом серебро: серебро практически не растворяется в течение 30-40 мин. при начальной кислотности по серной кислоте 0,2-2 N и окислительном потенциале среды 450-550 mV.

3. Показана важная роль хлоридиона с точки зрения отделения серебра от остальных благородных металлов при окислительном выщелачивании промпродуктов (шламов) в сульфатно-хлоридном растворе.

Список литературы:

1. Ивановский М.Д. Изучение кинетики растворения композиционных серебро-содержащих материалов в азотной кислоте // Изв. вузов. Цветная металлургия. -1983. -№2. -С. 48-50.
2. Серова И.А. Кинетические закономерности растворения серебра в аммиачно-тиосульфатных растворах, содержащих ионы кобальта и карбонат-ион // Изв. вузов. Цветная металлургия. -1985. -№3. -С. 54.
3. Способ растворения металлического серебра, в частности в гидрометаллургическом процессе // РЖ Металлургия. -1983. -№11. -11Г326П.
4. Извлечение серебра из азотнокислых растворов восстановлением водородом // РЖ Металлургия. -1989. -№8. -8Г206.

УДК 622.7-17

© Крымов В.Л., Крымов Л.Р., Сыдык-Ходжаев Д.З. 2012 г.

РЕЗУЛЬТАТЫ ОПЫТНО-ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ РАБОТ ПО НАМЫВУ ДАМБ НА ХВОСТОХРАНИЛИЩЕ

Крымов В.Л., инженер лаборатории промышленной гидротехники ГУП О'zGEORANGMETLITI; Крымов Л.Р., гл. специалист О'zGEORANGMETLITI; Сыдык-Ходжаев Д.З., инженер лаборатории промышленной гидротехники ГУП О'zGEORANGMETLITI

Постоянный рост объема переработки руды на ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК неразрывно связан с оптимизацией складирования отработанных хвостов. На начало работ (2007 г.) полезная емкость хвостохранилищ ГМЗ-2 составляла 33 млн. м³. При годовой потребности в 24 млн. м³ она обеспечивала работу завода в течение полутора лет. Мощность подрядных организаций, использовавших для строительства дамб привозной карьерный грунт, позволяла вводить в среднем 10 млн. м³ полезной

емкости в год, т.е. ежегодный дефицит составлял 14 млн. м³. Нарастающий дефицит приводил к истощению емкостей для складирования хвостов в 2008 г. С целью достижения баланса между требуемой и вводимой емкостью хвостохранилищ институт О'zGEOTEXLITI предложил возводить вместо насыпных намывные дамбы. Устройство намывных дамб значительно ускоряет ввод полезной емкости хвостохранилища и увеличивает его объем. Сложность в осуществлении этого предложения заключа-

лась в том, что из-за мелкого гранулометрического состава пульпы ранее не удавалось получить намывные дамбы (упорные призмы) с приемлемыми уклонами. Рекомендуемый откос для данных условий составляет 0,01. Строительство дамб с такими откосами привело бы к ликвидации карты 1 через 6 лет и необходимости ее экстренного захоронения с завозом 2 млн. m^3 грунта в год со стоимостью в текущих ценах около 20 млрд. сум, что в 20 раз превышает полученные в результате опытов показатели.

Положительный опыт по созданию намывных дамб в условиях ГМЗ-2 был получен при доработке изобретения SU 1344851 кл. Е 02 В 7/06. При проведении экспериментальных работ по исследованию геотехнических свойств хвостовых отложений за счет использования ранее не рассматривавшихся свойств хвостовых отложений (впитываемость ранее уложенных хвостовых отложений, седиментация в пульповыпусках и в пульпопроводах с равномерно распределенным расходом и фракционирование малых расходов на пляжной зоне и воздействие «сухого» дренажа) были намыты фрагменты дамб высотой 1,0-1,6 м с уклонами 0,02-0,1. Быстрые сроки возведения фрагментов дамб, их топографические и геотехнические характеристики позволяли рекомендовать предложенный способ к более детальному исследованию.

Перед институтом O'zGEORANGMETLITI стояла задача по намыву ограждающей дамбы длиной 3 km из хвостовой пульпы с отметки 309,8 м до отметки 314,5 м. Для подачи пульпы на намыв и для складирования хвостов регламентом было предусмотрено устройство пульповыпусков, намывные пульпопроводы для намыва дамбы, сбросы от пульпопровода на пляж для складирования пульпы и дренажная линия с отводами для сброса избыточной воды, выделяющейся на внешнем откосе намываемой дамбы.

Забор пульпы из распределительного пульпопровода осуществлялся тремя пульповыпусками диаметром 700 mm, расположенными на аппаратах, 12 вспомогательными пульповыпусками диаметром 200 и 250 mm. Пульповыпуски предназначались для увеличения содержания песчаной фракции в донной части потока пульпы за счет седиментации и подачи ее на намыв дамбы, а также для сброса пылевато-глинистой фракции пульпы на пляж для ее складирования.

Намыв дамб осуществлялся с помощью намывных полимерных пульпопроводов протяженностью 3 km, проходящих параллельно существующей дамбе. Намывные пульпопроводы имели отверстия через 6 м для равномерного распределения пульпы по длине. Складирование хвостов на пляже осуществлялось с помощью сбросов, размещенных в конце пульповыпусков. На пляже складировались хвосты с повышенным содержанием пылевато-

глинистых фракций пульпы. Водосбор избыточного количества водной фазы пульпы на внешнем откосе дамбы осуществлялся с помощью горизонтального дренажа с обратным фильтром протяженностью 3 km. Водоотведение осуществлялось на карту 2 с помощью 14 водосбросов из полимерных труб.

Период между началом работ и намывом дамбы, а также складированием хвостов составил два месяца. За это время были приобретены и смонтированы пульповыпуски, трубопроводы, построены аппараты, закрытый дренаж. Быстрое начало намыва и складирования хвостов вдоль ограждающей дамбы позволило предотвратить пыление ранее уложенных хвостов, которое неизбежно началось бы при устройстве дамбы из привозного грунта.

Поставленные задачи по отработке рациональной технологии намыва ограждающей дамбы с помощью намывных пульпопроводов и созданию емкостей, необходимых для складирования хвостов, были выполнены. Была намыта дамба до отметки 314,5 м. За счет этого была создана емкость для складирования хвостов объемом 21 млн. m^3 .

С целью ликвидации дефицита емкости были выполнены дополнительно работы по намыву ограждающей, отсечной и северной дамб. Общая протяженность намытых дамб составила 9,3 km. Отсечная и северная дамбы намыты до отметок 312,7 и 313,7 соответственно, ограждающая - за счет зимнего намыва - до отметок 317-318 м. Кроме того, при варианте устройства насыпной дамбы был произведен перенос распределительного пульпопровода. Общая экономия выполненных работ составила более 5,0 млрд. сум. При этом были разработаны временные рекомендации по опытно-производственному проектированию, строительству и эксплуатации намывных дамб в условиях хвостохранилищ ГМЗ-2. Эти рекомендации были разработаны на основании данных, полученных в результате анализа геотехнического, геодезического и технологического контроля не только при намыве дамб, а также при изучении большого количества материалов, послуживших основой для работ по намыву дамб.

Реализация этого предложения, кроме значительного снижения стоимости, позволила ускорить возведение дамб и высвободить мощности для сокращения возникающего дефицита полезной емкости хвостохранилища. Складирование хвостов производилось одновременно с намывом упорной призмы дамбы.

Таким образом, срок от начала работ до начала складирования сократился с двух лет при строительстве насыпных дамб до двух месяцев при использовании намывного способа, т.е. реальное уменьшение срока начала использования емкостей сократилось в 12 раз.

АНАЛИЗ УСТОЙЧИВОСТИ ХВОСТОХРАНИЛИЩ И ГИДРООТВАЛОВ

Крымов В.Л., инженер лаборатории промышленной гидротехники ГУП O'zGEORANGMETLITI; **Гайбуллаев Х.К.**, инженер лаборатории промышленной гидротехники ГУП O'zGEORANGMETLITI; **Арипов Н.М.**, и.о. начальника хвостового хозяйства ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК

Влияние дифференциации частиц пульпы при намыве на устойчивость откосных сооружений возрастает с увеличением высоты гидроотвалов и хвостохранилищ. При высоте дамб свыше 20 м и углах откоса до 12-14 градусов наиболее опасная поверхность скольжения захватывает намывной массив. Устойчивость хвостохранилищ в существенной степени определяется прочностными характеристиками намытого материала. Уменьшение размера частиц хвостового материала приводит к снижению несущей способности и может усугубляться динамическими нагрузками, возникающими при изменении несущей способности внутренних зон. Отсутствие специальных мероприятий, направленных на форсирование консолидации толщ тонкодисперсионных намывных материалов, обуславливает низкие значения начальной степени уплотнения, сопротивления сдвигу и несущей способности техногенных массивов. Нарушение устойчивости откосов дамб в ряде случаев происходит за счет изменения соотношения сдвигающих и удерживающих сил в пределах призмы возможного оползня (землетрясение, проезд автотранспорта).

Влияние перечисленных факторов может быть проиллюстрировано некоторыми примерами аварий, произошедших на хвостохранилищах и гидроотвалах. Наиболее значительным (по объему сместившихся грунтов) является оползень северного откоса гидроотвала № 1 Лебединского карьера (КМА). Геометрические параметры откоса гидроотвала до оползня следующие: средний угол наклона дамбы - 12 градусов; общая высота - 36 м; ширина бермы - 16 м. Прудок-отстойник в районе оползня находился на расстоянии 200 м от бровки обвалования. Оползание основной массы грунтов происходило в течение 30-40 минут. Ширина оползня по хорде, стягивающей концы дугообразного главного уступа, равна 420 м, длина по оси составила 430 м, площадь оползня - 15 га, объем оползневых масс - 1,8 млн. м³.

Весьма показательным является оползень дамбы № 4 Кедровского разреза ПО «Кемеровоуголь». К моменту возникновения оползня высота гидроотвала составляла 30 м. Угол откоса ограждающей дамбы составлял 23-35 градусов. Ограждающая дамба длиной около 300 м отсыпалась из привозного грунта. При наращивании обвалования шириной 20 м при толщине отсыпаемого слоя 4 м скорость отсыпки составляла 300 м/мес. (по длине дамбы). После того, как было отсыпано 250 м обвалования, возник опол-

зень шириной около 200 м. Оползшая масса сместилась за сутки на 300 м и расположилась под углом 5-10°, после чего подвигание ее прекратилось. Существенную роль сыграла большая интенсивность нагружения, так как при отсыпке обвалования возросло поровое давление в намытых суглинках, что привело к уменьшению их сопротивления и, как следствие, к сдвигу и оползню.

Следует отметить, что аварийные ситуации создаются, прежде всего, в результате нарушения технологии намыва. На гидроотвалах Семилукской группы карьеров огнеупорных глин прорыв сложенных насыпным глинистым материалом дамб происходил в результате интенсивного размыва обвалования потоком пульпы, сбрасываемой из торца пульпопровода. На этих гидроотвалах был внедрен комплекс мероприятий, предусматривающий:

- применение рассредоточенного намыва суглинков и глин слоями 0,3 - 0,4 м;
- проведение систематического контроля состояния дамб и намывных массивов пляжной зоны.

Осуществление перечисленных и ряда других мероприятий обеспечило создание широкого пляжа и дальнейшую безопасную эксплуатацию гидроотвалов.

Следствием влияния технологических факторов может служить авария на хвостохранилище платинового рудника «Бэфокинг» (ЮАР). Хвостохранилище состояло из секций 1 и 2, которые были созданы в речной долине. Отходы складировались в этих секциях общей длиной 2 км и шириной 1 км. Складирование осуществлялось из торцов пульпопроводов, расположенных с 3-х сторон секции 1. Высота дамб составляла около 20 м. Контроль состояния намытых хвостов не осуществлялся. Прорыв дамбы секции 1 произошел после сильного дождя. Началось просачивание воды на внешнем откосе дамбы, после чего произошел прорыв на участке дамбы шириной 130 м, в результате которого около 3 млн. м³ хвостов вырвалось за пределы хвостохранилища. Дамба была разрушена на две трети высоты. Хвосты затопили ствол шахты. Около 2 млн. м³ хвостов достигли водохранилища ниже по течению на 45 км.

Разрушения хвостохранилища при землетрясении происходили в Чили, где они имели катастрофические последствия - гибель людей и уничтожение населенных пунктов. Исследования факторов, приведших к этим авариям, показали, что в качестве основных причин разрушения хвостохранилищ являлись

разжижение слабоуплотненного материала ядерной зоны дамбы под действием сейсмических толчков и недостаточная динамическая устойчивость упорной призмы. Дамбы большинства хвостохранилищ имели крутые уклоны внешних откосов: 1:2 – 1:1. При этом обезвоженные законсервированные хвостохранилища в результате землетрясения не разрушались, хотя в их бортах были зафиксированы трещины. Наименьшие разрушения получили хвостохранилища, контуры которых имели в плане криволинейные очертания. Проведенный анализ аварий на хвостохранилищах в Чили показал, что при разрушении упорных призм происходило вытекание верхнего слоя, состоящего из отложений ядерной зоны мощностью около 10 м, находящихся в текучем состоянии. Залегающие ниже отложения пылевато-глинистого состава находились в пластичном состоянии и, возможно, не разжижались. Поэтому ускорение процессов формирования пластичных отложений ядерной зоны позволило бы сократить объемы материала, опасного с позиции возникновения селевых потоков при сейсмическом воздействии.

Одним из способов предотвращения аварий на хвостохранилищах является проведение постоянного контроля их состояния. Визуальный ежедневный контроль осуществляется силами хвостового хозяйства. Более точные данные дает геотехнический и топогеодезический контроль. Эти мероприятия позволяют предупредить аварии еще на стадиях их зарождения.

В настоящее время на хвостохранилищах Навоийского ГМК ведется постоянный топогеодезический и геотехнический контроль состояния хвостохранилищ, который осуществляет научно-исследовательская лаборатория промышленной гидротехники института «O'zGEORANGMETLITI». Работы по контролю включают в себя отбор проб с поверхностей пляжа и дамб и их анализ, а также сбор топографических данных. При этом особое внимание уделяется системе гидротранспорта как неотъемлемой части хвостового хозяйства. На основании этих данных постоянно выдаются рекомендации по эксплуатации хвостохранилищ. Комплекс данных мероприятий способствует безаварийной и более эффективной эксплуатации хвостохранилищ НГМК.

УДК 661.879.1

© Иванова И.А., Шарафутдинов У.З. 2012 г.

ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ ДЕПРЕССАНТОВ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ СОРБЦИИ И ДЕСОРБЦИИ

Иванова И.А., главный технолог РУ-5 НГМК; Шарафутдинов У.З., начальник ЦФХЛ РУ-5 НГМК, канд. техн. наук

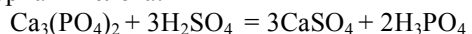
Уран - один из важнейших элементов, определивших современное состояние научных знаний о природе вещества и высокотехнологичных отраслей промышленности. На основе урана создано атомное и термоядерное оружие. Тепловые элементы из урана и его сплавов, а также из диоксида урана работают на атомных электростанциях, атомных подводных лодках, ледоколах и авианосцах. Уран является исходным материалом для получения новых искусственных элементов (трансурановых): нептуния, плутония, америция, кюрия, берклия, калифорния, эйнштейния, фермия, менделевия, nobелия, лоуренсия и др. Значение атомной электроэнергетики возрастает с каждым годом, а значит и масштабы переработки урановых руд на соединения урана будут увеличиваться.

В технологии добычи урана скважинным подземным выщелачиванием есть много проблем, с которыми приходится сталкиваться и решать непосредственно на производстве [1]. Одной из таких проблем является отрицательное влияние различных депрессирующих ионов на процесс сорбции и десорбции урана.

Депрессирующими примесями являются анионы, хорошо сорбируемые анионитами и конкурирующие с извлекаемыми комплексами ионов урана. К анионам такого рода относятся сульфат- и биосульфат-ионы, нитрат-, хлорид-, фторид- и фосфат-ионы. Снижение относительной емкости анионита по урану от 10% до 80% при повышении концентрации депрессирующих ионов в продуктивных растворах свыше 0,8 у.е. для нитрат-иона; 0,8 у.е. и 1,0 у.е. для хлорид- и фосфат-ионов соответственно.

В этой работе речь пойдет об одном из депрессирующих элементов – фосфоре. Он извлекается при сернокислотном выщелачивании совместно с ураном на 70-80%.

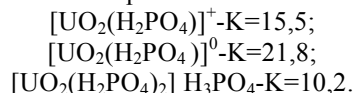
Фосфор присутствует в урановых рудах [2] либо в виде урано-фосфатных вторичных минералов: отунита, торбернита, парсонсита и некоторых других, либо в виде собственных минералов: апатита $\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_3$ и фосфорита $\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2$. Во всех случаях при растворении фосфорных минералов образуется фосфорная кислота:



Способность уранилфосфатных соединений к

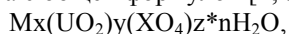
взаимодействию с различными классами экстрагентов и сорбентов определяется ионным состоянием уранила в растворах.

Обширные исследования по определению устойчивости уранилфосфатных комплексов в области концентраций фосфат ионов 0,01-10 М. выполнены Теймером [3]. Найдено, что для комплексов константы устойчивости равны:



Уранил в растворах ортофосфорной кислоты преимущественно существует в виде положительно заряженных комплексов. Нейтральных и отрицательных комплексов значительно меньше и их количество убывает с увеличением концентрации фосфорной кислоты.

Соединения уранила, в состав которых входит фосфор, составляет довольно обширную группу соединений. В природе известна группа фосфатных минералов урана с общей формулой [4, 5]:



где: $\text{M} = \text{Na}^+, \text{K}^+, \text{Cu}^{+2}, \text{Mg}^{+2}, \text{Ca}^{+2}, \text{Al}^{+3}, \text{Mn}^{+2}, \text{Fe}^{+2}, \text{As}, \text{V}$ при $\text{X} = \text{P}$.

Среднее содержание фосфора в продуктивных растворах Южного и Северного Букиная составляет 0,02-0,09 г/л, при этом содержание его на анионите около 0,2-0,4 кг/т соответственно. Продуктивные растворы месторождения «Лойликен» имели в своем составе 0,1-0,2 г/л. фосфора, содержание на смоле в этом случае достигало до 2,0 кг/т. Концентрирование фосфора на анионите влияет не только на процесс ионного извлечения, но и осложняет последующие переделы и ухудшает качество готовой продукции за счет выпадения из производственных растворов фосфор - урановых осадков, которые забивают дренажные устройства и накапливаются в емкостях с готовой продукцией.

Проведенные в Рудоуправлении № 5 (РУ-5) НГМК опытные работы показывают, что количество урана, выпавшего в уранфосфатный осадок, может достигать 25-34%. С повышением кислотности исходного раствора (сернокислотная десорбция) количество фосфора и урана, выпавших в осадок уменьшается. При этом содержание урана и фосфора в элюатах растет. Было принято решение провести опытные работы по отмывке насыщенного сорбента от фосфора до десорбции. Для определения оптимального варианта отмывки насыщенного сорбента от фосфора были опробованы растворы аммиака, хлористого натрия, соды, бикарбоната аммония и их смесей, а также растворы серной кислоты, сульфата аммония и их смеси.

Результаты получены при использовании растворов следующие:

- бикарбоната аммония – степень

отмывки соединений фосфора - 73-86%;

- раствором соды – степень отмывки фосфорсодержащих ионов - 80-100%;

- растворы серной кислоты – степень отмывки фосфорсодержащих ионов - 80-90%.

Использование сливов сорбционной колонны в качестве отмывочного раствора от фосфора не показало никакой эффективности из-за высокого солесодержания. При этом потери урана с анионита составляют около 20-25%.

В связи с тем, что на анионите происходит нейтрализация соды, второй способ очистки анионита тоже не может быть использован. Были проведены опытные работы по отмывке анионита от фосфора технической водой и растворами серной кислоты различными концентрациями. Сводная таблица проведенных анализов приведена в табл. 1.

Использование технической воды, подкисленной серной кислотой до 0,5% позволит отмыть анионит от фосфора на 75% при незначительных потерях урана равных 1,4%. Эффективность внедренного в РУ-5 сернокислотного способа отмывки насыщенных анионитов от соединений фосфора составляет 80-90%. Оставшиеся на анионите ионы фосфора десорбируются совместно с ураном, концентрируются на стадии осаждения и дают осадки в сернокислотном растворе готовой продукции на участке переработки продуктивных растворов (УППР).

В составе осадков, выделившихся из готовой продукции, установлено наличие следующих элементов: урана- 25-50%; фосфора- 2-6%; потери при прокаливании составляют 15-20%. Такой химический состав выделившегося осадка соответствует формуле $\text{NH}_4\text{UO}_2\text{PO}_4 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ и является водным фосфатом уранила и аммония, т.е. минералом урамфитом [2].

В производственных условиях осадки водных фосфатов уранила и аммония накапливаются в емкостях хранения готовой продукции. В эти же емкости поступают кремнийсодержащие осадки, образующиеся после обработки готовой продукции техническим желатином.

Таким образом, в емкостях для хранения готовой продукции образуется смесь уранофосфатных и кремнийсодержащих осадков. Анализ смеси этих осадков приведен в табл. 2. Значительное количество

Сводная таблица результатов отмывки анионита от фосфора

Промывной раствор	В жидком, mg/l		В смоле, kg/t.		Извлечение, %		Первоначальное содерж., kg/t	
	U	P	U	P	U	P	U	P
Техническая вода, исх.	14	15	27,4	0,21	0,7	46,2	27,59	0,39
0,5%	34	24,2	27,2	0,1	1,6	74,4	27,64	0,39
1,0%	65	25	26,8	0,09	2,9	76,9	27,60	0,39
1,5%	106	22	26,3	0,09	4,7	76,9	27,60	0,39

Таблица 2

Химический состав осадков

Содержание компонентов, %						
U	P	SiO ₂	Fe	Al ₂ O ₃	SO ₄	NO ₃
27,07	2,4	33,4	-	-	-	-
31,98	4,15	28,84	-	-	-	-
44,63	3,59	7,09	-	1,45	10,6	-
43,86	2,75	8,2	-	н/о	14,6	-
41,65	5,96	12,1	0,6	-	2,22	н/о
40,7	4,62	10,5	0,6	-	8,09	2,1

во урана в данных осадках вызывает необходимость их переработки с возвратом в готовую продукцию УППР.

Ранее разработанные способы переработки уранофосфатных осадков: растворение в соде и осаждение соединений фосфора двухвалентным железом, выщелачивание соединений фосфора и кремния растворами едкого натра, растворение в серной кислоте с последующим концентрированием урана на ионите имеют существенные недостатки - они многостадийны, требуют больших затрат хим. реагентов, установки дополнительного оборудования, определенных трудозатрат и т.д. Всё это значительно усложняет технологию переработки растворов подземного выщелачивания (ПВ).

Проведенные опытно-промышленные работы показали, что доступный и самый дешевый способ раскисления фосфатных осадков заключается в следующем:

1. Уранофосфатные осадки выделяют из емкостей готовой продукции и вымывают водой водорастворимый уран.

2. Затем уранофосфатные осадки растворяют 15%-ной серной кислотой при отношении V раствора: V осадка ≈ 10:1 в течение 4-6 h при перемешивании воздухом.

3. Далее полученный сернокислотный раствор, содержащий до 20-25 у.е. урана и 3-4 г/л фосфора, отстаивают в течение 2-3 суток.

4. Осветленный раствор дозируют в продуктивный растворы ПВ.

Сернокислотное выщелачивание урана из осадка повторяют еще 2-3 раза до снижения урана в них ниже 0,05%. Осадки после выщелачивания состоят практически из одного кремнезема и направляются в отстойки продуктивных растворов ПВ.

В связи с тем, что образующиеся осадки достаточно объемны и обогащены ураном, разработана схема извлечения из них урана. Схема включает следующие основные операции: растворение осадка в 15% содовом растворе при температуре 50°C; осаждение фосфора раствором сульфата закисного железа. Расход соды равен 2,4 у.е. урана, сернокислого закисного железа 3 kg на kg урана. Карбонатный (80 -100 у.е.) урансодержащий раствор (20-30 у.е. урана) с концентрацией ионов фосфора не более 0,05 г/л может быть использован на первых стадиях осаждения химконцентрата урана для частичной нейтрализации избыточной кислотности нитратных элюатов на УППР. Осадок, содержащий 65-70% железа, после растворения в серной кислоте и окисления двухвалентного железа в трехвалентное может быть использован в качестве окислителя в процессе ПВ.

Кроме того, в качестве раствора, выщелачивающего соединения фосфора и кремния, из исследуемого осадка может быть использован 10% раствор едкого натра при соотношении объемов раствора и осадка, равном 1:10 и времени выщелачивания, равном 4 h. Полученный таким образом щелочной раствор может направляться в отработанные скважины, а осадок, содержащий – 50% урана, после растворения в серной кислоте – на концентрирование урана.

В результате прямого растворения уранфосфорсодержащего осадка в 15% растворе серной кислоты был получен раствор, содержащий, у.е.: урана 30-35; фосфора -1,5; серной кислоты 135-140. При ионообменном извлечении урана из данного раствора на анионите получено насыщение по урану 170-180 у.е., что позволило при десорбции 5-7,5% растворами соды получить товарные элюаты с содержанием химконцентрата. Общий расход химреагентов составляет: в процессе трехстадийного сернокислотного выщелачивания урана – 1,6 kg серной кислоты на kg урана; в процессе проведения карбонатной десорбции урана с анионита - 5,8 kg соды на kg урана.

Для промышленного внедрения рекомендован способ переработки уранофосфатных осадков, заключающихся в их выщелачивании серной кислотой и дозирования полученных сернокислых растворов, богатых по урану, в продуктивные растворы ПВ.

Список литературы:

1. Е.А. Толстов, Д.Е. Толстов *Физико-химические геотехнологии (освоение месторождений урана и золота в Кызылкумском регионе)*. - Москва: Геоинформцветмет, 2002.
2. В.Ж. Арнс, О.М. Гридин и др. *Физико-химическая геотехнология*. - Москва: Горная книга, 2010.
3. В.М. Казаков *Аналитическая химия урана и тория*. - Москва: Иностранная литература, 1956.
4. Н.С. Тураев, И.И. Жерин *Химия и технология урана*. - Москва: Руды и металлы, 2006.
5. А.П. Виноградов *Аналитическая химия урана*. - Москва: Академия наук СССР, 1962.

УСТОЙЧИВОСТЬ БОРТОВ КАРЬЕРА МУРУНТАУ ОТ ВОЗДЕЙСТВИЯ ДИНАМИЧЕСКИХ НАГРУЗОК

Халикулов Э.Х., директор Центрального рудоуправления НГМК; **Султанов К.С.**, гл. научный сотрудник ИМСС АН РУз, докт. физ.-мат. наук, профессор; **Руми Д.Ф.**, ст. научный сотрудник ИМСС АН РУз, канд. техн. наук; **Логинов П.В.**, мл. научный сотрудник ИМСС АН РУз

Основные тенденции в развитии горнодобывающей промышленности в целом и месторождения Мурунтау в частности определены в работах [1, 2]. Как отмечается в работе [3], одним из главных направлений повышения эффективности работы глубокого карьера Мурунтау является применение циклично-поточной технологии (ЦПТ) с использованием круто-наклонного конвейера КНК-270 [3].

Введенный в эксплуатацию в марте 2011 г. КНК-270 на Восточном борту карьера Мурунтау является уникальным комплексом, которому нет аналогов в мире.

По мере увеличения глубины карьера Мурунтау, которая в настоящее время составляет 630 м, а в перспективе достигнет 900-1000 м, ухудшаются горно-геологические условия в карьере Мурунтау. По мере увеличения глубины карьера встает первоочередной вопрос об устойчивости бортов карьера Мурунтау. Увеличение глубины карьера требует повышения эффективности буровзрывных работ с применением эмульсионных ВВ повышенной мощности, обеспечивающих наибольшее использование энергии взрыва на дробление горной породы [4, 5]. Следовательно, увеличивается сейсмическое воздействие взрыва и воздействие ударно-воздушной волны на борт карьера и на оборудования инженерных сооружений комплекса КНК-270 [5].

Кроме воздействия динамических нагрузок, возникающих от массовых взрывов в карьере, могут возникать сейсмические воздействия от землетрясений. Район месторождения Мурунтау относится по сейсмическому риску к семибалльной зоне интенсивности землетрясений [4, 5]. Это обстоятельство требует основательных непрерывных наблюдений за состоянием и исследований устойчивости бортов карьера Мурунтау. Устойчивость бортов карьера Мурунтау главным образом обусловлена интенсивностью внешних динамических воздействий, таких как сейсмические, взрывные и технологические. Кроме этого, устойчивость бортов зависит от статических нагрузок, к которым относится собственный вес горного массива борта карьера, т.е. гравитационные силы. На устойчивость бортов карьера также существенно влияет горно-механическое состояние самих бортов, таких как его структура, блочность, трещиноватость, физико-механические свойства. Эти горно-механические характеристики массива бортов с течением времени и под влиянием множества факторов (температуры, влажность, изменение ландшафта и т.д.) меняются.

Своевременное ведение наблюдений за этими факторами и определение горно-механических характеристик бортов карьера, и, следовательно, осуществление мониторинга и прогноз их устойчивости является одним из условий повышения эффективности работы карьера Мурунтау (рис. 1-5).

Кроме устойчивости борта карьера возникает проблема обеспечения устойчивой и безопасной работы уникального комплекса КНК-270. При эксплуатации КНК на его основные части: опоры, крепление к фундаменту и на конструкции КНК действуют силы, возникающие от перемещения горной массы по конвейеру, от проведения массовых взрывов в карьере Мурунтау и подземных горных выработках шахты Мурунтау, а также возможные сейсмические воздействия. Перемещения горной массы по конвейеру носит долговременный характер, а массовые взрывы - периодически кратковременный характер. В итоге возникают знакопеременные колебательные нагрузки, которые различаются по амплитуде и частоте и зависят от месторасположения и мощности источников колебаний. Существенными для устойчивой работы КНК также являются геолого-тектонические процессы, происходящие в массиве Восточного борта карьера, на котором расположен КНК-270.

В связи с вышеперечисленными факторами в эле-

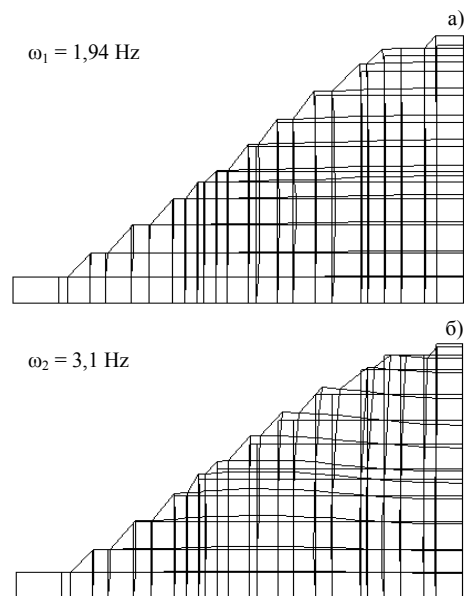


Рис. 1. Первые две формы колебаний откоса с уступами без конвейера с собственными частотами $\omega_1 = 1,94$ Hz и $\omega_2 = 3,1$ Hz

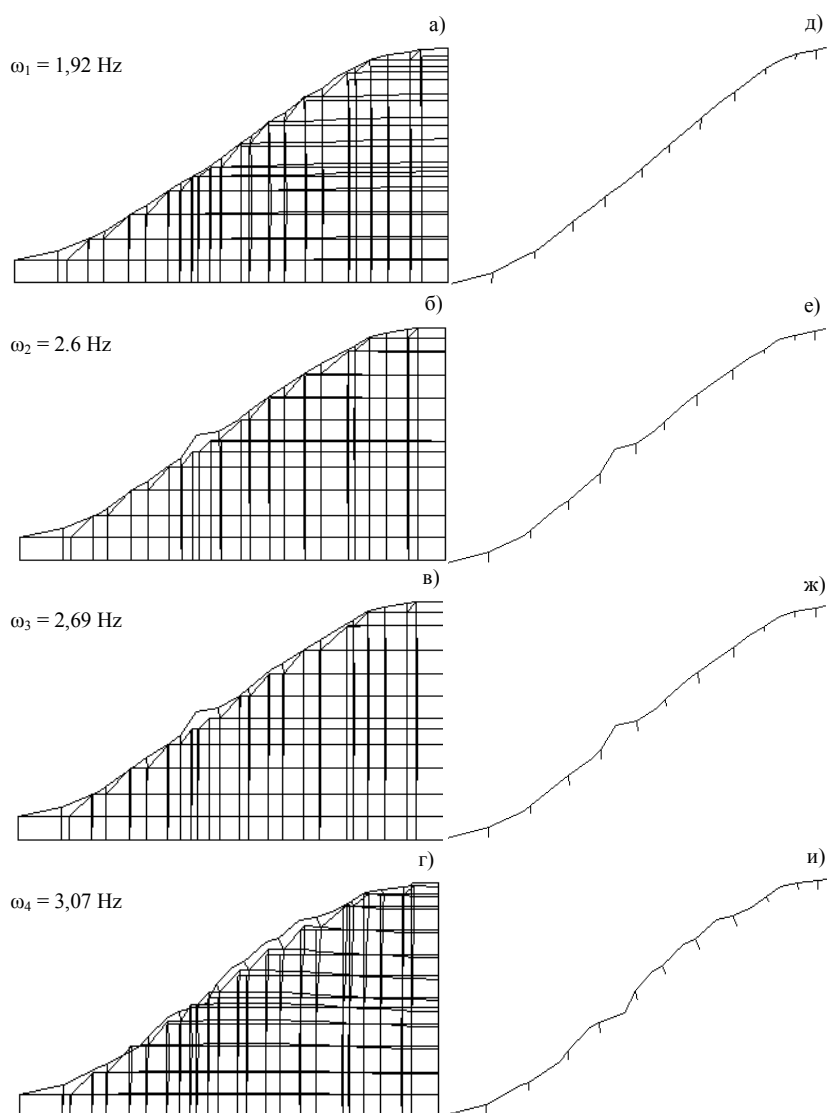


Рис. 2. Основные формы и частоты собственных колебаний горного массива с установленным на его уступах КНК

ментах конструкции КНК возникают усталостные напряжения, которые при определенных условиях могут привести к превышению запаса прочности какого-либо элемента конструкции сигналом к возникновению критической ситуации в работе КНК. Поэтому необходимо также разработать систему регулярного мониторинга за работой КНК-270 и провести исследования, обеспечивающие безопасные работы комплекса КНК-270. В целом, устойчивая работа КНК-270, безусловно, связана, в первую очередь, от устойчивости Восточного борта карьера Мурунтау, на котором функционирует КНК.

В перспективе для эффективного и бесперебойного проведения горных работ на карьере Мурунтау одной из основных задач является обеспечение устойчивости бортов карьера и оборудования, инженерных сооружений, комплекса КНК при нагрузках, возникающих в условиях ведения горных работ на карь-

ере и при сейсмических нагрузках, возникающих от возможных землетрясений.

Обеспечение устойчивости бортов карьера связано с необходимостью определения напряженно-деформированного состояния (НДС) откосов горных массивов, их прочности в зависимости от геометрических параметров - глубины карьера, крутизны склонов, физико-механических параметров слагающих их грунтов и горных пород, а также видов воздействия: статические нагрузки (собственный вес) и динамические воздействия (сейсмические, взрывные и технологические).

Устойчивость КНК-270 непосредственно связана с устойчивостью Восточного борта карьера и осуществляется через определение параметров колебания фундаментов, опор и самой конструкции КНК. При определении параметров колебания фундаментов под опорами КНК и самих опор здесь рассмотрены совместно с горным массивом Восточного борта, так как фундамент под опорами и горный массив считаются жестко закреплёнными.

Определение динамических характеристик системы фундамент-опора, ее форм и частот собственных колебаний является важным моментом динамического расчета, поскольку позволяет прогнозировать поведение системы «борт карьера-КНК» при динамических воздействиях.

Используя разработанный алгоритм, включающий в себя метод Мюллера для решения основных уравнений системы на собственные значения, были

получены результаты, показанные на рис. 1, где представлены основные собственные формы выбранной модели горного массива Восточного борта с реальными уступами.

Представленные формы собственных колебаний – это вертикальные деформации горного массива при соответствующих собственных частотах (рис. 1 а и б).

На рис. 2 - а, б, в, г показаны формы колебаний горного массива с уступами, с учетом, установленного на нем КНК. При этом на рис. 2 - д, е, ж, и показаны формы колебаний конвейера при соответствующих частотах.

Анализ динамических характеристик (частот и форм колебаний) горного массива (фундамента) с конвейером на рис. 1 и 2 показал, что частоты собственных колебаний фундамента составляют достаточно плотный спектр, четыре первых частоты находятся в диапазоне $1,92 \text{ Hz} < \omega < 3,1 \text{ Hz}$. Причем первая и

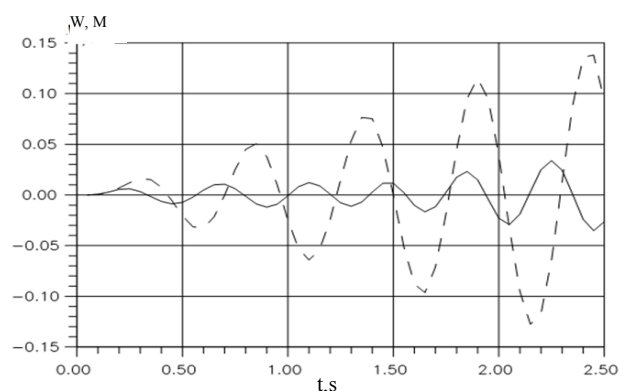


Рис. 3. Вертикальные перемещения фундамента (---) и шарнирной соединенной секции между 7-ой и 8-ой опорами (—) при двухкомпонентном воздействии с частотой $\omega_1=1.92$ Hz

четвертая частоты представляют собой частоты собственных колебаний фундамента, а частоты ω_2 , ω_3 и ω_4 – частоты колебаний опоры также располагаются в этом диапазоне и представляют частоты колебаний отдельных частей опоры, шарнирно соединенные между собой.

Разработанный алгоритм и полученные частоты были использованы для решения задачи о вынужденных колебаниях фундамента опор КНК на воздействие с первой и второй частотами собственных колебаний системы. При этом рассматривается двухкомпонентное воздействие вида:

$$\begin{aligned} \ddot{u}_x &= a_x \sin(2\pi\omega_x t), \\ \ddot{u}_z &= a_z \sin(2\pi\omega_z t) \end{aligned} \quad (1)$$

в двух вариантах с частотами: $\omega_1=1.92$ Hz и $\omega_2=2.6$ Hz. Амплитуда в обоих вариантах одинакова и равна $a=100$ см/с², что соответствует 7-бальному землетрясению.

В (1) $\ddot{u}_x$ и $\ddot{u}_z$ – горизонтальная и вертикальная составляющая динамической нагрузки, a_x и a_z – амплитуды, ω_{ix} и ω_{iz} – частоты соответствующих составляющих динамической нагрузки.

Полученные при этом колебания перемещений системы горный массив-фундамент приведены на рис. 3 и 4.

Форма, соответствующая первой частоте $\omega_1=1.92$ Hz, представляет собой вертикальные колебания фундамента вместе с опорой конструкции КНК. При частоте воздействия, равной частоте собственных колебаний, должно наблюдаться явление резонанса, на что и указывает полученное решение, представленное на рис. 3, где амплитуда колебаний фундамента (пунктирная линия) линейно увеличивается со временем. Амплитуда вертикальных колебаний секции КНК, судя по первой форме – незначительна, на это же указывают колебания секции КНК, находящейся между седьмой и восьмой стойкой, представленной на рис. 3 сплошной линией.

При квазирезонансе при воздействии с частотой

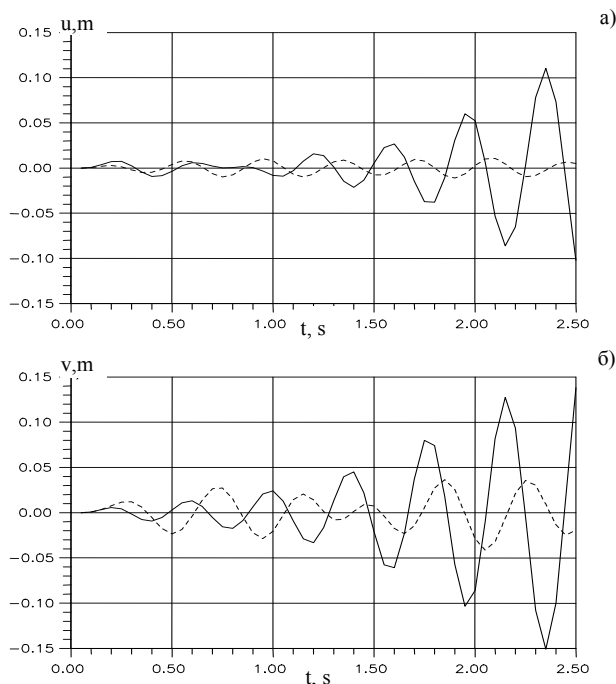


Рис. 4. Горизонтальные (а) и вертикальные (б) перемещения гребня борта карьера опорами (---) и шарнирно-го соединения конвейера между 7-ой и 8-ой (—) при двухкомпонентном воздействии с частотой $\omega_2=2.6$ Hz

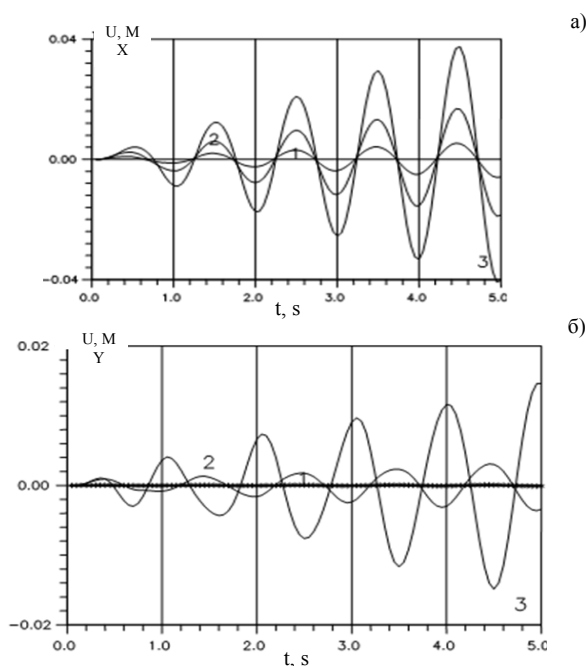


Рис. 5. Горизонтальные по оси x (а) и вертикальные по оси z (б) перемещения опоры № 1 (кривая 3), № 6 (кривая 2), № 11 (кривая 1)

$\omega_2=2.62$ Hz амплитуды перемещений системы должны изменяться пропорционально второй форме собственных колебаний, что и происходит согласно графику на рис. 4-а (сплошная линия), представляющая колебания самого шарнира конвейера между 7-ой и 8-ой

опорой, амплитуда которого превышает амплитуду любой другой точки системы и линейно увеличивается со временем, что характерно для резонанса.

Динамическое воздействие (1) приложено в основании массива и представляет ускорение, соответствующее той или иной интенсивности землетрясения. В расчетах сила землетрясения составляет 7 баллов, ускорение основания при этом принято с амплитудой $a_{\max}=0,1g$ или $a_{\max}=100 \text{ cm/s}^2$. Частоту горизонтальной и вертикальной составляющей ускорения примем равной основной частоте собственных колебаний массива, чтобы, во-первых, еще раз проверить достоверность результатов, поскольку по теории колебаний амплитуда перемещений точек опоры должна линейно увеличиваться со временем (явление резонанса), а, во-вторых, исследовать наиболее неблагоприятный режим поведения опор с оборудованием. На рис. 5 представлены горизонтальные (а) и вертикальные (б) перемещения опоры КНК-270.

Таким образом, определенные параметры колеба-

ний (амплитуда, собственные формы, собственные частоты), оснований (горного массива Восточного борта) и фундамента опор КНК на основе теоретических расчетов при воздействии сейсмических нагрузок, возможных в районе карьера Мурунтау, могут возникать резонансные режимы, опасные для устойчивости КНК-270.

Результаты расчетов на воздействие взрывных и технологических нагрузок показали, что в этих случаях резонансные режимы при колебании Восточного борта и конструкции КНК-270 не возникают. Однако технологические нагрузки могут вызвать усталостные напряжения в конструкции КНК, а взрывные нагрузки – структурные сдвиги горной массы Восточного борта.

Поэтому необходимо учитывать возможные воздействия всех динамических нагрузок на комплексе КНК-270 и Восточного борта карьера Мурунтау при разработке системы мониторинга по обеспечению устойчивой работы комплекса КНК.

Список литературы:

1. Санакулов К.С. Концепция развития Навоийского ГМК до 2020 года // Материалы республиканской научно-технической конференции "Современные технологии и инновации горно-металлургической отрасли". Навои. 2012. с. 3-4.
2. Санакулов К.С. Основные тенденции рационального использования минерального сырья // Горный вестник Узбекистана №1. 2012. с. 3-7.
3. Санакулов К.С., Шеметов П.А. Повышение экономичности работы глубокого карьера Мурунтау // Материалы республиканской научно-технической конференции "Перспективы развития техники и технологии и достижения горно-металлургической отрасли за годы независимости Республики Узбекистан". Навои. 2011. с. 12-14.
4. Шеметов П.А., Снитка Н.П. Проблемы интенсификации горных работ в глубоких карьерах // Материалы республиканской научно-технической конференции. "Современные технологии и инновации горно-металлургической отрасли". Навои. 2012. с. 11-13.
5. Халикулов Э.Х. Флагману золотодобывающей промышленности республики Узбекистан руднику Мурунтау – 45 лет // Горный вестник Узбекистана. №1. 2012. с. 16-20.

УДК 550.553

© Мирзаева Г.А. 2012 г.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПОЛЕЙ ТЕКТОНИЧЕСКИХ НАПРЯЖЕНИЙ В СТРУКТУРАХ РУДНОГО УЧАСТКА КАРАКУТАН ГУЗАКСАЙСКОГО ГРАБЕНА ЧАДАКСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ

Мирзаева Г.А., геолог карьера Саук-Булак известкового завода ОАО АГМК

В геологическом отношении участок Каракутан занимает промежуточное положение между Акбулаком, Северным Гузаксаем и Центральным Гузаксаем. Около 80% площади участка занимают вулканыты шурабсайского комплекса. Формирование участка и его металлогеническая особенность всецело связаны с развитием Гузаксайского грабена. В основании покровных вулканытов шурабсай залегают мелко и грубообломочные ксенотуфы андезитобазальтового состава, сменяющиеся вверх туфами того же состава, которые выше сменяются мелкообломочными туфами андезитоба-

зальтового состава.

Основание покровных вулканытов шурабсай сложено силами кварцевых порфиров, корневая часть которых связана с Каракутанским разломом. Внутри толщ вулканытов шурабсай между породами различных фаций и на подошвах различных комплексов среднего и верхнего карбона можно наблюдать инъекции сил.

Около 20% площади участка занимают вулканыты карабауского комплекса андезитового состава. Это спекшиеся литокристаллические туфы. Ниже под андезит-дацитовыми туфами скважинами вскрыты туфы

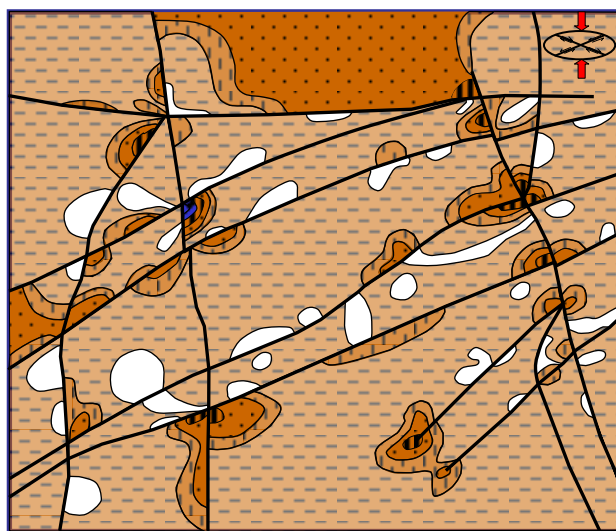
андезит-дацитового состава болгалинского комплекса. Далее вниз по разрезу залегает фундамент – гранитоиды карамазарского комплекса. Подошвы покровных образований являются экранирующими поверхностями и основными рудоконтролирующими структурами Каракутанского разлома, его оперяющими элементами структуры экранирования в подошвах разновозрастных вулканитов.

Структурно-тектоническое строение участка определяется наличием субмеридиональных, субширотных и северо-восточных разрывных нарушений. Рудоконтролирующими, а точнее рудовмещающими, являются субмеридиональные разломы. Эти структуры аналогичны рудоконтролирующим структурам участка Акбулак и их формирование было предопределено тектонической активностью в форме горизонтальных смещений систем северо-западных разломов, часть из которых является ответвлением Джулайсайского разлома. Горизонтальное смещение по северо-западным разрывам способствовало заложению трещин отрыва параллельно простиранию главной рудоконтролирующей структуры как для участка Каракутан, так и для участка Акбулак Акбулак-Каракутанского разлома. Именно эти трещины отрыва, а также сама Акбулак-Каракутанская структура сыграли решающую роль в размещении золотого оруденения в геологическом пространстве.

Учитывая это, структурно-тектоническую основу модели участка Каракутан составили именно эти разломы. Выполнено несколько вариантов эксперимента, проведенных согласно принципам моделирования М.В. Гзовского [1, 2]. Рассмотрим эксперимент, где структурно-тектонические элементы периода рудообразования легли в основу модели участка Каракутан (рис. 1).

Несмотря на сложность тектонического строения участка, где отмечается граничная структура грабена – Каракутанский разлом и его ответвление субмеридионального направления, система субпараллельных северо-восточных разломов, субширотный разлом, тектонофизическое состояние (или тектоническая напряженность) при горизонтальных усилиях сжатия остается ослабленным. Здесь сказывается тектоническая пассивность Каракутанского разлома и его оперений. Причиной этому является совпадение их простираний с направлением сжимающих усилий.

Незначительная активность в виде горизонтальных смещений отмечается по северо-восточным разломам. Эта активность привела к концентрации напряжений вдоль них и в участках пересечений с субмеридиональными разломами. Эта же активность вызвала контрастное распределение напряжений в околоразломном пространстве северо-восточных структур. В этом же пространстве наблюдается более 75% нейтральных зон с различной конфигурацией и параметрами. Нейтральные зоны, по существу, это площади, где деформация пород сведена к нулю, это площадь, испытывающая локальное растяжение. Обилие таких зон вдоль северо-восточных разломов и чередование их с зонами локального сжатия (участки концентрации напряжений) ука-



Условные обозначения:

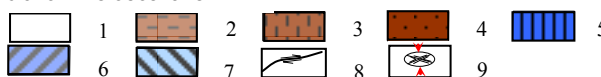


Рис. 1. Карта распределения полей тектонических напряжений в модели структур участка Каракутан: 1 – отсутствие касательных напряжений; 2, 3 – поля слабых напряжений; 4, 5 – поля умеренных напряжений; 6, 7 – поля сильных напряжений; 8 – разрывные нарушения и направления смещения по ним; 9 – направления активных сжимающих усилий

зывает на нестабильность тектонофизической обстановки вдоль разрывов, вызванной их активностью.

Как показывают предыдущие исследования по изучению тектонофизических особенностей рудоконтролирующих структур Чадакского рудного поля [3], локальные зоны растяжения или нейтральные зоны создают совместно с другими геологическими факторами благоприятные условия для локализации золотого оруденения. Из этого следует, что нейтральные зоны вдоль северо-восточных разломов также должны создать эти условия и эти структуры должны контролировать оруденение. Однако в этих разломах не обнаруживается скопление оруденения. Подавляющая масса руд локализована в полостях Каракутанского разлома и его оперениях. В чем причина?

Причина кроется в их пространственном положении по отношению к направлению сжимающих усилий. Если в далеком прошлом, в процессе рудообразования площадь Чадакского рудного поля, в том числе и грабена, была подвержена региональным горизонтальным усилиям сжатия, то структура расположения в геологическом пространстве перпендикулярно или под небольшим углом по отношению к направлению сжатия остаются (становятся) тектонически-пассивным. Рассматриваемые северо-восточные разломы расположены под углом 60-65° к направлению горизонтальных усилий сжатия.

Теоретически при таких условиях разломы могут активизироваться очень незначительно. А это не способствует формированию полостей приоткрывания по ним и локализации здесь оруденения. Для формирования

полостей приоткрывания обязательным условием еще должно быть изогнутая, волнистая, ломаная поверхность разлома. Почти все северо-восточные разломы участка прямолинейны или слабо волнистые. В этих условиях приоткрывания по разломам не происходит. Вот почему эти структуры не повлияли на ход рудообразования. Перейдем к рассмотрению тектонофизических особенностей рудоконтролирующих структур участка Каракутан. Как показывают геолого-структурные исследования, основными рудоконтролирующими элементами являются Каракутанский разлом и его оперения [4], которые протягиваются субпараллельно друг другу в меридиональном направлении. Если не учитывать участки сопряжения этих структур с северо-восточными разломами, то на всем своем протяжении (в пределах участка Каракутан) тектонофизическое состояние их стабильное, на уровне слабых величин напряжений. Тектонически все они пассивны в горизонтальных перемещениях. Изредка можно наблюдать проявление локальной активности в участках пересечений их с северо-восточными разломами. Но оно никак не влияет на общее тектонофизическое состояние разломов.

Все без исключения рудоконтролирующие структуры тектонически пассивны в горизонтальных смещениях, которые часто приводят к образованию полостей приоткрывания, благоприятных для локализации оруденения. Однако в нашем случае горизонтальные смещения по рудоконтролирующим субмеридиональным разломам отсутствуют, но в их полостях локализовано золоторудное оруденение линзо-, ленто-, жилообразной и сложной форм. В чем причина?

Объяснение этому явлению, по всей видимости, надо искать в вертикальных движениях (?) и во влиянии Джулайсайского разлома, который своими разветвлениями пересекает грабен, в северо-западном направлении разбивая его на ряд блоков. Эти блоки в дальнейшем пришли в движение за счет активности Джулайсайского разлома. К одному из таких блоков приурочен участок Каракутан. Взаимоотношение этого блока с другим блоком, расположенном на юге от него, при их активности привело к заложению субмеридиональных структур, ответвлению граничного Каракутанского разлома и в дальнейшем приоткрыванию их полостей для поступления туда рудоносных растворов и локализации оруденения.

Есть еще одна версия образования некоторых субмеридиональных разломов и их вертикального движения, приведшие к раскрытию этих структур. Эта версия заключается в общем опускании внутренней части грабена, при которой формируются трещины отрыва, параллельно протягивающиеся вдоль граничных структур грабена (Акбулак-Каракутанский, Гузаксайский). Иногда происходит расщепление граничных и других крупных внутриграбеновых разломов. Это расщепление во многом зависит от морфологии разломов от состава пород и их физико-механических параметров. Для точной расшифровки геодинамической обстановки, при которой произошло формирование рудоконтролирующих структур и контроль ими золотого оруденения, необходимо провести специальные геолого-структурные исследования, направленные на изучение разрывной тектоники, ранжирования их по возрасту формирования и по отношению к рудообразованию.

Список литературы:

1. М.В.Гзовский. Тектонические поля напряжений. Изв. АН СССР, серия геофиз., №5, 1954.
2. М.В.Гзовский. Метод моделирования в тектонофизике //Сов. Геол. №4, 1958, с. 53-72.
3. М.К.Турапов и др. Экспериментальное моделирование с целью изучения тектонофизических условий формирования структур и оруденения в Гузаксай-Каракутанском грабене Чадакского рудного поля. Ташкент, 2004, стр. 67, фонды ИМР.
4. М.О.Супейманов и др. Оценка золото-серебряного оруденения в межформационной зоне окварцевания на участке Центральный Гузаксай Чадакского рудного поля с целью расширения перспектив карьера Северный рудника Чадак. Ташкент, 2000, стр. 103, фонды ИМР.

УДК 681.892:622.83

© Снитка Н.П., Халикулов Э.Х., Мальский К.С., Умаров Ф.Я. 2012 г.

ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ВИБРОМЕТРА АНАЛИЗАТОРА СПЕКТРА АССИСТЕНТ V3-RT ДЛЯ ИССЛЕДОВАНИЯ ГЕОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

Снитка Н.П., гл. инженер НГМК; Халикулов Э.Х., директор Центрального рудоуправления НГМК; Мальский К.С., преподаватель РГГРУ; Умаров Ф.Я., декан факультета «Геология и горное дело» ТашГТУ, канд. экон. наук

Разработка месторождений полезных ископаемых связана с технологической деятельностью, приводя-

щей к нарушению горно-геологических условий и прочностных характеристик горного массива в рай-

оне расположения выработанного пространства. Интенсивное механическое воздействие на горный массив (в первую очередь, буровзрывные и погрузочно-доставочные работы) порождает в горной среде колебательные процессы различной интенсивности, в ряде случаев приводящие к потере устойчивости поверхностей горных выработок. Для своевременного обнаружения и предотвращения опасных проявлений деформационных процессов проводят мониторинг состояния горного массива и оценку воздействующих на него нагрузок [1-3].

Одним из универсальных методов оценки характера протекания геомеханических процессов в горном массиве является измерение параметров вибрации горных пород, возникающей под влиянием естественных деформационных процессов, происходящих в горном массиве, или искусственно сформированных с заранее заданными параметрами (табл. 1-5, рис. 1, 2). Для определения их величин применяются приборы, измеряющие колебания и вибрацию участков земной поверхности, состоящие из первичных датчиков, в которых происходит преобразование механических колебаний в электрические сигналы, регистрирующимися информирующими приборами. Измеренные значения вибрации могут быть представлены в виде виброускорения, виброскорости и виброперемещения.

В горнодобывающей промышленности измерение параметров вибрации горного массива и его частей производится серийно выпускаемой сейсмоизмерительной аппаратурой, комплектуемой в основном двумя типами датчиков вибрации: датчики с индукционными преобразователями (сейсмоприемники) и датчики с пьезоэлектрическими преобразователями (пьезоэлектрические акселерометры).

Датчики первого типа (например, СМ-3) содержат инерционную массу, движение которой относительно корпуса датчика вызывает изменение магнитного потока в электрической катушке и порождает соответствующую электродвижущую силу. Эти датчики имеют низкие частоты и работают в резонансном режиме. Они используются главным образом для записи вибрации, частоты которых находятся в пределах горизонтальных или линейных участков частотной или фазовой характеристик датчика, и позволяют измерять перемещения в диапазоне частот от долей до сотен герц.

Вибродатчики с пьезоэлектрическими преобразователями (например, АР-38) построены на основе свойства некоторых материалов вырабатывать электрический ток, пропорционально действующей на них механической нагрузке. Эти датчики, в отличие от сейсмоприемников, имеют высокие собственные частоты (от сотен герц до десятков килогерц) и работают в дорезонансном режиме. Они удобны для измерения ускорений в широком диапазоне частот, в пределах которого равномерность характеристики датчика может считаться приемлемой. Частотный диапазон

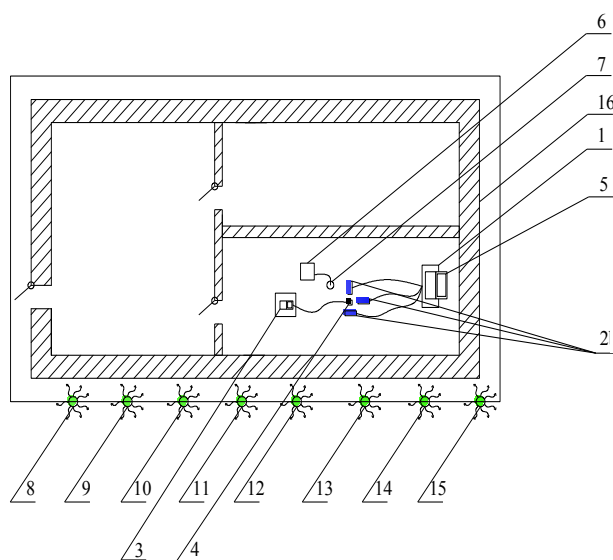


Рис. 1. Месторасположение датчиков и места генерации импульса вибрации: 1 – сейсмостанция Дельта-геон 2; 2 – датчики СМ-3; 3 – виброметр Ассистент V3RT; 4 – вибропреобразователь АР-38; 5 – ноутбук, подключенный к сейсмостанции; 6 – измеритель шума и вибрации ВШВ-3; 7 – датчик измерителя шума и вибрации; 8 – 15 – места возбуждения вибрации; 16 – стена диспетчерской

датчика лежит в пределах от долей герц до нескольких килогерц [1].

Одним из представителей серии регистраторов-сейсмоколебаний является сейсмостанция Дельта-геон 2, комплектуемая датчиками СМ-3, требующая для своей качественной работы размещения в специально оборудованных местах и обслуживания специально подготовленным высококвалифицированным персоналом. Эта сейсмостанция не приспособлена к частным перемещениям, чувствительна к резким из-

Таблица 1

Технические характеристики сейсмостанции Дельта-геон 2

Техническая характеристика	Показатели
Количество каналов	4
Разрядность АЦП	22
Диапазон регистрируемых частот, Hz	0,1 – 240
Кэф. нелинейных искажений, %	0,005
Мгновенный динамический диапазон, dB	115
Величина подавления аттенуаторов, dB	20; 40
Нестабильность опорного термостабилизирующего генератора	10 ⁻⁸
Уровень шумов приведенный ко входу, mkV	0,2
Напряжение питания, W	7-27
Потребляемая мощность, W	1,6
Габаритные размеры, mm	2709*210*150
Масса, kg	2,5
Емкость флеш диска	По желанию заказчика
Диапазон рабочих температур, °C	-30 - +50

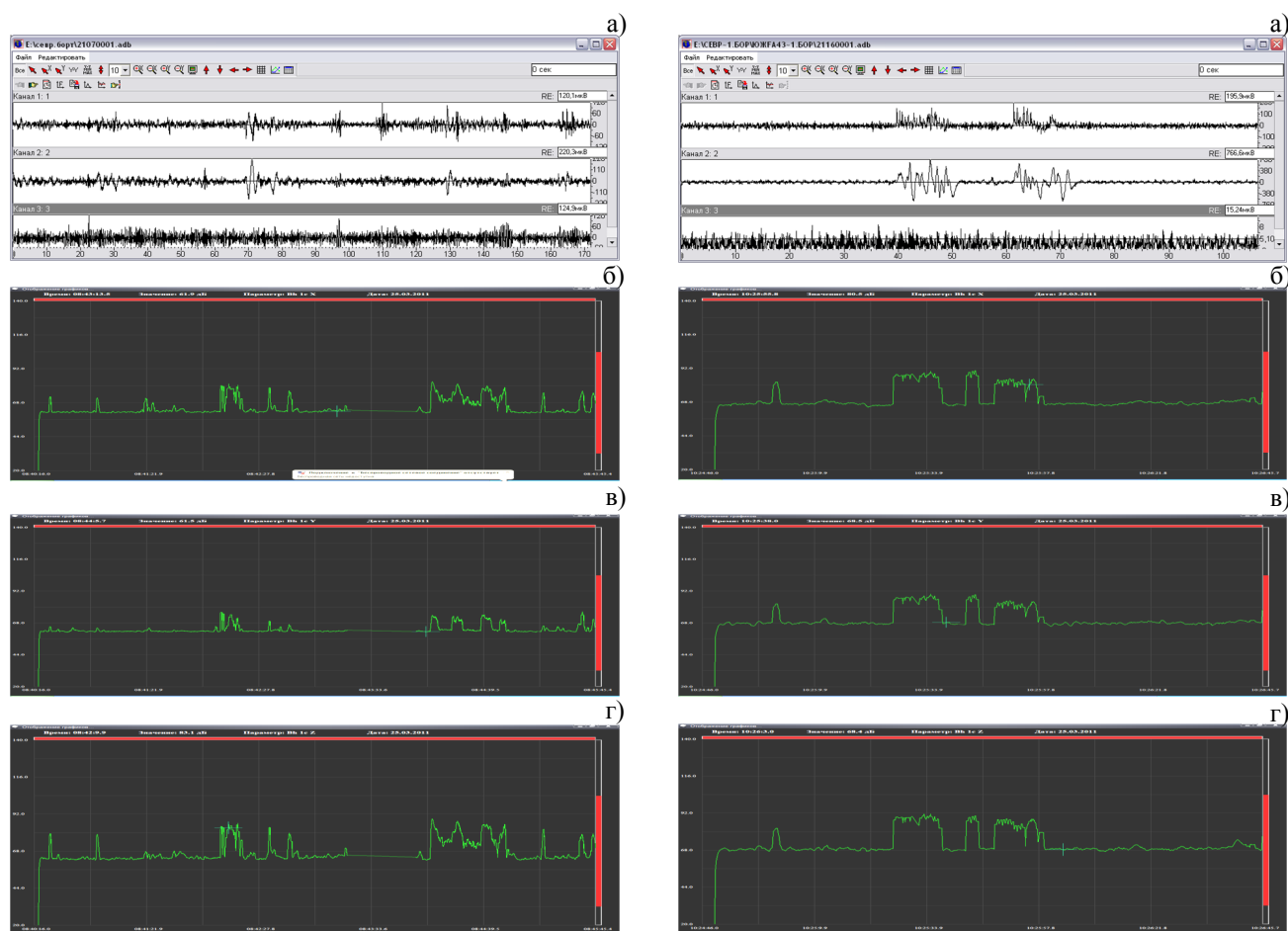


Рис. 2. Результаты эксперимента на северном (слева) и южном (справа) бортах карьера: а) - сейсмодиаграмма сейсмостанции Дельта-геон 2; б), г) - вибродиаграммы виброметра анализатора спектра Ассистент V3-RT по осям X,Y,Z

Таблица 2

Технические характеристики сейсмоприемника СМ-3

Техническая характеристика	Показатели
Амплитуда измерительных колебаний	от 1,10-4 до 5,10-3
Диапазон измеряемых частот, Hz	от 0,5 до 100
Температура окружающей среды с относительной влажностью до 90%, °C	от -10 до +40
Период собственных колебаний маятника Ts, s	2,0±0,1
Момент инерции маятника Ks, kgm ²	8,5.10 ⁽⁻³⁾ ±10%
Приведенная длина маятника Lo, m	8,4.10 ⁽⁻²⁾ ±10%
Чувствительность рабочей катушки Ssg, B.s/m	17±15%
Чувствительность рабочей катушки затухания Sss, B.s/m	17±15%
Величина воздушного затухания Dso	0,02 не более
Срок службы, лет	10
Габаритные размеры, mm	170*145*280
Масса не более, kg	6

Таблица 3

Технические характеристики виброметра анализатора спектра Ассистент V3-RT

Техническая характеристика	Показатели
Число каналов	3
Частотный диапазон измерений, Hz	0,8 – 1250
Дополнительная погрешность измерения уровня виброускорения	± 0,5 dB
Номинальный диапазон шкалы виброметра, dB	70 – 170
Опорный уровень локальная вибрация, dB	140
Опорный уровень общей вибрации, dB	120
Разрешение цифрового индикатора, dB	0,1
Диапазон линейности, dB	100
Потребляемая мощность, W	1
Время непрерывной работы виброметра от аккумулятора 6 V:12 A	не менее 48 часов
Габаритные размеры, mm	190*37*117
Масса, kg	0,8
Емкость флеш диска	до 4 Gb
Диапазон рабочих температур, °C	-10 ÷ +50

Таблица 4

**Технические характеристики
вибропреобразователя AP-38**

Техническая характеристика	Показатели
Осевая чувствительность ($\pm 20\%$), pC/g*1	10
Относительная поперечная чувствительность, %	< 5
Амплитудный диапазон, g*1	$\pm 5\ 000$
Максимальный удар (пиковое значение), g*1	$\pm 10\ 000$
Рабочий диапазон температур, °C	- 60...+ 150
Частотный диапазон (неравномерность ± 1 dB), Hz	0,5...10 000
Собственная частота в закрепленном состоянии, kHz	> 35
Деформационная чувствительность, g·m/mkm	< 0,02
Электрическая емкость, pF	900...1 200
Пьезоэлектрический материал	ЦТС19
Длина встроенного кабеля	2*2 m
Материал корпуса	титан
Масса	38 g

менениям параметров окружающей среды, не обладает возможностью измерения колебаний в диапазоне частот свыше 240 Hz. Кроме того, датчики CM-3 требуют установки только на горизонтальной поверхности и не могут быть применены для измерения вибрации на кровле и стенках горной выработки.

Потребность в приборе, свободном от вышеперечисленных ограничений, определила необходимость поиска недорогого виброизмерительной аппаратуры, удовлетворяющей следующим требованиям:

- регистрировать колебания участков горного массива и обнаженных горными выработками поверхностей в широком диапазоне спектров амплитуд и частот, возникающих при естественных и технологических процессах;

- иметь возможность автономной работы в подземных горных выработках и на бортах карьера в различных его частях в течение длительного времени (более 48 часов);

- формировать данные измерений в виде таблиц и вибродиаграмм;

- простоту установки датчиков на горизонтальных, вертикальных, а также наклонных поверхностях;

- быть защищенной от воздействия внешних факторов, таких как температура, влажность и т.д.

В результате проведенного анализа параметров серийно выпускаемой аппаратуры для измерения колебаний, выявлен прибор виброметр анализатор спектра Ассистент V3-RT, обладающий достаточной чувствительностью,

широким диапазоном измерения, малым весом и простотой использования. Технические характеристики сейсмостанции Дельта-геон 2 комплектующейся сейсмоприемниками CM-3 приведены в табл. 1 и 2.

Технические характеристики виброметра анализатора спектра Ассистент V3-RT, комплектующегося вибропреобразователем AP-38, приведены в табл. 3 и 4.

Для оценки возможности измерения параметров вибрации горного массива в открытых и подземных горных выработках виброметром анализатором спектра Ассистент V3-RT были проведены экспериментальные исследования, задачей которых являлось сравнение его показаний с показаниями сейсмостанции Дельта-геон 2 и измерителем шума и вибрации ВШВ-003 при фиксировании ими вибрации, создаваемой искусственным путем с помощью генератора импульсов ударного действия.

Сравнительные технические характеристики сейсмостанции Дельта-геон 2, виброметра анализатора спектра Ассистент V3-RT и измерителя шума и вибрации ВШВ-03 приведены в табл. 5.

Исследования проводились на северном и южном бортах карьера Мурунтау в зданиях размещения сейсмостанции. Месторасположение датчиков и места генерации импульса вибрации представлены на рис. 1. Датчики измерительной аппаратуры размещались следующим образом: два датчика CM-3 (2) сориентированы по сторонам света и один в вертикальной плоскости, а трехкоординатный датчик AP-38 (4) и однокоординатный датчик ВШВ-003 (7) размещались между датчиками CM-3 на одинаковом расстоянии, и сориентированные также по сторонам света, причем ось X сориентирована на север, ось Y – на восток, ось Z измеряет параметры вибрации в вертикальной плоскости.

Вибрацию инициировали за кирпичной стеной (16) толщиной 25 см, имеющей застекленный оконный проем (северный борт), и глухой стеной той же толщины (южный борт). В качестве генератора виб-

Таблица 5

Сравнение технических характеристик

Показатели	Виброметр Ассистент V3RT	Сейсмостан- ция Дельта- Геон 2	Измеритель шума и вибра- ции ВШВ - 03
Число каналов	3	4	1
Частотный диапазон измерений, Hz	0,8-1250	0,1-240	1-10000
Объем памяти, гигабайт	4	по заказу	нет
Потребляемая мощность, W	1	1,6	1,2
Габаритные размеры, mm	190*37*117	2709*210*150	450*250*80
Масса, kg	0,8	2,5	3,2

рации использовался стальной снаряд диаметром 40 mm, длиной 980 mm и массой 9,6 kg, сбрасываемый с высоты 1,5 m на бетонную отмостку. Расстояние от центра размещения датчиков вибрации изменялось от трех до семи метров. Вибродиаграммы, полученные в результате экспериментов, проведенных на северном и южном бортах карьера, представлены на рис. 2.

Выводы:

1. В результате проведенного эксперимента установлено, что прибор виброметр анализатор спектра Ассистент V3-RT работает устойчиво и регистрирует вибрацию поверхности в месте размещения датчика аналогично регистрации показаний сейсмостанции Дельта-геон 2.

2. Коэффициенты пересчета между показаниями сейсмостанций Дельта-геон 2 и виброметром анализатором спектра Ассистент V3-RT составляют: для сейсмостанции, размещенной на северном борту карьера среднееквадратичное значение коэффициента пересчета - 7,3 $\mu\text{V/dB}$, а для сейсмостанции, размещенной на южном борту карьера - 6,6 $\mu\text{V/dB}$.

3. Прибор может быть рекомендован в качестве измерительного средства для исследования геодинамических процессов в горном массиве, в первую очередь, при проведении измерений параметров вибрации на различных участках горных выработок непрерывно в течение 2-3 суток без постоянного присутствия оператора.

Список литературы:

1. ВейнерД., Цейтлин А.И., «Вибрационные повреждения в промышленности и строительстве», Москва-Стокгольм, 1994, 337с.
2. Шкуратник В.Л. «Измерения в физическом эксперименте», Издательство академии горных наук, М, 2000, 256 с.
3. «Анализатор шума и вибрации ассистент. Руководство по эксплуатации. БВЕК.438150-005РЭ», М, 2010г., 106с.

УДК 631.314.4; 631.316

© Ахметов А.А., Иноятов И.А., Эшматов С.У. 2012 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ФАКТОРОВ, ВЛИЯЮЩИХ НА ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРА РАДИУСА ПЛАНЧАТОГО КАТКА

Ахметов А.А., ст. научный сотрудник СКБ «Трактор», канд. техн. наук; **Иноятов И.А.**, директор представительства «Узгеоавто», канд. техн. наук; **Эшматов С.У.**, директор «Узсельхозмашлизинг» Кашкадарьинской области

Последние годы в зоне хлопководства стали широко применять энергонасыщенные тракторы, такие как МХМ-140, TS-130, TL-100 и др. Тягово-мощностные характеристики которых позволяют агрегатированию с ним при предпосевной обработке почвы комбинированных почвообрабатывающих машин, совмещающих несколько технологических операций за один проход агрегата. В комплекте рабочих органов этих машин для уплотнения и выравнивания почвы применяют катки, снабженные планками.

С точки зрения снижения металлоемкости и массы радиус катка, устанавливаемой в комбинированных почвообрабатывающих машинах должен быть минимальным, но с таким расчетом, чтобы при встрече с крупным почвенным комком каток мог легко перекачиваться через него. При перекачивании через почвенный комок давление катка концентрируется на нем и раздавливает его. В противном случае каток будет толкать почвенные комки перед собой, что приводит к нежелательному процессу - сгуживанию почвы. Следовательно, для предотвращения сгуживания почвы необходимо защемление почвенного комка между по-

верхностью поля и планками катка, т.е. соблюдение условия:

$$\beta_3 < \varphi_c + \varphi_n, \quad (1)$$

где β_3 - угол защемления почвенных комков, градус;

φ_c - угол трения почвы о металл, градус;

φ_n - угол трения почвы о почву, градус.

Удовлетворение условия (1) для наихудшего случая, соответствующего защемлению почвенного комка внешней кромкой планки, т.е. по внешнему диаметру катка (рис. 1), происходит при:

$$r_{км} (1 - \cos\beta_3) - h_{км} = Z_m > r_{км} (1 + \cos\beta_3), \quad (2)$$

где $r_{км}$ - радиус катка, м;

Z_m - ордината точки контакта почвенного комка с катком, м;

$h_{км}$ - глубина погружения планок катка в почву, м;

$r_{км}$ - радиус комка, м.

После преобразования и решения уравнения (2) относительно $r_{км}$, а также принимая во внимание предельный случай, когда $\beta_3 < \varphi_c + \varphi_n$, получим минимальный радиус, обеспечивающий защемление почвенного комка с диаметром в поперечнике:

$$r_{км} > \{ h_{км} + r_{км} [1 + \cos(\varphi_c + \varphi_n)] \} / *$$

$$*[1 - \cos(\varphi_c + \varphi_n)]]. \quad (3)$$

По исходным агротехническим требованиям, предъявляемым к машинам для предпосевной обработки почвы, содержание почвенной фракции размерами более 50 мм в поперечнике допускается не более 5%. Данное требование касается и к каткам, снабженным планкой. Следовательно, во время работы катка встречающиеся с планкой крупные почвенные комки должны быть разрушены на мелкие фракции, размерами в поперечнике менее $d_{\text{км}} = 50 \text{ мм}$.

В отличие от цилиндрического гладкого катка, который, в основном, уплотняет поверхностный слой почвы, планчатый каток, уплотняя почву ребрами своей планки, разбивает, крошит и вдавливают разрушенные комья в почву.

Обычно глубину погружения планок катка определяют из технологического соображения в зависимости от вида возделываемой сельскохозяйственной культуры. Так, например, при возделывании хлопчатника по данным академика Г.М. Рудакова [1] семена хлопчатника следует заделывать во влажную почву на уплотненное семенное ложе, в котором необходимо обеспечить капиллярный подток влаги из нижележащих слоев. Семенное ложе не должно в дальнейшем оседать во избежание обрывов корневой системы проростков. Сверху семена должны быть прикрыты слоем рыхлой почвы, которая обеспечивала бы приток воздуха и тепла семенам, а также была бы легко проницаема для проростков хлопчатника.

Такое условие обеспечивается в том случае, когда планки катка разрыхляют почву на глубину $h_{\text{км}}$ и уплотняют ее нижележащие слои:

$$h_{\text{км}} = h_c - d_c, \quad (4)$$

где h_c - глубина заделки семян, м;

d_c - диаметр семян, м.

При соблюдении соотношения (4) заделка семян

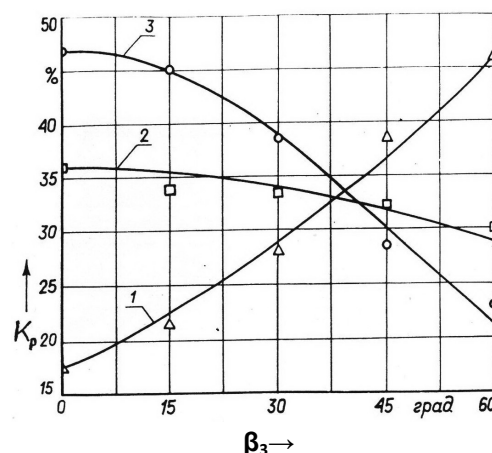


Рис. 1. Схема к определению радиуса зубчато-планчатого катка в зависимости от условий уплотнения почвы (1-3)

производится по рыхлому слою почвы с минимальной затратой энергии и обеспечивается плотный контакт с почвой из-за вдавливания их каточком сеялки в уплотненное семенное ложе.

С учетом вышеизложенных соображений уравнение (3) можно представить в виде:

$$r_{\text{км}} > \{h_c - d_c + r_{\text{км}}[1 + \cos(\varphi_c + \varphi_n)]\} / * [1 - \cos(\varphi_c + \varphi_n)]. \quad (5)$$

Из уравнения (5) видно, что для конкретного типа почвы радиус планчатого катка, обеспечивающий выполнение исходных агротехнических требований, зависит от требуемой глубины заделки и диаметра семян возделываемой культуры.

Таким образом, при конструировании катков размеры его радиуса должны быть выбраны с учетом конкретных почвенно-климатических условий и вида возделываемой культуры.

Список литературы:

1. Рудаков Г.М. Технологические основы механизации сева хлопчатника. – Ташкент: Фан, 1974. – с. 10-23.

УДК 061.3(575.1-25)"2012"

© Кадырова А.А. 2012 г.

XVII НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ «ИННОВАЦИЯ-2012»

Кадырова А.А., зам. директора Центра стратегических инноваций и информатизации, канд. техн. наук

С целью содействия интеграции усилий промышленников, учёных, предпринимателей для решения стратегически важной задачи, выдвинутой Президентом Республики Узбекистан – интенсификации процессов инновационного развития страны, по инициативному проекту Межотраслевого Центра стратегических инноваций и информатизации в г.Ташкенте, в Ташкентском

государственном техническом университете, 19-20 октября 2012 г. проведена традиционная XVII научно-практическая конференция «Инновация-2012».

Инновации являются одним из важнейших стратегических ресурсов государств в XXI веке. Успешное решение социально-экономических проблем, внедрение новых промышленных и финансовых технологий,



Кадыров А.А.

развитие инновационно-инвестиционной инфраструктуры, сохранение и приумножение интеллектуального потенциала, выпуск экспортоориентированной продукции, импортозамещение, накопление валютных резервов в значительной мере обусловлены состоянием инновационной деятельности и инновационных факторов, инновационной культуры в обществе, национальной инновационной системы.

Взаимообусловленность и взаимосвязь инновационных процессов, охватывающих различные сферы деятельности человека, априори свидетельствуют о том, что на современном этапе наиболее значительные результаты могут быть получены на стыке различных научных направлений и междисциплинарных исследований на основе взаимного проникновения идей, методов, разработок. Именно поэтому конференция «Инновация-2012» охватила 8 важнейших для науки и практики направлений.

В рамках Конференции работали 8 секций по важнейшим научно-прикладным и образовательным на-

правлениям:

- Проблемы молодежи и образования.
- Инновационные процессы в отраслях экономики.
- Инновационные технологии и методы для решения проблем рационального использования природных, минерально-сырьевых и топливно-энергетических ресурсов.
- Горное дело и металлургия.
- Автоматические и автоматизированные системы управления технологическими процессами и объектами.
- Системный анализ и математическое моделирование.
- Информационные технологии и системы и их прикладные аспекты (дистанционное образование, электронная торговля и др.). Проблемы информационной безопасности.
- Вода – пустыня – экология. Проблемы и решения.

Программа конференции охватила 13 пленарных и 157 секционных докладов.

Организаторы конференции:

Межотраслевой Центр стратегических инноваций и информатизации Ташкентского государственного технического университета, Навоийский горно-металлургический комбинат, Узбекское отделение Международной академии наук Высшей школы, Республиканский центр «Узбекуку-автоматика».

Участники конференции:

Были заявлены доклады представителями Республики Узбекистан, а также Голландии, Германии, Кореи, России, Украины и Кыргызстана.

Краткое резюме по XVII-ой научно-практической конференции «Инновация-2012»:

Конференция по данному направлению проводится в семнадцатый раз. Предыдущие конференции были проведены в Шахрисабзе (1996 г.), Навои (1997 г.), Фергане (1998 г.), Термезе (1999 г.), Бухаре (2000 г.), Ташкенте (2001, 2002, 2003, 2004, 2005, 2006, 2007, 2008, 2009, 2010, 2011 гг.).

Конференции направлены на формирование инновационной культуры, интенсификацию участия ученых, промышленников, бизнесменов и молодежи в работе по инновационно-технологическому развитию; аккумуляцию и демонстрацию достижений отечественной науки, обмен опытом и развитие меж-



дународных контактов в области культурного, научного и технического сотрудничества, привлечение иностранных инвестиций через ознакомление зарубежных участников с большим интеллектуальным и экономическим потенциалом Узбекистана.

Данная конференция, как и предыдущие, вызвала большой интерес широкой научной общественности и представителей промышленности. В числе докладчиков конференции 4 академика, 53 доктора наук, 96 кандидатов наук, магистры, студенты; ученые и специалисты Навоийского горно-металлургического комбината, Алмалыкского горно-металлургического комбината, Узбекского металлургического комбината,

Ташкентского государственного технического университета, Ташкентского химико-технологического института, Ташкентского университета информационных технологий, Национального университета Узбекистана, Ташкентского института инженеров транспорта, Гулистанского университета, Ургенчского государственного университета, Института энергетики и автоматизации Ан РУз, Самаркандского государственного университета и других организаций.

Особо следует отметить, что существенное количество представленных докладов отражают реальные разработки, которые имеют хорошую перспективу внедрения в отраслях экономики страны.

УДК 35.071.2:001.895

© Кадыров А.А. 2012 г.

РЕТРОСПЕКТИВНЫЙ АНАЛИЗ МОДЕЛЕЙ ИННОВАЦИОННОГО РАЗВИТИЯ

Кадыров А.А., директор Межотраслевого Центра стратегических инноваций и информатизации, академик Международной академии наук Высшей школы, докт. техн. наук, профессор

Вектор экономического развития Узбекистана, определённый Постановлениями Президента Республики «О мерах по совершенствованию координации и управления развитием науки и технологий» (7.08.2006 г.), «О дополнительных мерах по стимулированию внедрения инновационных проектов и технологий в производство» (15.07.2008 г.), утверждённая главой государства специальная Программа, определившая приоритеты промышленного производства Узбекистана на 2011-2015 гг., широкий спектр осуществляемых реформ предусматривают переход к инновационной экономике или к экономике знаний.

Необходимые предпосылки для этого имеются. Узбекистан обладает богатым интеллектуальным, промышленным и ресурсным потенциалом. В стране реализована уникальная Национальная программа подготовки кадров, существует развитый сектор академической и вузовской науки, обеспечивающий выполнение фундаментальных и прикладных исследований, инновационных проектов. Динамично развивается сектор информационно-коммуникационных технологий. Принята и находится в действии Программа широкомасштабной модернизации, технического и технологического обновления промышленных производств, оснащения их самым современным оборудованием на основе реализации активной инвестиционной политики, а также ускоренного внедрения в отраслях промышленности современных научных достижений, инновационных наукоёмких технологий.

Анализ мировых тенденций развития показывает, что в решении всего спектра стратегически важных проблем различных стран в XXI веке ключевая роль также отводится инновациям, инновационной деятель-

ности и основанной на знаниях экономике или инновационной экономике.

В развитых странах мира 75% прироста ВВП получается именно благодаря инновациям. В основе результативности инноваций в этих странах лежит наличие системообразующего механизма, названного К. Фрименом в работе, посвященной моделированию технологической политики в Японии, «**Национальной инновационной системой**» (НИС), представляющей совокупность институтов, относящихся к частному и государственному секторам, которые индивидуально и во взаимодействии друг с другом обуславливают развитие и распространение новых технологий в пределах конкретного государства.

В этом плане представляет интерес ретроспективный анализ моделей инновационного развития различных стран.

Модели инновационного развития. Страны – имитаторы и страны-инноваторы. В зависимости от принятой модели экономического развития, обусловленной множеством различных факторов, можно выделить страны – имитаторы, в которых реализуется имитационная модель (модель «догоняющего развития»), и страны – инноваторы (США, Великобритания, Франция, Германия и др.), в которых осуществляется инновационный сценарий развития экономики и реализуется модель полного инновационного цикла – от формирования инновационной идеи до массового производства готового продукта. Как правило, эта модель включает в себя все компоненты структуры инновационной системы: фундаментальную и прикладную науку, исследования и разработки (R&D), производство опытного образца и массовое производство, а также

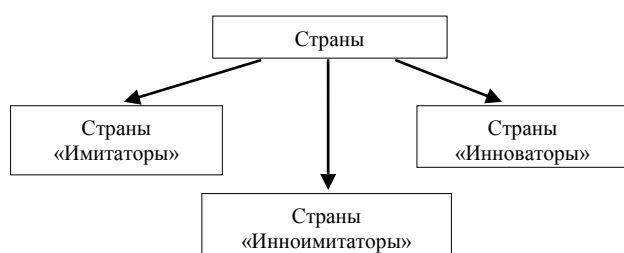


Рис. 1. Схема стран в зависимости от модели экономического развития

различные типы структур экспертизы, финансирования и воспроизводство кадров. Третью категорию составляют страны, у которых наблюдается тенденция формирования модели, вобравшей в себя особенности моделей стран-имитаторов и стран-инноваторов. Эти страны можно назвать странами-инноимитаторами (рис. 1).

Указанным странам соответствуют модели «догоняющего развития», «генерирующая модель», «гибридная» модель (рис. 2)

Основы модели «догоняющего развития» были заложены Японией, которая достигла высоких результатов в экономическом развитии в условиях ограниченности ресурсов, опираясь на заимствованные технологии. Особенность модели «догоняющего развития», реализованная первоначально в Японии и впоследствии перенятая другими странами (Сингапур, Малайзия, Республика Корея и др.), состоит в том, что имитационная политика отдаёт предпочтение не созданию, а селекции передовых технологий, созданных зарубежными странами, и глубоко продуманному оптимальному их использованию. По мере значительного укрепления и достижения высокого уровня развития образовательной и научно-исследовательской сфер, накопления знаний, роста экономического потенциала страны и усиления конкуренции с новыми странами с экономикой «догоняющего развития», – страны - имитаторы переходят на новый путь – страны - инноватора и вместо заимствования чужих технологий доказывают свое технологическое преимущество в тех или иных секторах экономики и начинают сами создавать и распространять в мире новые технологии. В первую очередь, в качестве страны – инноватора, прошедшего за сравнительно короткий промежуток времени предыдущую стадию страны – имитатора следует назвать Японию.

С целью сравнительного анализа приведём примеры национальных инновационных систем ряда стран.

Национальная инновационная система США. Основой национальной инновационной системы США является примерно 150 первоклассных университетов, значительная часть из которых занимает первые места в мировых рейтингах. Но даже среди этой совокупности блестящих высших учебных заведений выделяются: Гарвардский университет, Йельский университет, Колумбийский университет, университет Беркли, Стэнфордский университет, Массачусетский технологический университет и ряд других столь же блестя-

щих университетов, числом около двадцати. Тем не менее, ни в коем случае не стоит сбрасывать со счёта университеты штатов, не имеющих, быть может, столь же блестящей репутации и такого количества нобелевских лауреатов в числе своих профессоров, но, тем не менее, очень крупных по размеру и дающих очень существенный вклад в научное развитие, такие как университет Миннесоты (одного из самых больших по числу университетов США), Висконсинский университет и др. Именно в университетах США сосредоточена основная масса исследований в области фундаментальной науки, значительная часть прикладных исследований. Университеты США являются чрезвычайно богатыми общественными институтами, обладающими громадными земельными владениями (что собственно и является основой их безбедного существования за счёт ренты), очень значительными финансовыми фондами, постоянно пополняемыми богатыми выпускниками, не теряющими связей с родным университетом. Несмотря на то, что частные университеты, в отличие от университетов штатов, берут весьма значительные деньги за обучение, отнюдь не плата за обучение является основой существования этих гигантских научных центров. Университетские исследователи, конечно, получают гранты как от правительства США, так и от различных фондов, но размеры грантов также не являются решающим вкладом в исследовательскую деятельность университета. В США регулярно проводятся рейтинги университетов, расставляющие их по значимости, кроме того, рейтинги проводятся среди однопрофильных факультетов различных университетов. Так, скажем, Сиракузский университет, занимавший в начале XXI века общее место где-то в третьей десятке, имел лучшую в США школу государственного управления. Такое рейтингование чрезвычайно важно для привлечения студентов, и университеты прикладывают много сил для того, чтобы привлечь к преподаванию лучших профессоров и использовать новейшие методы обучения. Помимо университетов, в США фундаментальной исследовательской деятельностью занимаются Институты высших исследований. Их немного, это институты в Принстоне, в Лос-Анджелесе, Санта-Фе, и ещё в небольшом количестве мест, основной задачей которых является подготовка кадров высшей квалификации, уже после защиты докторских степеней, путём организации сотрудничества стажировщиков в этих институтах, специально отобранных талантливых исследователей со

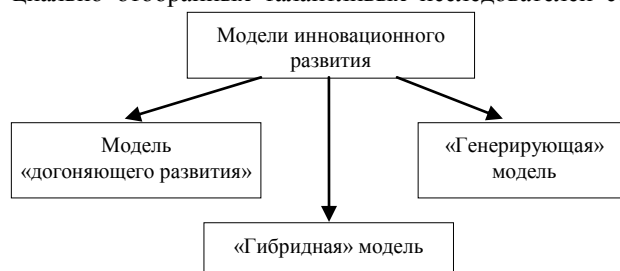


Рис. 2. Модели экономического развития стран

звёздами мировой науки, работающих в этих институтах на постоянной основе, либо приглашённых на несколько месяцев. Так, Эйнштейн и фон Нейман были сотрудниками Пристонского института высших исследований, Мюррей Гелл-Манн, автор теории кварков – постоянный сотрудник института в Санта – Фе, такие примеры естественно можно существенно умножить.

Следующей особенностью национальной инновационной системы США являются Национальные лаборатории, по сути дела огромные институты с тысячами сотрудников, занятых каким-либо одним чрезвычайно важным направлением прикладной науки. Так, Лос-Аламосская лаборатория была местом создания атомной бомбы. Помимо этого, в США существует огромное количество частных исследовательских корпораций, из которых, пожалуй, наиболее известной является Рэнд-корпорэйшен. Эти, как их называют, «мыслительные танки» обслуживают интересы американских государственных ведомств, а также частных компаний, занимаясь как фундаментальными, так и прикладными исследованиями на коммерческой основе. Трансфер технологий в США осуществляется в основном либо из университетов в промышленность с помощью венчурных компаний, о которых уже говорилось выше, либо путём создания внутри самих компаний крупнейших исследовательских подразделений, такими подразделениями обладают практически все наиболее известные компании. А такие научно-исследовательские подразделения, как лаборатория Белл Телефон Компани, числятся среди лучших в мире в своей области. Именно этой лаборатории принадлежат крупнейшие успехи в создании теории информации и развитии новейших средств связи.

Характеризуя в целом национальную инновационную систему США, следует особо подчеркнуть решающую роль университетов. Несмотря на огромные заслуги Национальных лабораторий, относительно недавно всерьёз обсуждалась возможность их закрытия или серьёзное сокращение их государственного финансирования. Важнейшей особенностью американских университетов является их способность за счёт очень высокого уровня зарплат привлекать лучших профессоров со всего мира, а, следовательно, и лучших студентов, многие из которых остаются в США на постоянной основе и получают американское гражданство. Следует отметить, что в настоящий момент очень значительная часть как профессоров, так и студентов американских университетов в области естественных наук и компьютерных исследований являются выходцами из Китая и Индии, а огромное количество профессоров математики – выходцами из России. Такая структура национальной инновационной системы делает США практически полным гегемоном в большинстве областей знания и позволяет сконцентрировать им у себя специалистов, добивающихся самых высоких научных, технических и технологических достижений.

Инновационные системы малых развитых евро-

пейских стран. Основной чертой инновационных систем малых высокоразвитых европейских стран является исключительно высокий уровень фундаментальной науки, финансируемой преимущественно государством. Такие страны, как **Швеция, Нидерланды, Дания, Швейцария, Финляндия** имеют всемирно известные университеты, тщательно выбирающие направления исследований, которые эти университеты действительно способны поднять на мировой уровень.

В Швеции – это математика и классические исследования в Упсале и Лунде, экономика в Упсале и Стокгольмской школе экономики, компьютерные исследования в Линчопинге, биологические и медицинские исследования в Каролинском институте, новые технологии и проблемы городского планирования в Королевском технологическом институте в Стокгольме.

В Нидерландах – это физика; право, экономика, классические исследования и востоковедение в Лейдене, экономика и проблема энергетики – в Гронингене; административное управление и история науки – в университете Амстердама.

Далее мы рассмотрим преимущественно инновационные системы Швеции и Нидерландов, но их наиболее характерные черты присущи также и другим малым развитым европейским странам – Дании, Швейцарии, Финляндии.

В Швеции и Нидерландах большую роль играют национальные академии наук. Особенно заметна эта роль в Швеции, где Академия выполняет, по существу, исключительно важную международную роль, присваивая через Нобелевский комитет Нобелевские премии в области науки, и тем самым не только оказывая непосредственное влияние на формирование направлений мировой фундаментальной науки, но поддерживая очень высокий престиж шведской науки.

В обеих странах значительную роль играют **Институты Высших исследований** – в Швеции в Упсале, в Нидерландах – в Вассенаре. Эти институты, также как их прообраз в Принстоне (США), не только обеспечивают подготовку кадров высшей квалификации в области фундаментальной науки, но и обеспечивают постоянное взаимодействие между международной научной элитой и наиболее талантливой молодёжью тех стран, в которых эти институты расположены.

Высокий уровень фундаментальной науки позволяет поддерживать очень высокий уровень преподавания в ведущих университетах.

Прикладные исследования в Швеции и Нидерландах обеспечиваются преимущественно за счёт грантов и совместных проектов с крупными транснациональными корпорациями – Shall и Fillips в Нидерландах, Volvo, Eriksson – в Швеции. Но в финансировании исследований и разработок активное участие принимают и малый, и средний бизнес.

Большое значение имеют также региональные проекты в области высоких технологий, использующие в качестве образца Силиконовую долину в США – Энергетическая долина в Гронингене (Нидерланды), основ-



Рис. 3. Основные элементы (субъекты, подсистемы, агенты) НИС

ной целью создания которой является разработка энергосберегающих технологий и альтернативного углеводородного топлива. В Швеции в Линчопинге по той же схеме сосредоточены исследования, технопарки, венчурные предприятия в области компьютерных технологий и телекоммуникации.

Сходные схемы построения национальных инновационных систем – мощная фундаментальная университетская наука по ограниченному числу направлений, поддерживаемая государством, поддержка бизнесом прикладных исследований и разработок и региональная концентрация усилий в области науки и технологий – используется в Дании, Финляндии, Швейцарии. Важно отметить, что именно эти страны лидируют в рейтингах мировой конкурентоспособности национальных экономик.

Характерной особенностью национальных инновационных систем рассмотренных выше развитых стран является практически полный охват компонентов инновационных структур (рис. 3).

Национальные инновационные системы Восточной Азии. Модель «догоняющего развития» значительно отличается от евро-атлантической модели инновационного развития и представлена в основном

странами Восточной Азии: Японией, Южной Кореей, Гонг-Конгом, Китаем. В восточно-азиатском инновационном цикле, как правило, отсутствует компонент фундаментально и частично даже прикладной науки. Эти инновационные модели, как правило, ориентированы на экспорт высокотехнологической продукции, при этом заимствуя сами технологии у стран-инноваторов. Наиболее ярким примером данной модели инновационного развития является Япония.

Альтернативная модель инновационного развития. Другая модель инновационного развития нашла применение в странах, не обладающих значительным потенциалом в области фундаментальной и прикладной науки, странах, где сельское хозяйство по-прежнему играет значительную роль в экономике, не отличающихся богатыми запасами сырья, технологии переработки или продажа которого могли бы стать основой национальной конкурентоспособности и т. д. Вследствие этого в инновационном цикле данных стран отсутствует блок фундаментальной и прикладной науки, а также практически отсутствует высокотехнологический цикл. Как правило, инновационная политика таких стран сосредоточена на заимствовании и распространении, а не на создании новых технологий; на развитии образования в области экономики, менеджмента, социологии и психологии труда, в обучении кадров для финансовой и банковской сфер; в развитии фрагментов легкой промышленности, креативной индустрии и рекреации. Большое внимание уделяется также возвращению менеджмента для местных представительств крупных транснациональных корпораций, международных банков, международных политических структур и т. д. Однако необходимо отметить, что подобная переориентация инновационного развития с high-tech'a на high-hume позволяет этим странам добиться очень высоких темпов экономического роста. В качестве примеров такой модели инновационного развития можно указать на национальные инновационные системы Тайланда, Турции, Португалии, Чили и Иордании.

Инновационно-имитационная стратегия экономического развития. Как видно из приведенного выше ретроспективного анализа, в каждом конкретном случае стратегия формирования национальной инновационной системы определяется государственной инновационной политикой, состоянием инновационной культуры в обществе, нормативным правовым обеспечением, состоянием образовательного и научного, технологического и промышленного потенциала; уровнем развития информационно-коммуникационных технологий, инновационным потенциалом малых и средних наукоёмких предприятий, корпораций, а также историческими и культурными традициями страны. То есть, сколько стран, столько реализованных либо формируемых, либо гипотетических национальных инновационных систем. Вместе с тем, как уже было отмечено, есть схожие черты у НИС различных стран. Прежде всего, это проявляется в составе элементов (или иначе: подсистем, секторов, агентов, субъектов). Акцентируем внимание еще на

одном аспекте. Традиционно в публикациях, посвященных НИС, в зависимости от принятой модели экономического развития, страны подразделяют на страны - имитаторы (со стратегией «поглощения» заимствованных технологий) и страны - инноваторы (со стратегией создания конкурентоспособных технологий). Наш анализ показывает, что страны - имитаторы начинали своё движение к созданию национальных инновационных систем практически с нуля, «в чистом поле», без многих компонентов потенциально-формируемых НИС.

Возникает вопрос: каким должен быть сценарий экономического развития стран, у которых изначально имеются развитая фундаментальная наука и сектор образования, кадровый потенциал, промышленной потенциал и другие компоненты потенциальной НИС. Очевидно, оптимальным в стратегическом плане для таких стран должна быть **гибридная инновационно-имитационная** (в дальнейшем изложении – «**инноимитационная**») стратегия экономического развития. Эти страны, в пределах достижимых ими ниш, создают

свои конкурентоспособные технологии и параллельно осваивают тщательным образом отобранные заимствованные технологии. В связи с изложенным, учитывая существующие реалии, представляется целесообразное деление стран в зависимости от реализуемой стратегии экономического развития на:

- страны – инноваторы
- страны – инноимитаторы
- страны – имитаторы.

В этом ключе, Узбекистан в силу наличия многих потенциально-значимых и перспективных для формирования национальной инновационной системы секторов, относится к инноимитационным странам.

В странах – инноимитаторах оптимизация траектории движения к экономике знаний и ускорение процессов построения национальных инновационных систем может быть обеспечено именно за счет параллельного, тщательно взвешенного использования инновационного и имитационного сценариев, то есть симбиоза сценариев.

УДК 622.44

© Макаров В.Н., Косарев Н.П. 2012 г.

РАСЧЕТ ИДЕАЛЬНОЙ ХАРАКТЕРИСТИКИ ЦЕНТРОБЕЖНОГО ВЕНТИЛЯТОРА С АЭРОГАЗОДИНАМИЧЕСКИМИ ПРОФИЛЯМИ

Макаров В.Н., проректор по инновационной работе «Уральского государственного горного университета», докт. техн. наук, профессор; **Косарев Н.П.**, ректор «Уральского государственного горного университета» докт. техн. наук, профессор

Наиболее перспективным направлением повышения аэродинамической нагруженности и адаптивности шахтных вентиляторов на современном уровне развития данной научно-технической проблемы является применение энергетических методов управления течением в проточной части турбомашин.

Эти методы при всем их многообразии обеспечивают выравнивание поля скоростей, локализацию и устранение зон отрывного вихреобразования, т.е. формируют квазипотенциальное течение в проточной части рабочего колеса вентилятора, тем самым делая возможным изменение углов выхода потока из рабочего колеса и входа в него, что позволяет увеличивать аэродинамическую нагруженность и регулируемость вентилятора.

Конструктивные особенности шахтных центробежных вентиляторов позволяют реализовывать в них энергетические методы управления течением в межлопаточных каналах рабочих колес и на входе в вентилятор. При этом использование аэрогазодинамических струй управляющего потока без применения дополнительных устройств подвода энергии существенно повышает эффективность их взаимодействия с основным потоком, обеспечивая достаточную простоту и надежность конструктивного исполнения струйных устройств. В качестве источника аэрогазодинамических

струй в данном случае может быть использована внутренняя полость спирального корпуса центробежного вентилятора, представляющая собой область повышенного давления, по сравнению с проточной частью вентилятора во входном патрубке и в межлопаточных каналах рабочего колеса [1].

В связи с этим большой практический интерес представляет построение математической модели идеальной аэродинамической характеристики турбомшины с аэрогазодинамическим управлением течением потока в межлопаточных каналах.

В работах [2, 3] на базе метода конформного отображения предложена математическая модель аэродинамического расчета вращающейся круговой решетки профилей со струйным управлением циркуляцией. Анализ приведенных в указанной работе уравнений с учетом наличия в профилях n -источников управляющего потока и связи коэффициентов циркуляции и теоретического давления позволяет сделать вывод, что идеальная аэродинамическая характеристика вращающейся круговой решетки профилей со струйным управлением циркуляцией может иметь в общем случае произвольную форму. Указанное обстоятельство обусловлено тем, что характеристика в данном случае зависит не только от геометрических параметров, но и

от энергетических характеристик круговой решетки.

С точки зрения практической реализации энергетического метода повышения аэродинамической нагруженности шахтных центробежных вентиляторов наибольший интерес представляют круговые решетки профилей, в которых в качестве струйных устройств используются конструктивные элементы самой круговой решетки, а управляющий поток представляет собой часть основного потока. Такие устройства отличаются простотой конструктивного исполнения, обеспечивают надежность и ремонтно-пригодность вентиляторов, повышение с их помощью аэродинамической нагруженности, адаптивности и экономичности шахтных вентиляторных установок и, как результат, потенциально широкую область их применения.

Принимая геометрические параметры струйных устройств неизменными, получим, что в соответствии с общими принципами аэрогазодинамики [4], коэффициент суммарного расхода управляющего потока $\varphi_{\sigma A}$ пропорционален квадратному корню из коэффициента теоретического давления турбомашин y_t , т.е.:

$$n_{\text{л}} \varphi_{\sigma A} = K_n \sqrt{\psi_t}, \quad (1)$$

где $n_{\text{л}}$ - количество лопаток рабочего колеса вентилятора;

$$K_n = \sqrt{\frac{\psi_t \sum_{k=1}^n \zeta_k l_k^2}{\sum \psi_{tk}}} - \text{приведенный коэффициент}$$

сопротивления устройств подачи управляющего потока;

ζ_k - коэффициент сопротивления k -го устройства подачи управляющего потока;

l_k - характеристический размер k -го устройства подачи управляющего потока;

y_{tk} - локальный коэффициент теоретического давления на профиле лопатки в месте входа k -го устройства подачи управляющего потока;

$$\varphi_{\sigma A} = \sum_{k=1}^n \varphi_{Ak}, \quad \varphi_{Ak} - \text{коэффициент расхода управляющего}$$

потока k -го устройства подачи.

Примем, что идеальная аэродинамическая характеристика вращающейся круговой решетки аэрогазодинамических профилей - это графическое изображение функциональной зависимости ее коэффициента теоретического давления y_t от коэффициента расхода φ_t при неизменности геометрических параметров струйных устройств и, соответственно, их энергетических характеристик от теоретического давления согласно уравнению Бернулли.

С учетом [1] выражение для идеальной аэродинамической характеристики вращающейся круговой решетки аэрогазодинамических профилей можно представить в виде:

$$\psi_t - K_{\varphi \sigma A} K_n \sqrt{\psi_t} - \psi_0 + K_{\varphi} \varphi_t = 0, \quad (2)$$

где $K_{\varphi \sigma A}$ - коэффициент влияния подачи управляющего потока на коэффициент теоретического давления вентилятор;

$$\psi_0 = \frac{2\pi(\Phi^2 - 2\Phi \cos \theta_{0(n+2)} + 1)\bar{V}_{v(n+2)}}{\Phi^2 + 1} - \text{максимальный}$$

коэффициент теоретического давления базовой круговой решетки классических профилей;

Φ - формпараметр круговой решетки профилей;

θ - угол положения радиус-вектора задней критической точки профиля круговой решетки на круге единичного радиуса;

$\bar{V}_{v(n+2)}$ - относительная скорость потока вытеснения в задней критической точке профиля круговой решетки на круге единичного радиуса;

$$K_{\varphi} = \frac{\psi_0}{\varphi_{t \max}} - \text{коэффициент влияния подачи вен-$$

тилятора на его теоретическое давление,

$\varphi_{t \max}$ - максимальный коэффициент теоретической подачи при $y_t=0$. С учетом математической модели [3] получим:

$$K_{\varphi} = \frac{8\Phi(\Phi^2 + 1) \sin \theta_{0(n+2)} [1 + n_{\text{л}} \bar{\varphi}(\Phi^2 - 1)^2]}{(\Phi^2 - 1) \frac{(\Phi^2 + 2\Phi \cos \theta_{0(n+2)} + 1)^2}{(\Phi^2 + 2\Phi \cos \theta_{0(n+2)})}}. \quad (3)$$

$$K_{\varphi \sigma A} = \frac{\sum_{k=1}^n \bar{\varphi}_{Ak} \Phi \sin \theta_{0(n+2)}}{(\Phi^2 - 1)} + \frac{\sum_{k=1}^n \bar{\varphi}_{Ak} \sin(\theta_{Ak} - \theta_{0(n+2)})}{(1 - \cos(\theta_{Ak} - \theta_{0(n+2)}))},$$

$$\text{где } \bar{\varphi} = \frac{\varphi_{\sigma A}}{\varphi_t}; \quad \bar{\varphi}_{Ak} = \frac{\varphi_{Ak}}{\varphi_{\sigma A}};$$

θ_{Ak} - угол положения радиус-вектора k -го устройства подачи управляющего потока на круге единичного радиуса.

Математический анализ функции (2) показывает, что идеальная аэродинамическая характеристика вращающейся круговой решетки аэрогазодинамических профилей представляет собой степенную функцию коэффициента теоретического расхода φ_t , причем $\varphi_t = \varphi_{t \max}$ соответствует $\varphi_{t \max}$ классической круговой решетки профилей без струйных устройств, так как достигается при $y_t=0$, т.е. в соответствии с принятым определением аэрогазодинамического профиля в данном случае $\varphi_{\sigma A}=0$.

Найдем максимальное значение коэффициента теоретического давления вращающейся круговой решетки аэрогазодинамических профилей, то есть его значение $y_{t \max}$ при $\varphi_t = 0$. В соответствии с (2) и с учетом того, что в данном случае рассматривается вариант $K_{\varphi A} > 0$, т.е. геометрические параметры струйного устройства способствуют увеличению давления, развиваемого круговой решеткой, получим:

$$\psi_{\tau \max} = \frac{K_{\varphi_{\alpha}}^2 K_n^2}{2} + K_{\varphi_{\alpha}} K_n \sqrt{\frac{K_{\varphi_{\alpha}}^2 K_n^2}{4 + \psi_0}}. \quad (4)$$

Принимая, $\bar{\psi}_{\tau} = \frac{\psi_{\tau}}{\psi_0}$ получим выражение для удель-

ной идеальной аэродинамической характеристики вращающейся круговой решетки аэрогазодинамических профилей по отношению к базовой классической решетке профилей:

$$\bar{\psi}_{\tau \max} = 1 + 0,5 \bar{K}_{\varphi_{\alpha}}^2 \bar{K}_n^2 \left(1 + \sqrt{1 + \frac{4}{\bar{K}_{\varphi_{\alpha}}^2 \bar{K}_n^2}} \right), \quad (5)$$

$$\text{где } \bar{K}_{\varphi_{\alpha}} = \frac{K_{\varphi_{\alpha}}}{\sqrt{\psi_0}}; \bar{K}_n = \frac{K_n}{\sqrt{\psi_0}}.$$

Полученная характеристика имеет существенно большую наполненность по давлению в сравнении с аэродинамической характеристикой вращающейся круговой решетки классических профилей. Целенаправленный выбор геометрических параметров круговой решетки профилей и струйных устройств позволяет в широком диапазоне изменять ее максимальный коэффициент теоретического давления и, что принципиально важно, функциональную зависимость прироста коэффициента теоретического давления u_{τ} от коэффициента расхода φ_{τ} .

Рассматривая заднюю критическую точку бесконечно тонкого профиля теоретической круговой решетки, как его угловую точку, в которой расположен вихреисточник, представляющий собой сингулярную особенность [4], характерную для особой точки возврата, получим, что при потенциальном обтекании неограниченным потоком круговой решетки бесконечно тонких профилей их задняя критическая точка перестает быть точкой ветвления потока и угловой точкой, т.е. при указанных условиях имеет место плавное обтекание потенциальным потоком концевой кромки бесконечно тонкого аэрогазодинамического профиля [4].

Таким образом, в теоретической круговой решетке аэрогазодинамических профилей при изменении энергетических характеристик управляющего потока, в частности интенсивности вихреисточников в концевых точках профилей, происходит изменение угла выхода потока β_2 из круговой решетки при фиксированном значении коэффициента ее расхода. По мере увеличения интенсивности управляющего потока происходит поворот основного потока на выходе из круговой решетки аэрогазодинамических профилей в направлении ее вращения, что в соответствии с уравнением Эйлера для теоретической турбомашин приводит к росту коэффициента теоретического давления u_{τ} по сравнению с u_{τ} , соответствующего углу выхода $\beta_{2л}$ телесного теоретического профиля круговой решетки, т.е. ведет к возникновению режима суперциркуляции. Физически формирование режима суперцирку-

куляции в соответствии с введенным понятием аэрогазодинамического профиля можно объяснить изменением кривизны теоретического аэрогазодинамического профиля в его хвостовой части по отношению к базовому теоретическому телесному профилю по мере изменения энергетических параметров управляющего потока, то есть в данном случае интенсивности вихреисточников. Теоретический аэрогазодинамический профиль, соответствующий линиям тока по мере изменения энергетических характеристик управляющего потока, изменяет свою кривизну по сравнению с базовым теоретическим профилем, тем самым, изменяя угол выхода линий тока.

Этим объясняется формирование аэрогазодинамического профиля двойной кривизны - выпуклой в его основной части и вогнутой в хвостовой части, или, как принято в известной терминологии, S-образного теоретического аэрогазодинамического профиля переменной кривизны. Указанный профиль способствует росту коэффициента теоретического давления круговой решетки аэрогазодинамических профилей по сравнению с теоретической круговой решеткой классических профилей и изменению вида функциональной зависимости, а, следовательно, формы идеальной аэродинамической характеристики вращающейся круговой решетки аэрогазодинамических профилей.

Изменение угла выхода виртуального теоретического аэрогазодинамического профиля идеальной круговой решетки по отношению к базовому теоретическому телесному профилю обусловлено, как показано ранее, тем, что сингулярная особая точка, совпадающая при данном виде аэрогазодинамического теоретического профиля с его задней критической точкой g , не является особой точкой ветвления потока и плавно обтекается потенциальным неограниченным потоком. Кривизна линий тока в окрестности задней критической точки совпадающих с теоретическим аэрогазодинамическим профилем, определяет угол выхода потока круговой решетки, а, следовательно, и угол выхода теоретического аэрогазодинамического профиля, являющегося функцией энергетических параметров управляющего потока в задней критической точке: коэффициент подачи управляющего потока вихреисточника $u_{\text{Лк}}$ коэффициент циркуляции вихреисточника $g_{\text{в}}$.

Поскольку энергетические параметры управляющего потока в соответствии с определением круговой решетки аэрогазодинамических профилей являются функциями коэффициента теоретического давления u_{τ} , то при изменении коэффициента расхода φ_{τ} идеальной круговой решетки аэрогазодинамических профилей происходит изменение угла выхода теоретического аэрогазодинамического профиля. По этой причине идеальная аэрогазодинамическая характеристика теоретической вращающейся круговой решетки аэрогазодинамических профилей, в отличие от линейной функциональной зависимости для базовой круговой решетки классических профилей, имеет вид степенной функции, характеристики которой определяются

геометрическими параметрами теоретической круговой решетки аэрогазодинамических профилей и струйных управляющих устройств.

Таким образом, применение аэрогазодинамических профилей позволяет существенно увеличить коэффициент теоретического давления u_t вращающейся круговой решетки, что очень важно для шахтных центробежных вентиляторов, особенно газоотсасывающих, для которых характерна высокая аэродинамическая нагруженность.

Следует подчеркнуть, что приведенные в данном пункте результаты подтверждают эффективность применяемых в настоящее время в шахтном вентиляторостроении круговых решеток с S-образными телесными профилями. Однако следует заметить, что в проводимых при их создании исследованиях основное внимание уделялось оптимизации рабочей поверхности лопатки центробежного вентилятора, т.е. профиля в области повышенного давления, в то время как для шахтных вентиляторов, имеющих малую густоту круговых решеток профилей, харак-

терно взаимное влияние особенностей канального течения в межлопаточных каналах и обтекания профилей. По этой причине, для повышения аэродинамической нагруженности, адаптивности и экономичности шахтных вентиляторов принципиальное значение имеет характер течения на тыльной поверхности лопатки рабочего колеса в области ее выходного участка, где формируется зона разрежения потока, поскольку указанные выше характеристики определяются разностью давлений на рабочей и тыльной поверхностях лопатки. Аэрогазодинамический профиль в данном случае способствует повышению эффективности взаимодействия основного потока с тыльной поверхностью рабочей лопатки круговой решетки, улучшая тем самым ее аэродинамические характеристики.

В соответствии с предложенными рекомендациями спроектирована аэродинамическая схема, на базе которой ведутся разработки высоконапорного газоотсасывающего вентилятора комбинированного проветривания типа УВЦГ.

Список литературы

1. Макаров В.Н. Повышение адаптивных свойств шахтных вентиляторов управлением обтеканием лопаток рабочего колеса. В сб.: Управление вентиляцией и газодинамическими явлениями в шахтах. Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1981. С. 11-15.
2. Косарев Н.П., Макаров В.Н. Аэродинамика центробежных вентиляторов со струйным управлением обтеканием // Известия УГТУ. 2007. Вып. 22. С. 93 - 100.
3. Макаров В.Н., Агушев В.А., Ковыров Е.И. Повышение эффективности шахтных центробежных вентиляторов главного проветривания. В сб.: Горные машины. Свердловск: НИПИгормаш, 1982. С. 121-127.
4. Седов Л.И. Механика сплошной среды. М.: Наука, 1973. т.1. 536 с.

УДК 678.743.22.022.1

© Мухиддинов Б.Ф., Вапоев Х.М., Хамидов О.Ж., Шарипов С.Ш. 2012 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ СВОЙСТВ ПЛАСТИФИКАЦИИ ПОЛИВИНИЛФТОРИДА С ВЫСОКОМОЛЕКУЛЯРНЫМИ СОЕДИНЕНИЯМИ

Мухиддинов Б.Ф., проректор по научной работе НГГИ, докт. хим. наук, профессор; **Вапоев Х.М.**, доцент кафедры «Химическая технология» НГГИ, канд. техн. наук; **Хамидов О.Ж.**, ассистент кафедры «Химическая технология» НГГИ; **Шарипов С.Ш.**, бакалавр НГГИ

Известно, что поливинилфторид (ПВФ) трудно перерабатывается из расплава из-за его высокой вязкости и близости температур плавления и разложения. Одним из методов устранения этих недостатков является пластификация ПВФ.

В работах [1-4] исследованы пластификации ПВФ с низкомолекулярными – фталатными, фосфатными, адипинатными пластификаторами.

Низкомолекулярные пластификаторы имеют некоторые недостатки, к ним можно отнести их миграцию, экстрагируемость и летучесть при эксплуатации, приводящей к повышению жесткости, хрупкости, влагопроницаемости, а также к ухудшению ряда

других эксплуатационных свойств полимерных материалов, сокращая срок их службы. Эти обстоятельства вызвали интерес по применению высокомолекулярных пластификаторов, которые лишены вышеотмеченных недостатков.

В данной работе приводятся результаты исследований по пластификации ПВФ с нитрильными каучуками. Объектом исследования служил ПВФ с молекулярной массой 474000, синтезированный водно - суспензионной полимеризацией винилфторида. В качестве высокомолекулярного пластификатора использовали нитрильные каучуки марки СКН-26 и СКН-40 промышленного продукта. Термомеханические испытания

ПВФ и его композиций в виде таблеток проводили на динамометрических весах Каргина [5] в интервале температур от 273 до 523 К при постоянной нагрузке $0,7 \cdot 10^{-6}$ Па и равномерном подъеме температуры со скоростью 2 grad/min. Термоокислительное дегидрофторирование в твердой фазе проводили в стеклянном реакторе Вартмана в токе воздуха, скорость дегидрофторирования определяли по методике [6]. Динамический термический анализ образцов проводили в воздушной среде на дериватографе типа МОМ-1 ОД-102 системы «Паулик, Паулик и Эрдей» в интервале температур 303-1273 К со скоростью нагрева 5 grad/min. Энергию активации термоокислительного распада и его композиций рассчитывали методами Аррениуса, Фримена и Кэрролла [7] (рис. 1, табл. 1-3).

Диэлектрические свойства образцов в виде пленок толщиной $1,8 \cdot 10^{-4}$ м исследовали при помощи моста переменного тока Р-589 и измерителя добротности ВМ-560 в интервале температур от 173 до 423 К со скоростью нагрева 2,0 grad/min. Механические свойства пленок определяли на разрывной машине марки. Скорость хода растягивающего устройства составляла 5 mm/min. Размер исследуемого образца $6 \cdot 10^{-2}$ м с толщиной $1,8 \cdot 10^{-3}$ м.

В табл. 1 представлены результаты термомеханических исследований композиций поливинилфторида с нитрильными каучуками. Анализ полученных данных показывает, что с увеличением содержания нитрильных каучуков T_c и $T_{пл}$ ПВФ снижается. В отличие от композиций - ПЭ и фторкаучуками [8, 9] с нитрильными каучуками температурные переходы снижаются значительно, что обусловлено наличием в молекуле полярных нитрильных групп, приводящих к лучшему взаимодействию с макромолекулами ПВФ.

Среди использованных нитрильных каучуков больше всего снижает температурные переходы СКН-40. По-видимому, это связано с содержанием нитрильных групп в каучуке.

Таким образом, результаты термомеханических

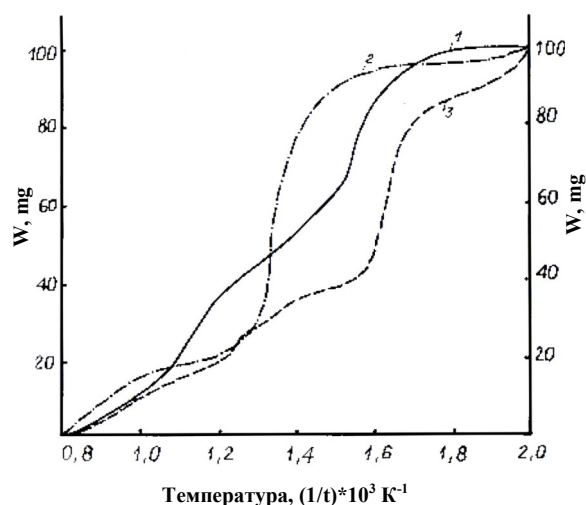


Рис. 1. Кривые ДТГА термоокислительной деструкции композиций поливинилфторида с СКН-40: содержание СКН-40 в масс. %; 1 - исх. ПВФ; 2 - 1,0; 3 - 5,0

свойств композиций ПВФ с нитрильными каучуками показывают, что нитрильные каучуки снижают температуру плавления полимера от 479 К до 444 К, что способствует перерабатываемости полимера из расплава намного ниже температуры начала термодеструкции полимера.

Учитывая вышеизложенное, нами были проведены исследования термоокислительного дегидрофторирования ПВФ потенциометрическим методом с использованием фторидного иона – селективного электрода, результаты которого представлены в табл. 2. Как видно из результатов исследований, с увеличением содержания нитрильных каучуков до определенной концентрации в зависимости от температуры скорость термодеструкции ПВФ снижается, а дальнейшее увеличение содержания нитрильных каучуков приводит к увеличению скорости термодеструкции ПВФ.

По-видимому, это связано с тем, что в начальный момент HF, присоединяясь к двойным связям, инги-

Таблица 1

Влияние концентрации нитрильных каучуков на температурные переходы поливинилфторида

Образцы	Содержание каучуков, в масс. %	T_c , К	$T_{пл}$, К
ПВФ исх.	0	316	479
ПВФ+ СКН-26	1,0	312	476
	5,0	306	462
	10,0	290	461
	20,0	284	495
	30,0	276	448
ПВФ+ СКН-40	1,0	309	472
	5,0	303	465
	10,0	286	457
	20,0	279	449
	30,0	268	444

Таблица 2

Влияние содержания нитрильных каучуков на термоокислительную деструкцию поливинилфторида

Образцы	Содержание каучуков, в масс. %	$V_{HF} \cdot 10^6$ mol HF/mol ПВФ при интервале температур		
		443 К	453 К	463 К
ПВФ исх.	0	4,30	14,70	27,10
ПВФ+ СКН-26	1,0	3,10	6,00	10,30
	5,0	1,90	5,40	7,70
	10,0	0,85	4,30	10,00
	20,0	0,76	1,75	12,00
	30,0	0,80	3,47	14,3
	30,0	0,80	3,47	14,3
ПВФ+ СКН-40	1,0	0,82	4,60	8,20
	5,0	0,62	1,62	4,27
	10,0	0,24	0,35	1,38
	20,0	0,39	0,71	2,25
	30,0	0,65	1,24	4,91
	30,0	0,65	1,24	4,91

Таблица 3

Физико-химические, механические и термические характеристики композиций поливинилфторида с нитрильными каучуками

Композиции ПВФ	T _{н.р.} , К	T _{пл.} , К	tgδ при 10 ⁶ Hz	Прочность на разрыв, МПа	Относительное удлинение при разрыве, %
ПВФ	498	493	0,0633	38,4	60,0
ПВФ+1,0 масс.% СКН-26	534	488	0,0650	38,1	65,8
ПВФ+5,0 масс.% СКН-26	663	481	0,0752	37,0	89,50
ПВФ+10,0 масс.% СКН-26	583	473	0,0879	35,2	110,1
ПВФ+20,0 масс.% СКН-26	633	469	0,1126	30,1	162,3
ПВФ+30,0 масс.% СКН-26	613	463	0,1373	26,8	200,1
ПВФ+1,0 масс.% СКН-40	546	473	0,0659	38,3	64,1
ПВФ+5,0 масс.% СКН-40	667	468	0,0759	37,4	82,5
ПВФ+10,0 масс.% СКН-40	620	463	0,0844	36,1	103
ПВФ+20,0 масс.% СКН-40	610	457	0,1136	31,3	152,3
ПВФ+30,0 масс.% СКН-40	592	450	0,1388	28,6	194,3

бирует радикально - цепные процессы термодеструкции ПВФ. С возрастанием температуры увеличивается количество продуктов термодеструкции, которые тоже могут инициировать процесс термодеструкции.

Сравнение кинетических данных дегидрофторирования композиций с нитрильными каучуками показывает, что среди использованных нитрильных каучуков СКН-40 больше снижает скорость деструкции. Это обусловлено содержанием нитрильных групп СКН-40 по сравнению с СКН-26.

Термические характеристики композиций ПВФ исследованы также методом дифференциального термического анализа. На рис. 1 представлены кинетические кривые ДТГА исходного ПВФ и его композиций с нитрильным каучуком.

Как видно из кинетических кривых ДТГА, темпе-

ратура начала разложения возрастает от 498 К до 667 К, а дальнейшее увеличение содержания нитрильных каучуков приводит к снижению T_{нр} ПВФ. Это, во-первых, связано с присоединением HF к двойным связям, во-вторых, не исключено инициирование продуктов разложения нитрильных каучуков при термодеструкции ПВФ. По данным ДТА T_{пл} ПВФ (табл. 3) значительно снижается, что способствует перерабатываемости полимера без разложения.

Фторсодержащие полимеры и композиции на их основе характеризуются высокими показателями диэлектрических свойств. В этой связи было исследовано влияние содержания нитрильных каучуков на значение tgδ. Как видно из результатов исследований (табл. 3), с увеличени-

ем содержания нитрильных каучуков значение tgδ возрастает, что обусловлено полярностью макромолекул каучука. С целью выяснения влияния эластомеров на свойства ПВФ исследованы механические свойства композиции ПВФ с нитрильными каучуками, результаты которых представлены в табл. 3. Как видно из результатов исследований, увеличение содержания нитрильных каучуков приводит к снижению относительного удлинения при разрыве ПВФ - композиций.

На основании вышеизложенного следует отметить, что смеси ПВФ с нитрильными каучуками обеспечивают возможность создания композиций с одновременным проявлением пластифицирующих и стабилизирующих действий, что крайне важно с точки зрения технологий их переработки.

Список литературы:

1. Мухиддинов Б.Ф., Гафуров А.Х., Асамов М.К., Никольский В.Г., Филиппов В.В. «Исследование молекулярной подвижности в пластифицированном ПВФ методами радиотермолюминесценции и термомеханики», журн. Высокомолек.соед., 1984, т. XXVI/Б, №9.
2. Мухиддинов Б.Ф., Аловитдинов А.Б., Гафуров А.Х. «Пластификация ПВФ фосфорсодержащими соединениями», Пласт.массы, 1989.
3. Мухиддинов Б.Ф., Гафуров А.Х., Асамов М.К., Собиров Б.Б., Луговая Н.И. «Синтез и применение фторсодержащих эфирфталевой кислоты», Тезисы докладов III регионального совещания республики Ср.Азии и Казахстана по химическим реактивам, Ташкент, 1990.
4. Мухиддинов Б.Ф., Собиров Б.Б., Ваповев Х.М. «Влияние природы и концентрации фосфатных пластификаторов на температурные переходы поливинилфторида», Тезисы докладов научно-практической конференции «Полимерлар-2002», Ташкент, 2002.
5. Каргин В.А., Соголова Т.Н. К вопросу трех физических состояний аморфно-жидких линейных полимеров. ЖФХ, 1949, т.23, №5.
6. Мухиддинов Б.Ф. «Разработка и исследований свойств композиционных материалов на основе поливинилфторида и технология их получения». Диссертация на соискание ученой степени докт.хим.наук Ташкент 2000.
7. Райх Л., Леви Д. Динамический термогравиметрический анализ при деструкции полимеров. - В кн.: Новое о методах исследования полимеров. М.: Мир, 1968.
8. Мухиддинов Б.Ф., Минскер К.С., Холиков М.Х., Собиров Б.Б., Асамов М.К. «Пластификация ПВФ фторкаучуками». Узб.хим.журн., 1995, №2.
9. Мухиддинов Б.Ф. «Влияние содержания полиэтилена на смешение температурных переходов ПВФ». Научные труды международного симпозиума по механике химии, Ташкент, 21-24 ноября, 1995.

МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ РАСХОДА ТОПЛИВА ПРИ ИСПЫТАНИИ МАШИН

Аскарходжаев Т.И., профессор кафедры «Дорожно-строительные машины» ТАДИ, докт. техн. наук; **Асрапов Ш.**, доцент кафедры «Дорожно-строительные машины» ТАДИ, канд. техн. наук; **Дустов У.З.**, магистрант ТАДИ

Измерение расхода топлива является важным и необходимым этапом ряда эксплуатационных испытаний машин [1]. В частности, такие замеры необходимы при определении «Показателей экономного использования сырья, материалов, топлива, энергии и трудовых ресурсов», выполняемых в соответствии с существующими ГОСТами СПКП. Требования к точности измерения расхода топлива сформулированы в ГОСТ 14846-93 и в полной мере обеспечиваются указанной методикой.

Измерение расхода топлива может осуществляться объемным или весовым способом. На рис. 1 показана принципиальная схема измерения расхода топлива машин с дизельными двигателями в процессе эксплуатационных испытаний. На топливный бак 1 испытуемой машины в питающий 2 и возвратный 3 трубопроводы последовательно устанавливаются трехпозиционные топливные краны соответственно 4 и 5, которые гибкими, бензо-маслостойкими трубопроводами 6 и 7 через легкоосъемные штуцеры 8 и 9 соединяются с мерным баком 10. Питающий трубопровод 6 мерного бака 10, расположенный в нижней его части, дополнительно снабжен топливным краном 11 с игольчатым вентилем 12, соединяющим (разъединяющим) внутреннюю полость крана 11 с атмосферой. Мерный бак 10 устанавливается на временный кронштейн 13, прикрепленный к корпусу испытуемой машины и фиксируется на нем быстроразъемным хомутом 14. Трехпозиционный топливный кран 4 снабжен концевым выключателем 15, который, в свою очередь, последовательно электрически соединен с сигнальной лампочкой 16 и аккумуляторной батареей машины. Сигнальная лампочка 16 установлена соответственно в кабине оператора – машиниста. Концевой выключатель 15 настроен таким образом, чтобы включение сигнальной лампочки 16 осуществлялось в положении II крана 4, при котором топливный бак 1 испытуемой машины отключен от питающего трубопровода 2, а подача топлива в двигатель осуществляется из мерного бака 10. Порядок монтажа приборов и измерения расхода топлива:

1. При необходимости полностью слить топливо из топливного бака 1 испытуемой машины. Отсоединить от него питающий 2 и возвратный 3 трубопроводы.

2. Установить на топливный бак 1 трехпозиционные краны 4 и 5 с трубопровода-

ми 6 и 7. Соединить краны 4 и 5 соответственно трубопроводами 2 и 3.

3. Установить в кабине оператора – машиниста сигнальную лампочку 16, соединить ее последовательно с положительной клеммой аккумуляторной батареи испытуемой машины и корпусом машины (массой) через концевой выключатель 15.

4. Установить на испытуемую машину временный кронштейн 13 как можно ближе к топливному баку 1, при этом соблюсти условие: уровень штуцера 9 возвратного трубопровода 7 мерного бака 10 после его установки на кронштейн 13 должен находиться ниже уровня возвратного трубопровода 3 и трехпозиционного крана 5.

5. Залить топливо и топливный бак 1 испытуемой машины в объеме, обеспечивающим ее нормальную работу под нагрузкой в течение не менее одного часа.

6. Заполнить топливом мерный бак 10 и взвесить его на весах с точностью, требуемой ГОСТ 14846-93. Топливный кран 11 находится в положении «закрыто».

7. Установить мерный бак 10 на временный кронштейн 13 и надежно закрепить его хомутом 14. Подсоединить трубопроводы 6 и 7 через штуцеры 8 и 9 к мерному баку 10.

8. Установить трехпозиционный кран 4 в положение III, открыть игольчатый вентиль 12 и убедиться,

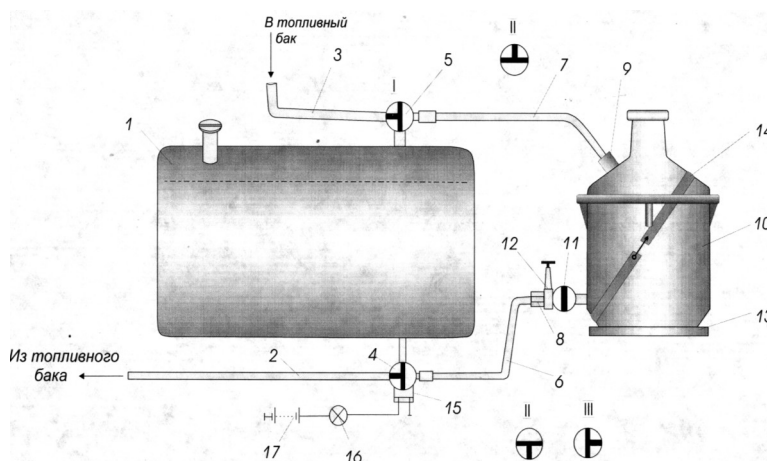


Рис. 1. Принципиальная схема измерения расхода топлива при эксплуатационных испытаниях машин с дизельными ДВС: 1 - топливный бак; 2, 3 - питающий и возвратный трубопроводы; 4, 5 - трехпозиционные топливные краны; 6, 7 - гибкие трубопроводы; 8, 9 - легкоосъемные штуцеры; 10 - мерный бак; 11 - топливный кран; 12 - игольчатый вентиль; 13 - кронштейн; 14 - быстроразъемный хомут; 15 - концевой выключатель; 16 - сигнальная лампочка; 17 - аккумуляторная батарея

что из трубопровода 6 полностью удален воздух. После появления дизтоплива из топливного бака 1 без пузырьков воздуха игольчатый вентиль 12 закрыть.

9. Запустить двигатель испытываемой машины от топливного бака 1, прогреть его до рабочей температуры охлаждающей жидкости выполнить несколько рабочих операций под нагрузкой.

10. Установить испытываемую машину на исходную позицию на испытательном участке. Одновременно установить трехпозиционные краны 4 и 5 в положение II, при котором топливный бак 1 испытываемой машины отключится от системы питания, а поступление топлива в двигатель начнет осуществляться от мерного бака 10. При этом в кабине оператора машиниста загорится лампочка 16, что является сигналом для начала выполнения программы испытаний.

11. После полного выполнения намеченной программы испытаний испытываемая машина возвращается на исходную позицию. Трехпозиционные краны 4 и 5 одновременно устанавливаются в положение, при котором мерный бак 10 отключается от системы питания, а подача топлива осуществляется от топливного бака 1. От мерного бака 10 отсоединяются тру-

бопроводы 6 и 7, освобождается хомут 14 и мерный бак 10 снимается с временного кронштейна 13, повторно взвешивается на весах. На основании полученных результатов рассчитываются соответствующие искомые показатели машины.

12. В случае установки мерного бака 10 выше топливного бака 1 испытываемой машины (по конструктивным причинам) воздух из трубопровода 6 удаляется путем заполнения его топливом от дополнительного бачка через штуцер 8 и вентиль 12. Через штуцер 9 в положении II трехпозиционного крана 5 также заполнить топливом от дополнительного бачка возвратные трубопроводы 3 и 7 до полного удаления из них воздуха. Удаление воздуха из трубопроводов 3 и 7 осуществляется непосредственно перед началом испытаний.

Данная методика является наиболее точным методом определения расхода топлива, и она разработана в строгом соответствии стандарту качества. Для менее значимых испытаний возможно использование приближенных методов, основанных на фиксировании полного объема топлива в баке и измерении доливаемого топлива по мере выработки определенного объема работ или часов работы механизма.

Список литературы:

1. Шейнин А.И. и др. Эксплуатация дорожных машин. М. Транспорт, 2002.

УДК 66-011.001.57

© Базаров М.Б., Отакулов Л.О. 2012 г.

ПОСТРОЕНИЕ И ИССЛЕДОВАНИЕ МАТЕМАТИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ ХИМИКО - ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В УСЛОВИЯХ НЕОПРЕДЕЛЕННОСТИ ИСХОДНОЙ ИНФОРМАЦИИ

Базаров М.Б., зав. кафедрой «Автоматизация и управление технологическими процессами и производствами» НГГИ, докт. техн. наук, профессор; **Отакулов Л.О.**, стажер-соискатель-исследователь кафедры «Автоматизация и управление технологическими процессами и производствами» НГГИ

Математическое и численное моделирование сложно-технологических систем (СТС) осложняется наличием неопределенностей в физической, химической, экономической и технологической информации, которые заложены в основу математического описания изучаемого процесса. Существующие методы моделирования и управления СТС ориентируются на средние значения неопределенных параметров и не позволяют гарантировать найденный режим функционирования системы для всего диапазона условий,

которые могут быть возникать в процессе эксплуатации. В силу этого проблеме учета неопределенностей в задаче моделировании и управления СТС в последнее время уделяется большое внимание. В зависимости от источника неточности и неопределенности данных строятся различные модели описания неопределенных параметров и методов решения таких задач. В работе показаны возможности разработанных нами методик, интервальных алгоритмов и программных средств решения задач прикладного характера в

условиях интервальной неопределенности исходной информации (табл. 1, рис. 1-3). Математический аппарат интервального анализа [1-3] служит средством для исследования ограниченных по амплитуде неопределенностей и имеет ценность в задачах, где неопределенности и неоднозначности возникают с самого начала, будучи неотъемлемой частью постановки задачи. Во многих случаях такой подход оказался более естественным и эффективным, а также легко алгоритмизируется при реализации на ЭВМ. Главным преимуществом интервального подхода является автоматический учет всех видов погрешностей в процессе самого вычисления и гарантированная точность результата. В данной работе на примере двух прикладных задач из области химической промышленности в условиях интервальной неопределенности исходной информации показаны возможности применения аппарата интервального анализа при построении соответствующих интервальных моделей изучаемых объектов. Ниже мы будем предполагать знакомство с основами интервального анализа, и придерживаться понятий и обозначений, принятых в [1]. Кратко опишем процессы моделирования выбранных задач.

1. Рассматривалась задача расчета многоканального регулятора управления колонной синтеза метанола в колонне, учитывающего существующее температурное влияние полок, неопределенность и варьирование некоторых параметров системы. С целью создания системы управления температурным режимом колонны были проведены экспериментальные исследования объекта управления в нормальном режиме функционирования в предположении малых отклонений по каналам «расход газа - температура газа в зоне катализа» в условиях ОАО «Навоизот».

Моделирование проводилось для усредненных по всему массиву значений параметров, которые принимаются в качестве базовых. Значения и варьируются в пределах 10%. Линейная модель ищется в виде:

$$y=Ku+b.$$

В нашем случае $N=15$, размерность матриц u, y 3×15 ; K 3×3 ; b -вектор столбец размерности 1×3 . Находим матрицу K и вектор b с интервальными элементами:

$$K = \begin{bmatrix} [-1.52, -1.43] & [0.11, 0.17] & [-0.1, -0.13] \\ [-1.53, -1.49] & [-0.74, -0.71] & [-0.11, -0.05] \\ [-1.42, -1.35] & [0.64, 0.72] & [-0.45, -0.39] \end{bmatrix},$$

$$b = \begin{bmatrix} [615.34, 621.67] \\ [655.98, 662.43] \\ [658.23, 667.71] \end{bmatrix}.$$

В результате процесса идентификации по рабочим характеристикам была получена линеаризованная интервальная модель объекта управления в режиме поддержания заданных температурных режимов полок. Запишем интервальную матричную передаточ-

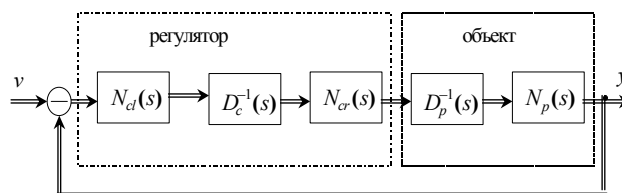


Рис. 1. Структура системы управления температурным режимом

ную функцию объекта и регулятора в виде полиномиального разложения:

$$W_p(s) = N_p(s)D_p^{-1}(s), \quad N_p(s) = [k_{ij}];$$

$$D_p^{-1}(s) = \{ +[0.07, 0.2]s, 1 + [0.07, 0.2]s, 1 + [0.07, 0.2]s \}^T.$$

Таким образом, передаточная функция колонны синтеза метанола-сырца в виде полиномиального матричного разложения имеет следующий вид:

$$W_p(s) = D_p^{-1}(s)N_p(s) = \begin{pmatrix} 1 + [0.07, 0.2]s & 0 & 0 \\ 0 & 1 + [0.07, 0.2]s & 0 \\ 0 & 0 & 1 + [0.07, 0.2]s \end{pmatrix},$$

$$\begin{bmatrix} [-1.52, -1.43] & [0.11, 0.17] & [-0.1, -0.13] \\ [-1.53, -1.49] & [-0.74, -0.71] & [-0.11, -0.05] \\ [-1.42, -1.35] & [0.64, 0.72] & [-0.45, -0.39] \end{bmatrix}.$$

Требуется разработать многоканальный интервальный ПИ-регулятор вида:

$$W_c(s) = N_{cl}(s)D_c^{-1}(s)N_{cr}(s).$$

Структура системы управления температурным режимом производства жидкого метанола-сырца с выбранным регулятором представлена на рис. 1.

Матрицы регулятора имеют следующий вид:

$$N_{cr}(s) = \begin{pmatrix} k_1 & 0 & 0 \\ 0 & k_2 & 0 \\ 0 & 0 & k_3 \end{pmatrix} \subset N_{cr}(s) = \begin{pmatrix} k_1 & 0 & 0 \\ 0 & k_2 & 0 \\ 0 & 0 & k_3 \end{pmatrix};$$

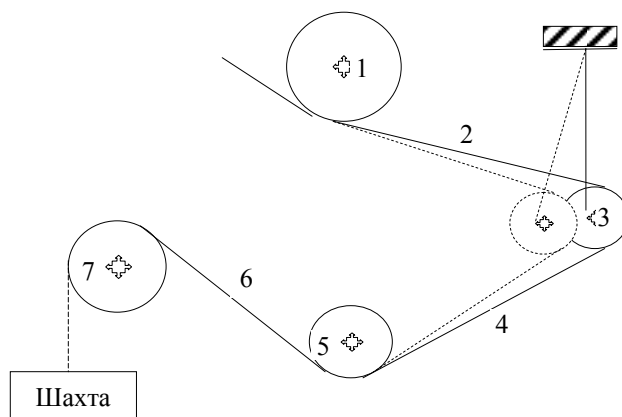


Рис. 2. Упрощенная физическая модель станка: 1 - раскат с тормозным генератором; 3 - петлевой валик; 5 - промежуточный вал с электродвигателем; 7 - ножевой барабан, 2-4, 6 - шахта и свободные участки полотна

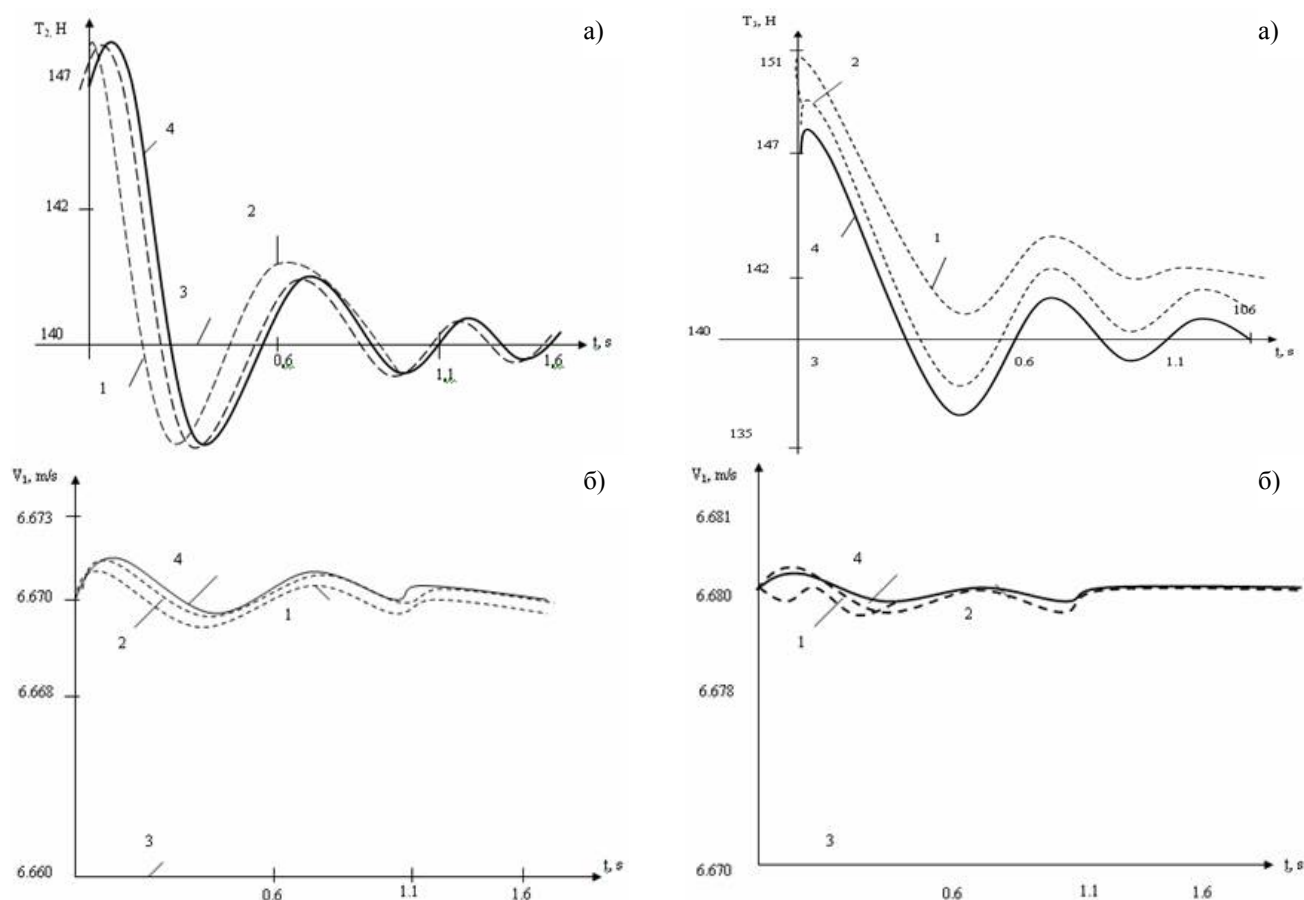


Рис. 3. Переходные процессы натяжений: а) - $T_2(t)$, $T_3(t)$; б) - $V_1(t)$, $V_2(t)$

$$N_{cl}(s) = \begin{pmatrix} 1+n_1s & 0 & 0 \\ 0 & 1+n_2s & 0 \\ 0 & 0 & 1+n_3s \end{pmatrix} \subset N_{cl}(s) = \begin{pmatrix} 1+n_1s & 0 & 0 \\ 0 & 1+n_2s & 0 \\ 0 & 0 & 1+n_3s \end{pmatrix};$$

$$D_c^{-1}(s) = \frac{1}{s} [k_{ij}]^1 \quad \subset \quad D_c^{-1}(s) = \frac{1}{s} [k_{ij}]^1,$$

$$\text{где } [k_{ij}]^1 = \begin{bmatrix} [-0.9161, -0.8547] & [0.0244, 0.7987] & [0.1131, 0.1675] \\ [1.4744, 2.0278] & [-1.5386, 2.2845] & [0.0121, 0.0701] \\ [-0.1819, -0.1032] & [2.2981, 3.1231] & [-1.9237, -2.3903] \end{bmatrix},$$

$k_i \epsilon k_p$, $n_i \epsilon n_i$ - неизвестные параметры регулятора, которые необходимо найти.

Задача синтеза решалась в следующей постановке:

$$\max_i \operatorname{Re}(\lambda_i) < -0.4, \quad \arctan \left(\frac{\operatorname{Im}(\lambda_i)}{\operatorname{Re}(\lambda_i)} \right) \leq 45^\circ,$$

$$\max_i \operatorname{Re}(\lambda_i) - \min_j \operatorname{Re}(\lambda_j) \rightarrow 0.$$

Характеристический полином замкнутой системы имеет порядок $n=6$. В результате оптимизации имеем:

$$k_1 = [3.3211, 3.3764]; \quad k_2 = [3.2992, 3.3676];$$

$$k_3 = [2.4563, 3.0978];$$

$$n_1 = [1.38045, 1.4223]; \quad n_2 = [0.9809, 1.312];$$

$$n_3 = [1.2816, 1.3212].$$

Система управления была реализована на базе программируемых микроконтроллеров Simatic S7 с использованием программных средств этого семейства контроллеров. Результаты работы позволили упростить алгоритм управления системой парового образования, а также существенно снизить затраты по эксплуатации системы.

2. Далее рассматривалась задача разработки интервальной системы управления технологическим процессом резания сухого жгута из волокна «Нитрон» на короткие отрезки заданной длины в резательной машине типа МРБ-100. Резательный станок имеет сложную структуру, основными элементами которой являются валы, связанные между собой жгутами из волокна и находящиеся на них шкивы, соединенные ременными передачами. Система электропривода, управляющая движением резательной машины, включает в себя двигатель главного привода и электродвигатели постоянного тока, обеспечивающие прием волокна в шахту. Расчет параметров системы управления технологическим процессом можно выполнять, взяв за основу четырехмассовую модель, которая отражает основные особенности движения и динамику натяжения жгута волокна в жгуте-прово-

дящем тракте резательной машины. Упрощенная физическая модель станка представлена на рис. 2. Жгут из волокна на раскате 1 вращается под действием момента, создаваемого тормозным генератором. Петлевой валик 3 подвешен с возможностью качания и может отклоняться от вертикальной оси на $\pm 15^\circ$. Электродвигатель постоянного тока приводит в движение промежуточный вал 5. Функционирование модели было исследовано на этапе, когда завершён разгон станка до заданной рабочей скорости и в плотно-проводящем тракте (ППТ) установлен требуемый уровень натяжения. Основная проблема заключается в поддержании номинальных значений параметров технологического процесса в течение заданного промежутка времени.

На этапе предварительного проектирования для расчета параметров системы электропривода резательного станка (РС) часто используют математические модели, для отдельных коэффициентов которых известны только диапазоны их изменения. Наличие неопределенностей в параметрах моделей РС обусловлено как технологическими причинами – колебаниями режимов работы, так и использовании при синтезе системы управления минимально возможного числа уравнений, которые приближенно описывают реальный технологический процесс в сложном многомассовом объекте. Влияние указанных факторов следует учитывать при выборе законов управления, которые, кроме обеспечения заданного режима работы, должны гарантировать высокое качество резания волокна и не требовать при реализации больших материальных затрат. Один из подходов к решению поставленной задачи состоит в применении разработанных интервальных алгоритмов идентификации и синтеза адаптивно-интервальных регуляторов.

Результаты предварительных исследований позволяют записать уравнения рассматриваемого объекта в виде:

$$\dot{x}(t) = A(t)x(t) + B(t)u(t), \quad (1)$$

$$y(t) = Hx(t), \quad (2)$$

где $x(t) = (\Delta T_2(t), \Delta v_1(t), \Delta v_2(t))^T$, $u(t) = (\Delta u_{об}(t), \Delta u_{ПТ}(t))^T$,

$y(t) = (\Delta T_2(t), \Delta v_2(t))^T$ - малые отклонения текущих векторов состояния, входов и регулируемых переменных;

$T_2(t)$ - силы натяжения полотна на свободном участке;

$v_1(t)$, $v_2(t)$ - линейные скорости раската и промежуточного вала;

$u_{об}(t)$ -напряжение в якорной цепи электродвигателя, вращающего промежуточный вал;

Анализ переходных характеристик

Таблица 1

Тип управления	t_p, C	$T_2(t), \%$		$T_3(t), \%$		$V_1(t), \%$		$V_2(t), \%$	
		σ	δ	σ	δ	σ	δ	σ	δ
Управление по разомкнутому контуру	1.6	5.0	0.09	7.79	2.4	0.17	0.15	0.16	0.15
Управление с пропорциональной обратной связью	1.44	5.0	0.06	5.94	0.94	0.18	0.15	0.16	0.16
Управление с пропорциональной обратной связью	1.44	5.0	0.0	5.03	0.11	0.18	0.16	0.16	0.16

$u_{ПТ}(t)$ -напряжение в якорной цепи тормозного генератора.

Матрицы $A(t)$, $B(t)$, H имеют следующую структуру:

$$A(t) = \begin{pmatrix} a_{11}(t) & a_{12}(t) & a_{13}(t) \\ a_{21}(t) & a_{22}(t) & 0 \\ a_{31} & 0 & 0 \end{pmatrix}, \quad B(t) = \begin{pmatrix} 0 & 0 \\ 0 & b_{22}(t) \\ b_{31} & 0 \end{pmatrix}, \quad (3)$$

$$H = \begin{pmatrix} 1 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 1 \end{pmatrix}.$$

Их элементы зависят от параметров номинального режима и момента времени. Будем решать задачу стабилизации квазистационарной системы (1), (2) на промежутке времени $[0, T]$. Квазистационарные параметры на отрезке времени $[0, T]$ изменяются в следующих диапазонах:

$$a_{11} \in [-3.61, -2.41], a_{21} \in [0.0036233, 0.0037491],$$

$$a_{22} \in [0.063918, 0.068375], b_{22} \in [-0.01353, -0.01286].$$

Итак, поведение объекта (1), (2) на заданном промежутке времени $[0, T]$ можно описать линейной системой, матрицы динамики и входов которой имеют вид:

$$A = \begin{pmatrix} a_{11} & a_{12} & a_{13} \\ a_{21} & a_{22} & 0 \\ a_{31} & 0 & 0 \end{pmatrix}, \quad B = \begin{pmatrix} 0 & 0 \\ 0 & b_{22} \\ b_{31} & 0 \end{pmatrix}.$$

Эффективность использования полученных регуляторов при любых комбинациях неопределенных параметров из заданных диапазонов подтверждена моделированием переходных процессов в замкнутой системе с помощью ППП INTAN [4]. Для обеспечения астатизма в системе управления применялись адаптивно-интервальные алгоритмы синтеза. Это позволило получить ПИ- регулятор, гарантирующий нулевую установившуюся статическую ошибку по регулируемому напряжению.

Сравнение качественных показателей полученных схем управления технологическим процессом осуществлялось на основе переходных характеристик, построенных для полной нелинейной модели. Переходные процессы в разомкнутой и замкнутой нелинейной системе моделировались при условии, что в начальный момент времени $t=0$ переменные $T_2(t)$, $v_2(t)$ имели отклонения от номинальных значений $\Delta T^H=7^\circ\text{H}$, $\Delta v^H_2=0,01\text{ м/с}$. Анализ переходных характеристик выполнялся по перерегулированию σ , статической ошибке в установившемся состоянии δ и времени регулирования t_p по натяжению $T_2(t)$ (табл. 1). Поскольку, согласно требованиям технологии, отклонение текущего натяжения $T_2(t)$ не должно 5% от номинального значения T^H , то указанное ограничение следует учитывать при анализе переходного процесса по переменной $T_2(t)$ в рассматриваемых системах управления.

На рис. 3 переходные характеристики натяжений $T_2(t)$, $T_3(t)$ и скоростей $V_1(t)$, $V_2(t)$ разомкнутого объекта (кривые 1) сравниваются с графиками переходных функций соответствующих переменных систем управления с П и ПИ-регуляторами (кривые 2, 4), которые обеспечивают поддержание номинальных значений T^H_2 , T^H_3 , T^H , V^H_1 , V^H_2 (прямые 3) заданного режима работы. Полученные результаты позволяют дать проектировщикам резательного оборудования следующие рекомендации. Из вычисленных интер-

вальными методами регуляторов наилучшим в смысле удовлетворения технологических требований к качеству резания жгута волокна «Нитрон» можно считать ПИ - регулятор. Его достоинства состоят в обеспечении астатического регулирования натяжения $T_2(t)$ и в повышении статической точности переменной $T_3(t)$ в установившемся состоянии, причём в процессе регулирования не происходит нарушения технологических допусков на разброс текущих значений исследуемых параметров. Результаты численных расчетов показывают, что применение методов интервального анализа для задач химико-технологических процессов позволяют получать приемлемые границы при широком диапазоне изменения исходных данных.

В заключение заметим, что предлагаемые расчётные формулы в практическом плане ценны тем, что позволяют гарантировать точность фиксации моментов переключения, поскольку при их использовании методами интервального анализа учитываются всевозможные источники погрешностей.

Далее отметим, что при системном подходе к решению задач с интервальной неопределенностью другой важной проблемой после создания математической модели является проблема её разрешения. Последующие наши работы посвящены построению и анализу интервальных вычислительных процессов.

Список литературы:

1. Калмыков С.А., Шокин Ю.И., Юлдашев З.Х. Методы интервального анализа. – Новосибирск: Наука, 1986 – 223 с.
2. Алефельд Г., Херцбергер Ю. Введение в интервальные вычисления. - М: Мир, 1987. -370 с.
3. Вошинин А.П., Сотиров Г.Р. Оптимизация в условиях неопределенности. - Москва-София, Изд. МЭИ-Техника, 1989.-189 с.
4. Базаров М.Б. Прикладное программное обеспечение для задач анализа и синтеза интервальных систем управления // Естественные и технические науки. - Москва, 2009. -№ 2. - с. 262-264.

УДК 532.546.6.022.1

© Бахронов Х.Ш., Худойбердиева Н.Ш., Суярова Х.Х. 2012 г.

ГИДРОДИНАМИКА ПОЛИДИСПЕРСНЫХ ЗЕРНИСТЫХ МАТЕРИАЛОВ

Бахронов Х.Ш., и.о. профессора кафедры «Химическая технология» НГГИ, докт. техн. наук; **Худойбердиева Н.Ш.**, ст. преподаватель кафедры «Химическая технология» НГГИ; **Суярова Х.Х.**, преподаватель кафедры «Химия и экология» НГГИ

Исследование гидродинамики и тепломассообмена в псевдооживленном слое проводилось главным образом на однородных по гранулометрическому составу материалах. В сущности, использовалась идеальная модель слоя псевдооживленного гранулированного материала – монодисперсный слой, который в реальных технологических процессах почти не

встречается. Особенно широко монодисперсный слой изучен с целью вывода расчетных формул для определения критической скорости псевдооживления. Эти соотношения получены или из представления о двух законах сопротивления при движении газа через слой - от начала продувки до полного псевдооживления, или из анализа действия сил на отдельную частичку в

момент начала ее витания, при условии одновременного взвешивания всего слоя однородных частиц в потоке газа.

Расчетных зависимостей, полученных из указанных предпосылок, много, но большинство из них представляют собой связь двух критериев $Re=f(Ar)$, которые, в свою очередь, являются обычно сложными комплексами (их называют модифицированными критериями). Эти расчетные формулы отражают физическую картину поведения слоя однородных частиц в момент начала псевдоожижения вне зависимости от характеристик слоя. Такое соответствие естественно, так как в монодисперсных слоях соблюдается точное подобие в области двух режимов - фильтрации и псевдоожижения. Для подобных преобразований могут использоваться натуральные параметры: критическая скорость и максимальное сопротивление в процессе псевдоожижения. В полидисперсном слое условия подобия должны изменяться. Следует заранее иметь в виду дополнительное условие подобия по гранулометрическому составу (подобие кривых распада зерен). Гидродинамическая обстановка в полидисперсном слое при его оживлении жидкостью сложнее, чем в монодисперсном слое, что отражается на графической обработке результатов эксперимента.

Нами проведены экспериментальные исследования по изучению гидродинамики полидисперсного зернистого материала на установке, которая состояла из сменных стеклянных колонн с различным внутренним диаметром. Опыты проведены с двенадцатью образцами различных зернистых материалов. С целью увеличения степени неоднородности слоя, характеризующегося отношением $\eta = d_{\max}/d_{\min}$, использованы также бинарные слои, которые состояли из частиц различного материала и плотности, поскольку такие слои примыкают к полидисперсным [1]. Слой гравия различного гранулометрического состава оживлялся водой. Для каждой исходной смеси определяли истинный удельный вес зерен пикнометрическим методом. При составлении полидисперсной смеси широкого состава ее удельный вес рассчитывали по правилу аддитивности. Отдельные зерна гравия представляют собой преимущественно округлые элементы неправильной, почти овальной формы. Механическая стойкость зерен была достаточно высока. Специальные испытания не показали большого истирания зерен в течение 300 часов их пребывания в псевдоожиженном слое при температуре 20-30°C. В качестве определяющего размера принимался эквивалентный диаметр зерна, а не диаметр каналов. Эквивалентный диаметр зерна d_e рассчитывался по размерам проходного и непроходного сит и весовому составу зерен исходного класса. Обработка опытных данных по гидравлическому сопротивлению слоя в логарифмической системе координат позволяла четко выявить особенности поведения полидисперсного слоя при его оживлении. Анализ полученных результатов позволил выявить наиболее характерные особенности

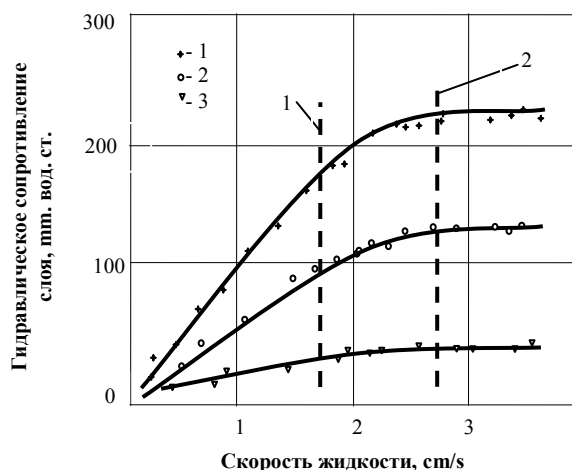


Рис. 1. Зависимость гидравлического сопротивления слоя стеклянных частиц со средним диаметром 2,37 мм от скорости воды: $D=22$ мм; H_0 , 1–25; 2–15; 3–5; вертикальные линии соответствуют: 1- w_n ; 2- w_k

полидисперсного слоя и его отличие от монодисперсного слоя:

а) отсутствие переходного режима между областями фильтрации и псевдоожижения (в монодисперсном слое такой области не существует);

б) наличие двух характерных скоростей: w_n - начальной скорости переходного режима и w_k - критической скорости псевдоожижения (рис.1).

Из анализа кривых сопротивления монодисперсного и полидисперсного слоев очевидно неподобие законов сопротивления в этих двух случаях. В переходной области происходит последовательное оживление частиц от наиболее мелких в начальный момент движения до наиболее крупных в момент полного псевдоожижения. Характер последовательного оживления отдельных зерен связан с составом слоя. Частицы получают начальный импульс движения от жидкости путем обмена с ней энергией в форме граничного эффекта трения (обмен количеством движения между массой жидкости и массой частиц). Последующий процесс возбуждения еще неподвижных частиц обусловлен обменом количества движения между этими частичками и жидкостью в совокупности с движущимися частицами.

В слое с частицами непрерывного фракционного состава движение каждого последующего класса зерен начинается раньше полного оживления предыдущего класса, т. е. процесс последовательного оживления происходит непрерывно во всей области переходного режима. В слое зерен, значительно отличающихся размером и массой, возбуждение и оживление частиц последующего класса начинается позднее полного оживления частиц предыдущего класса. В таком слое дискретного состава процесс оживления в переходной области происходит ступенями. Здесь обмен количеством движения между частичками не выводит крупные зерна из состояния покоя. В возбуждении частиц основную роль играет обмен между жид-

костью и слоем.

Скорости движения частиц переходного режима ожигения ограничены двумя величинами (w_n и w_k), приближающимися одна к другой в слоях с однородным составом зерен (рис. 1). Начальная скорость переходного режима w_n снижается с увеличением в слое доли зерен мелких классов, а критическая скорость ожигения w_k растет с увеличением в слое зерен крупных классов. Отношение этих скоростей характеризует полидисперсность слоя и может быть названо числом полидисперсности ($K_{пол} = w_n/w_k$). Число полидисперсности убывает с увеличением диапазона гранулометрического состава слоя N .

Обработка опытных данных в виде зависимости $1/K_{пол}$ от N показало, что эта зависимость выражается прямой линией. Переход к монодисперсному слою отвечает значениям $K_{пол}=1$, $N=1$. Следует заметить, что число N является лишь оценочной характеристикой диапазона величин частиц по ситовому составу, а не характеристикой точного распределе-

ния зерен по составу. Естественно, что между режимами ожигения монодисперсного и полидисперсного слоев нет подобия вследствие физических явлений при переходе от фильтрации к полному ожигению, и поэтому расчетные зависимости, справедливые для монодисперсного слоя, не могут быть перенесены на полидисперсный слой и требуют проведения достаточного большого объема экспериментальных исследований.

Для выяснения условий гидродинамического подобия полидисперсных слоев следует изучить закон сопротивления в переходной области при различном гранулометрическом составе слоя. Натуральными параметрами для подобных преобразований могут быть сопротивление и скорость как в начале, так и в конце переходного режима. Таким образом, перенесение расчетных зависимостей, справедливых для монодисперсного слоя на полидисперсный слой, требуют проведения достаточного большого объема экспериментальных исследований.

Список литературы:

1. Азров М.Э., Тодес О.М. Гидравлические и тепловые основы работы аппаратов со стационарным и кипящим зернистым слоем. - Л.: Химия, 1968. - 512 с.

УДК 621.311.4

© Тошов Б.Р., Каршибаев А.И., Худайбердиев Ш.М. 2012 г.

РАЗРАБОТКА МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ЧАСТОТНО-РЕГУЛИРУЕМОГО ЭЛЕКТРОПРИВОДА

Тошов Б.Р., зав. кафедры «Электротехника, электромеханика и электротехнология» НГГИ канд. физ.-мат. наук; **Каршибаев А.И.**, ст. преподаватель кафедры «Электроэнергетика» НГГИ, канд. техн. наук; **Худайбердиев Ш.М.**, ст. преподаватель кафедры «Электротехника, электромеханика и электротехнология» НГГИ, канд. техн. наук

Для разработки математической модели необходимо рассмотреть питание асинхронных двигателей от преобразователя частоты, чтобы в дальнейшем связать его с параметрами насоса. При математическом моделировании частотно-регулируемого электропривода приняты следующие допущения:

- энергетические свойства насосного агрегата рассматриваются в статическом режиме, поэтому модель базируется на статических характеристиках электропривода;

- динамические свойства электропривода учитываются посредством использования электромагнитных постоянных времени преобразователя частоты и двигателя и электромеханической постоянной времени;

- абсолютное скольжение двигателя считается постоянной величиной на ограниченном диапазоне регулирования скорости насосных агрегатов, что корректно для закона частотного регулирования:

$$y_2 = \text{const} (\Phi = \text{const}).$$

Известно, что преобразователи частоты обеспечивают стабилизацию магнитного потока Φ на неизменном уровне, что достигается регулированием тока статора I_1 в функции параметра абсолютного скольжения β по определенному закону. Для определения данного закона рассмотрим известное соотношение [1]:

$$\Phi(\beta) = \frac{1}{c_1 f} I_1 \frac{\sqrt{B(\beta)}}{\sqrt{C(\beta)}}, \quad (1)$$

где f - частота сети;

$$c_1 = x_0 \tau.$$

В соответствии с [1]:

$$B(\beta) = r_2'^2 + x_2'^2 \beta^2; \quad (2)$$

$$C(\beta) = r_2'^2 / x_0 + (1 + \tau_2)^2 \beta^2, \quad (3)$$

где x_0 - индуктивное сопротивление намагничивающей цепи;

τ - общий коэффициент рассеяния;
 r_2 - приведенное активное сопротивление фазы ротора;
 x_2 - приведенное индуктивное сопротивление ротора;
 x_0 - индуктивное сопротивление намагничивающей цепи;
 τ_2 - коэффициент рассеяния ротора.
 Используя уравнения (2) и (3), получим:

$$\Phi(\beta) = \frac{1}{c_1 f} I_1 \frac{\sqrt{r_2'^2 + x_2'^2 \beta^2}}{\sqrt{r_2'^2 / x_0 + (1 + \tau_2) \beta^2}}.$$

При $\beta=0$:

$$\Phi(\beta) = \frac{x_0}{c_1 f} I_\mu, \quad (4)$$

где I_μ - ток идеального холостого хода двигателя, т.е. ток намагничивания.

Учитывая, что $\Phi(\beta) = \text{const} = \Phi(\beta=0)$, приравняем уравнения (1) и (4):

$$\frac{1}{c_1 f} I_1 \frac{\sqrt{B(\beta)}}{\sqrt{C(\beta)}} = \frac{x_0}{c_1 f} I_\mu.$$

Решив выражение относительно I_1 , найдем закон изменения тока от параметра абсолютного скольжения:

$$I_1(\beta) = x_0 I_\mu \frac{\sqrt{C(\beta)}}{\sqrt{B(\beta)}}. \quad (5)$$

Зная закон изменения тока в параметрах абсолютного скольжения, находим напряжение холостого хода на статоре при питании от преобразователя частоты.

Известно, что напряжение на статоре двигателя, при питании от преобразователя частоты [1]:

$$U_1(\alpha, \beta) = I_1(\beta) \sqrt{\frac{A(\alpha, \beta)}{C(\beta)}}, \quad (6)$$

где $a=f_1/f_{\text{ном}}$ - отношение частоты тока статора к ее номинальному значению;

В соответствии с [1]:

$$A(\alpha, \beta) = (b^2 + c^2 \alpha^2) \beta^2 + 2r_2' r_2' \alpha \beta + (d^2 + e^2 \alpha^2) \beta^2. \quad (7)$$

С учетом (5), получим:

$$U_1(\alpha, \beta) = x_0 I_\mu \sqrt{\frac{A(\alpha, \beta)}{B(\beta)}}.$$

Определяем напряжение холостого хода с учетом уравнения (2) и (7):

$$U_1(\alpha, \beta) = x_0 I_\mu \sqrt{\frac{(b^2 + c^2 \alpha^2) \beta^2 + 2r_2' r_2' \alpha \beta + (d^2 + e^2 \alpha^2) \beta^2}{r_2'^2 + x_2'^2 \beta^2}}.$$

При холостом ходе $\beta=0$ получим:

$$U_1(\alpha, \beta) = x_0 I_\mu \sqrt{d^2 + e^2 \alpha^2}.$$

В соответствии с [1]:

$$d=r/x_0; \quad (8)$$

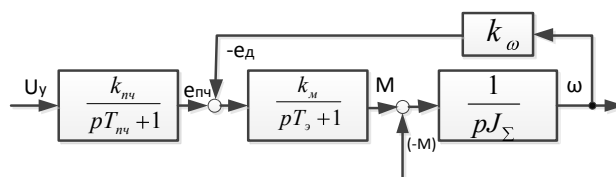


Рис. 1. Структурная схема частотно - регулируемого электропривода

$$e = 1 + \tau_1; \quad (9)$$

$$\tau_1 = x_1 / x_0. \quad (10)$$

С учетом выражений (8-10) получим выражение для определения напряжения холостого хода асинхронного двигателя:

$$U_1(\alpha, \beta) = x_0 I_\mu \sqrt{\left(\frac{r_1}{x_0}\right)^2 + \left(1 + \frac{x_1}{x_0}\right)^2 \alpha^2}.$$

Для двигателя средней мощности:

$$\frac{r_1^2}{x_0} \ll \left(1 - \frac{x_1}{x_0}\right)^2.$$

Соответственно получим напряжение холостого хода асинхронного двигателя при питании от преобразователя частоты:

$$U_1 = I_\mu (x_0 + x_1) \alpha. \quad (11)$$

Из выражения (11) следует, что напряжение холостого хода асинхронного двигателя прямо пропорционально частоте.

Для составления структурной схемы частотно регулируемого электропривода необходимо определить ряд ее параметров, используя выражения, приведенные выше. Коэффициент передачи преобразователя частоты в статическом режиме равен [1]:

$$K_{nq} = \frac{U_1}{U_y} = \frac{I_\mu (x_0 + x_1)}{U_{yn}},$$

где $U_y = a U_{\text{уном}}$ - напряжение управления преобразователя частоты;

$U_{\text{уном}}$ - номинальное напряжение преобразователя частоты.

Согласно [2] электромагнитная постоянная времени преобразователя может быть принята в пределах $T_{nq} = (0,003, 0,005)$ с. Учитывая, что механические характеристики асинхронного электродвигателя при частотном управлении имеют неизменную жесткость на всем диапазоне регулирования частоты, в рабочей зоне при $M = (0,2, 0) M_{\text{ном}}$, когда имеем закон частотно-го регулирования $u_r = \text{const}$, характеристики являются линейными и что синхронная частота вращения ω_1 зависит от частоты, а, следовательно, и от величины напряжения холостого хода двигателя, имеем:

$$M = K_m (U_1 - K_\omega \omega_1)$$

Для режима холостого хода ($M=0$) получаем значение коэффициента внутренней обратной связи по скорости:

$$K_{\omega} = \frac{U_1}{\omega_1} = \frac{I_{\mu}(\kappa_0 + x_1)}{\omega_1} \quad (12)$$

Следовательно, номинальный момент асинхронного двигателя равен:

$$M_{ном} = K_m (U_1 - K_{\omega} \omega_{ном}) = K_m (K_{\omega} \omega_1 - K_{\omega} \omega_{ном}) = K_m K_{\omega} (\omega_1 - \omega_{ном})$$

Отсюда находим коэффициент передачи звена момента:

$$K_m = \frac{M_{ном}}{K_{\omega} (\omega_1 - \omega_{ном})} \quad (13)$$

Электромагнитная постоянная времени системы «преобразователь частоты – асинхронный электродвигатель» равен [2]:

$$T_{\omega} = \frac{L_{\omega}}{R_{\omega}}$$

Эквивалентная индуктивность системы «преобразователь частоты – асинхронный электродвигатель» [3]:

$$L_{\omega} = L_{\omega p} + \frac{3}{2} \cdot \kappa_i^2 \cdot \left(L_s - \frac{L_{\mu}^2}{L_r} \right)$$

где $L_{\omega p}$ - индуктивность;

$$L_{\mu} = \frac{x_0}{314} - \text{индуктивность намагничивания};$$

$L_s = L_r = L_{\mu} + L_1 = L_{\mu} + L_2'$ - полная индуктивность обмоток статора и ротора [1].

Эквивалентное активное сопротивление системы «преобразователь частоты – асинхронный электродвигатель» [3]:

$$R_{\omega} = r_{\omega p} + \frac{3}{2} \cdot \kappa_i^2 \cdot \left(r_1 + r_2' \cdot \frac{L_{\mu}^2}{L_r^2} \right)$$

Индуктивность рассеяния обмоток статора и ротора находим:

$$L_1 = L_2' = \frac{x_1}{314} = \frac{x_2'}{314}$$

Представив преобразователь частоты и асинхронный двигатель в виде апериодических звеньев первого порядка с электромагнитными постоянными T_{μ} , T_{ω} и, учитывая уравнения, приведенные выше, получим математическую модель приведенная в виде структурной схемы (рис. 1). Структурная схема частотно-регулируемого электропривода, представленная на рис. 1, состоит из последовательно соединенных безынерционных, инерционных и интегрирующих звеньев с внутренней обратной связью по угловой скорости.

Список литературы:

1. Сандлер А.С. и Сарбатов Р.С. Частотное управление асинхронных двигателей. -М-Л.: Энергия, 1966. - 144с.
2. Петров В.Л. Фащилко В.Н. Регулируемый электропривод переменного тока. Учебное пособие –М.: МГТУ, 2001. - 37с.
3. Справочник по автоматизированному электроприводу/ Альферов В.Г., Андреев Г.И., Анисимов М.Н. и др.; под общ. ред. В.А. Елисеева, А.В. Шинянского. -М.: Энергоатомиздат, 1983.

УДК 631.316.

© Ахметов А.А., Атакулов Х.К., Алланазаров М.А., Асомов Р.Х. 2012 г.

К ОБОСНОВАНИЮ УГЛА КРОШЕНИЯ АСИММЕТРИЧНОЙ ЛАПЫ

Ахметов А.А., ст. научный сотрудник СКБ «Трактор», канд. техн. наук; **Атакулов Х.К.**, директор Навоийского филиала «Узсельхозмашлизинг» АПК, канд. техн. наук; **Алланазаров М.А.**, научный сотрудник УзНИИМЭ, канд. техн. наук; **Асомов Р.Х.**, инженер - техник «ООО Марком»

Однорядное расположение пассивных рабочих органов на раме почвообрабатывающих машин имеет немаловажное значение в решении таких вопросов, как компактность, уменьшение длины вылета и массы машин. Однако пассивные рабочие органы со стрелчатой лапой не обеспечивают полного перекрытия при их однорядном расположении. При установке их с перекрытием происходит сгуживание почвы, вследствие чего резко возрастает тяговое сопротивление почвообрабатывающей машины.

Поэтому на основе анализа преимуществ и недостатков известных пассивных рабочих органов было разработано техническое решение [1], позволяющее

установить пассивный рабочий орган в один ряд с перекрытием. В дальнейшем на его основе был разработан почвошадящий, влаго- и энергосберегающий пассивный рабочий орган, имеющий асимметричную лапу.

Отличительным элементом конструкции нового пассивного рабочего органа является асимметричная полочная лапа, которая характеризуется следующими основными параметрами:

α - угол подъема груды лапы;

$\beta_k^{(n)}$ и $\beta_k^{(n)}$ - углы крошения, соответственно правого и левого крыла лапы;

$\gamma_p^{(n)}$ и $\gamma_p^{(n)}$ - углы раствора режущих кромок лез-

вий, соответственно правого и левого крыла лапы;

$\epsilon_k^{(n)}$ и $\epsilon_k^{(l)}$ - ширина захвата, соответственно правого и левого крыла лапы.

Среди перечисленных параметров на качество разрыхления почвы существенное влияние оказывает угол крошения почвы.

Известно, что к определению угла крошения - β_k лапы посвящен ряд работ и то, что заточка лап бывает верхней, нижней и комбинированной. Наибольшее распространение получили лапы с верхней заточкой. При этом увеличение угла крошения более 32° нежелательно, так как дальнейшее увеличение его значений приводит к образованию борозд. В то же время при уменьшении его значений менее 10° деформация почвы происходит с образованием пласта, имеющего вид сплошной ленты, что также нежелательно. Следовательно, рациональное значение угла крошения должно быть в пределах $10^\circ - 32^\circ$ [2].

Однако в этих работах из-за недоучета угла между рабочей и тыльной поверхностями лапы угол крошения получается несколько искаженным на величину $\pm \xi_n$. Для уточнения значения угла крошения рассмотрим конструкцию и принцип работы асимметричной лапы.

Этот пассивный рабочий орган (рис. 1, а) имеет стойку, к которой посредством крепежных элементов закреплена асимметричная лапа. Правое (П) и левое (Л) крыло асимметричной лапы выполнены с разными углами раствора (соответственно $\gamma_p^{(n)}$ и $\gamma_p^{(l)}$) и разными ширинами захвата $\epsilon_k^{(n)}$ и $\epsilon_k^{(l)}$. Несмотря на установку в один ряд с перекрытием, у пассивных рабочих органов с асимметричными лапами, из-за наличия в направлении движения агрегата свободного пространства, т.е. щели - l_3 между крыльями смежных лап, растительные остатки свободно сходят с лезвия крыльев и проходят через эти щели. Тем самым предотвращается сгуживание почвы.

Возможность установки асимметричных лап в один ряд уменьшает габаритные размеры почвообрабатывающей машины, снижает материалоемкость и энергозатраты на ее удельную ширину захвата.

Условия работы асимметричной лапы несколько отличаются от условий работы симметричных стрельчатых лап. У асимметричных лап в поперечно-вертикальной плоскости (рис. 1, б) почва левее линии КД деформирована правым крылом смежной лапы. Поэтому левое крыло асимметричной лапы производит сдвиг почвы по площади, равной площади трапеции КГЕД при выходе плоскости на поверхность не разрушенной почвы и площади треугольника ВКД при выходе в разрушенную зону левее линии КД.

Следовательно, правое крыло асимметричной лапы производит сдвиг почвы при закрытом с двух сторон выступе, т.е. работает в заблокированной среде. Тогда как левое крыло асимметричной лапы при открытом с одной стороны выступе, т.е. в деблокированной с одной стороны почвенной среде. При этом

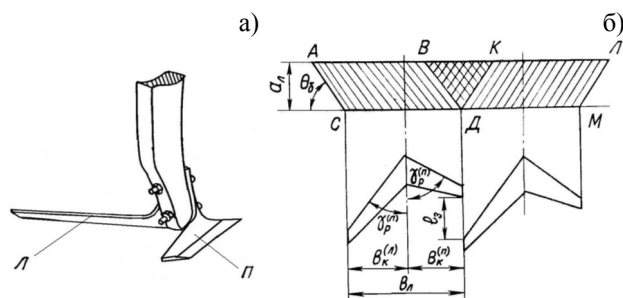


Рис. 1. Пассивный рабочий орган с асимметричной лапой: а) - общий вид; б) - схема деформации почвы

крыло с большим углом раствора разрушает и разрыхляет почву на глубину $a_{л3}$, а крыло с меньшим углом раствора подрезает частично разрушенной крылом (большим углом раствора) смежного рабочего органа почвы. При этом угол бокового скалывания почвы Q_6 у этих крыльев может быть разным.

Из условия работы следует, что угол крошения крыла с большим углом раствора должен работать на разрушение и крошение почвы, тогда как крыло с меньшим углом раствора должен работать одновременно с подрезанием и на крошение.

Угол крошения как крыла с большим углом раствора, так и крыла с меньшим углом раствора выбирается из условия обеспечения необходимого качества рыхления почвы без сгуживания ее и без выноса нижних влажных слоев на дневную поверхность.

Согласно рис. 2 истинное значение угла крошения для любого крыла асимметричной лапы может быть определено уравнением:

$$\beta_k = \xi_3 - \xi_n = \beta_o - (i_3 \pm \xi_n), \quad (1)$$

где ξ_3 - задний угол резания, градус;

ξ_n - угол между рабочей и тыльной поверхностями асимметричной лапы, градус;

β_o - угол входа асимметричной лапы, градус;

i_3 - угол заточки асимметричной лапы, градус.

В уравнении (1) знак плюс соответствует верхним и нижним заточкам, а знак минус - комбинированной заточке асимметричной лапы. Согласно работе [3] с увеличением угла крошения возрастает подпор почвы на рабочий орган, который выражается следующей зависимостью:

$$P_{\text{под}} = a B_{\text{л}} p_n V_n^2 [\sin \beta_k \operatorname{tg} (\beta_k + \varphi_c) - 2 \sin^2 \beta_k / 2]. \quad (2)$$

Из уравнения (2) видно, что при $\beta_k + \varphi_c = 90^\circ$, $P_{\text{под}}$, т.е. деформирование почвы прекращается и она сгуживается перед рабочим органом. Поэтому для предотвращения сгуживания почвы значение угла входа асимметричной лапы должно быть:

$$b_o < 90^\circ - \varphi_c. \quad (3)$$

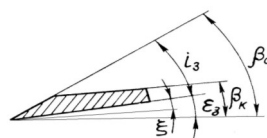


Рис. 2. Схема к определению угла крошения

Тогда с учетом уравнения (1) имеем:

$$\beta_k < 90^\circ - (\varphi_c + i_z \pm \xi_i). \quad (4)$$

Известно, что для обеспечения прочности лезвия угол заточки должен быть $15^\circ - 20^\circ$, а при изготовлении лапы из плоских листьев $\xi_i = 0^\circ$.

Кроме того, задний угол резания не должен быть меньше 10° , так как при меньших значениях этого угла ход рабочих органов становится неустойчивым по глубине. Обычно задний угол резания лап прини-

мают $\varepsilon_z = 13^\circ - 18^\circ$. Следовательно, для сероземных почв [4], где $\varphi_c = 38^\circ$, рациональное значение угла крошения асимметричной лапы находится в пределах $18^\circ < \beta_k < 32^\circ$.

Тогда с учетом вышеизложенных условий работы асимметричной лапы для крыла с большим углом раствора угол крошения принимаем значение угла крошения $28^\circ - 30^\circ$, а для крыла с меньшим углом раствора – $20^\circ - 22^\circ$.

Список литературы:

1. Ахметов А.А. А.с.1727569, МКИ А01В35/26. Рабочий орган культиватора – БИ 1992, -№15.
2. Вильде А.А. Тяговое сопротивление клина при подъеме почвенного пласта. / Труды Латвийского ИИМЭСХ, Рига: Звайгзне, 1967. – С. 262-313.
3. Байметов Р.И., Мирахматов М., Тухтакузиев А. Обработка почвы на повышенных скоростях движения в зоне хлопководства. / Ташент: Фан, 1985. – 47 с.
4. Сергиенко В.А., Байметов Р.И., Мансуров К.М. Основная обработка почвы зоны Каршинской степи / Ташент: Фан, 1982. – 64 с.

УДК 631.314.4; 631.316

© Ахметов А.А. 2012 г.

ОБОСНОВАНИЕ РАДИУСА КРИВИЗНЫ ТЫЛЬНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ЗУБЧАТОЙ ПЛАНКИ КАТКА

Ахметов А.А., ст. научный сотрудник СКБ «Трактор», канд. техн. наук

Изменение структуры сельского хозяйства, образование фермерских и других форм хозяйств с различными формами собственности, резкое расширение площадей под зерно - колосовые, кормовые и другие сельскохозяйственные культуры обуславливают необходимость реформирования многих аспектов сельскохозяйственного сектора республики, в т.ч. структуру технической базы и их оснащенности. В этом плане обеспечение хозяйствующих субъектов мобильным, компактным машинотракторным парком приобретает первостепенное значение.

Мобильность и компактность машинотракторного парка в значительной степени зависит от укомплектования его комбинированными машинами, выполняющими несколько агроопераций за один проход агрегата.

Особенно данный вопрос важен для предпосевной подготовки почвы, где краткие сроки посевного периода, с одной стороны, и метеорологические условия, связанные с частыми осадками, - с другой стороны, требуют подготовку почвы в сжатые сроки, желательно за один проход агрегата. В перспективе такие машины наряду с мобильностью и компактностью могут стать основой создания более экологических и ресурсосберегающих систем земледелия, обеспечивающих достаточно высокий уровень сельскохозяйственного производства.

Следует отметить, что общим признаком в конст-

рукции комбинированных почвообрабатывающих машин является завершение технологической цепочки расположения рабочих органов уплотняющим - выравнивающим рабочим органом, конструкции которых весьма разнообразны и встречаются от простых шлейфов и фартуков-выравнивателей до различных видов и форм катков. Но среди них для работы в составе комбинированных почвообрабатывающих машин наиболее приемлемыми являются уплотняющие рабочие органы каткового типа.

Подавляющее большинство зарубежных фирм и машиностроительных предприятий, выпускающих комбинированные почвообрабатывающие машины, в основном используют борончатые катки различной конструкции [1].

Борончатые катки с планчатыми рабочими элементами могут быть изготовлены с зубьями на планке или без них, а по расположению планок на катке по прямой или по винтовой линии. Среди них для предпосевной обработки почвы под хлопчатник и сопутствующих ему культур наиболее приемлемы зубчато-планчатые катки с винтовым расположением планок.

В отличие от цилиндрического гладкого катка, который, в основном, уплотняет поверхностный слой почвы, зубчато-планчатый каток, уплотняя почву ребрами своей зубчатой планки, разбивает, крошит и вдавливая часть фракции разрушенного комка в почву.

Из кинематики движения вершины зуба планки видно, что в процессе работы катка, наряду с деформацией почвы, происходит ее уплотнение тыльной стороной планки.

Если рассмотреть относительно оси вращения катка поперечно-вертикальное сечение обрабатываемого зубчатыми планками участка (рис. 1), то хорошо видна траектория движения, следовательно, взаимодействие зубчатой планки с обрабатываемой почвой. В начальной стадии, т.е. в момент вхождения (α_1) зубчатой планки в почву, зубья, ударяясь о почвенные комки с абсолютной скоростью V_a , разрушают их на мелкие фракции. Причем эффективность разрушения в определенной степени зависит от поступательной скорости V_n и величины скольжения катка δ_c . В последующем вращении катка с угловой скоростью ω (на угол от α_1 до α_2) зубчатые планки, внедряясь дальше на глубину h_{km} и разрушая почвенные комки, уплотняют нижние слои почвы (зона 2) тыльной стороной своей поверхности, а при повороте на угол от α_2 до α_3 происходит разрыхление поверхностного слоя почвы (зона 3) зубьями и передней поверхностью зубчатой планки. Глубина внедрения зубчатых планок в почву устанавливается изменением нагрузки на каток, исходя из глубины заделки h_{cn} и диаметра d_{cn} семян возделываемой культуры.

При этом эффективное уплотнение почвы, без прилипания ее к поверхности планки, происходит в том случае, когда тыльная сторона планки имеет не плоскую, а выпуклую форму (рис. 2).

Эффективное разрушение почвенных комков может быть достигнуто в том случае, когда угол между касательными, проведенными через вершину зуба к передним и тыльным поверхностям зубчатой планки, будет:

$$\beta_3 \leq \pi/2 - \gamma_n, \quad (1)$$

где β_3 – угол между касательными, проведенными через вершину зуба к передним и тыльным поверхностям зубчатой планки, градус;

γ_n – угол установки зубчатой планки к радиали, градус.

Значение угла γ_n определяется из условия минимальных энергозатрат на разрушения комка и обеспечения свободного высыпания частиц почвы с поверхности планки.

Минимальные затраты энергии на разрушение комка достигаются при вертикальном внедрении зуба в почву, т.е. при:

$$\gamma_{np} = \pi/2 - \alpha_1 \quad (2)$$

Выражая угол α_1 через радиус катка, уравнение (2) запишем в следующей форме:

$$\gamma_{np} = \pi/2 - \arcsin(1 - h_{km}/r_{km}). \quad (3)$$

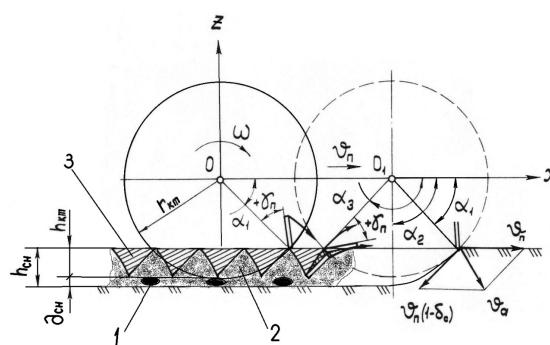


Рис. 1. Кинематики движения зубчато-планчатого катка

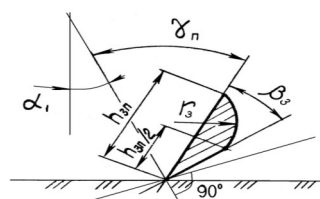


Рис. 2. Расчетная схема к определению радиуса кривизны тыльной поверхности зубчатой планки

Свободное же отделение и высыпание почвенных частиц с поверхности зубчатой планки происходит при условии:

$$\gamma_{n\phi} = \pi/2 - \phi_c - \arcsin(1 - h_{km}/r_{km}). \quad (4)$$

Следовательно, значение угла находится между (3) и (4) т.е:

$$\pi/2 - \arcsin(1 - h_{km}/r_{km}) \geq \gamma_n \geq \pi/2 - \phi_c - \arcsin(1 - h_{km}/r_{km}). \quad (5)$$

Из уравнения (1) и (5) видно, что при неизменном радиусе катка и заданной глубине погружения катка - h_{km} в почву значение угла β_3 зависит от угла установки зубчатой планки γ_n относительно радиали катка.

Из рис. 2 видно, что при заданном значении угла β_3 и высоте - h_{nl} зубчатой планки радиус кривизны образующей тыльной выпуклой поверхности зубчатой планки будет:

$$r_n = h_{nl}(1 + \tan^2 \beta_3) / 4g\beta_3. \quad (6)$$

Из (2), (5) и (6) следует, что радиус кривизны образующей тыльной выпуклой поверхности зубчатой планки зависит от высоты, угла установки и глубины погружения в почву зубчатой планки катка. Причем значение радиуса кривизны образующей тыльной выпуклой поверхности прямо пропорционально высоте зубчатой планки катка.

Если учесть, что для катка, изготовленного с конкретными конструктивными параметрами, величины r_{km} , γ_n , β_3 и h_{nl} остаются неизменными, тогда основным фактором, влияющим на величину радиуса кривизны, образующей тыльной выпуклой поверхностью зубчатой планки, будет глубина погружения зубчатой планки в почву, т.е. предназначение и условие работы катка.

Список литературы:

1. Усманов А.С. Машины для агропромышленного комплекса. Справочное пособие. – Алматы: Инжу-Маржан, 2010. -500 с.

НОМОДДИЙ МАДАНИЙ МЕРОС – БЕБАҲО ҚАДРИЯТ

Раупов Х.Р., НДКИ, тарих фанлари номзоди, доцент

Ўзбекистонда ижтимоий - иқтисодий ислохотларни амалга ошириш билан бир вақтда, маънавий меросимиз, маданий қадриятларимизни тиклаш ва уларни халқимизга етказиш борасида кенг кўламда фаолият олиб борилмоқда. Мустақиллик халқимизга ўзлигини англашга имкон берди. Айниқса, ёшларимизни ватанпарварлик руҳида тарбиялашда - аجدодларимизнинг бизгача етиб келган бой маданий меросларини ўрганиш муҳим аҳамиятга эгадир. Мустақиллик йилларида Юртбошимиз томонидан қадриятлар, урф-одатлар, буюк ота-боболаримизнинг бизга қолдирган меросларини ўрганиш ва тарғиб этиш учун кенг йўللار очилди.

Ҳар бир халқ ва миллатнинг ўзига хос урф-одатлари, анъаналари борлиги табиий. Ушбу миллий қадриятлар миллатнинг ўзлигини намоён қилишда муҳим ўрин тутди. Мустақиллигимизнинг дастлабки кунлариданоқ юртимизда миллий меросимизнинг ажралмас қисми бўлган халқ ижодиёти дурдоналарини асраб-авайлаш ва тарғиб этишга алоҳида эътибор қаратиб келинмоқда.

Шу ўринда Вазирлар Маҳкамасининг 2010 йил 7 октябрдаги «2010-2020 йилларда номоддий маданий мерос объектларини муҳофаза қилиш, асраш, тарғиб қилиш ва улардан фойдаланиш Давлат дастурини тасдиқлаш тўғрисида» ги қарори муҳим дастуриламал бўлиб хизмат қилмоқда. Мақсад халқимизнинг миллий ифтихорига айланган номоддий маданий бойликларимизни келгуси авлодларга безавол етказишдир.

Илмий манбаларда номоддий маданий мерос объектлари - тарихий, илмий, бадиий ёки ўзгача маданий қимматга эга бўлган урф-одатлар, халқ ижодиёти (сўз, рақс, мусика, томоша санъати), шунингдек улар ҳамда халқ бадиий ҳунармандчилиги ва амалий санъати билан боғлиқ билимлар, кўникмалар, асбоб-анжомлар, артефактлар, маданий маконлар деб таъриф берилган.

Жамиятнинг урф-одатлари, маросимлари ва байрамлари йўналишига ҳудудга ёки миллатга хос бўлган урф-одатлар, маросимлар ва анъаналар, ҳамда байрамлар қиради. Меҳмондўстлик анъаналари, оилавий маросимлар, тўй-ҳашамлар, фарзанд тарбияси билан боғлиқ урф-одат ва маросимлар, миллий ва маҳаллий миқёсида ўтказиладиган сайиллар, томошалар, байрамлар, қадимий байрамларнинг замонамизда фойдаланиши мумкин бўлган, тарбиявий аҳамиятга эга бўлган қисмларини ёшлар ўртасида кенг тарғиб этиш муҳим аҳамиятга эгадир.

Ўзликни намоён этишнинг оғзаки анъаналари ва

шакллари йўналиши халқ оғзаки ижодиёти билан боғлиқ барча жанрларни ўз ичига олади. Оғзаки анъана - аجدоддан авлодга оғзаки тарзда айтилиб ўтиб келаётган ёки халқ орасида тўқилиб ижрога ўтган мифлар, афсоналар, дostonлар, эртақлар, ривоятлар, масаллар, мақоллар, маталлар, аллалар, тез айтишлар лапарлар, халфалар қиради. Оғзаки анъананинг шакллари бир-биридан ижро этиш услуби, ранг-баранг оҳангдорлиги билан ажралиб туради. Масалан: дoston - дўмбира, қўбиз, дутор жўрлигида ёки ҳикоянавислик услубида ижро этиш, эртақ - айтувчининг ижро маҳорати таъсирида эртақ қаҳрамони орқали тарбиявий хусусиятга эга жанр, ривоят - бу тилдан тилга ўтиб келаётган яхшиликнинг ёвузлик устидан тантанаси, мақол, матал - суҳбатлараро мавзунини бир-бирига боғлашда кучайтирма восита, лапар - халқ кўшиқларининг рақс воситасида ижро этилиши ялла - хонанда ижро этган мусикий асарга ўзга шахснинг рақсга тушиши, халфа - гармон сози жўрлигида одамларга маданий озик берувчи ижодкорлик хусусиятига эга ижодкор. Масалан, халфачилик жанри Хоразм вилоятида ривожланган бўлса, ялла, лапар жанрлари Тошкент-Фарғона йўналишига, мавригхонлик Бухоро вилоятига хосдир.

Анъанавий ҳунармандчилик билан боғлиқ билим ва кўникмалар соҳасининг йўналишларига қуйидаги жанрлар қиради. Жумладан: пичоқчилик, қосиблик, дурадгорлик, мисгарлик, темирчилик, дўппидўзлик, зардўзлик, куракчилик, қандакорлик, гиламчилик, теричилик, дегрезлик, қўғирчоқсозлик, қуллочилик, ганчкорлик, ёғоч ўймакорлиги ва ҳоказоларни ўз ичига олади.

Ижро санъати йўналиши халқ ижодиётининг мусика, рақс, томоша санъати жанрларидир. Мусика соҳаси ўз ичига «Шашмақом», «Хоразм мақомлари», «Тошкент-Фарғона мақом йўллари», «Тановар», «Ушшоқ», «Феруз», «Сувора», «Лазги», «Мавриги» сингари туркумлар, аллалар, ўланлар, яллалар, лапарлар, мадҳиялар, термалар, шунингдек халфачиликни қамраб олади. Рақс соҳаси ўз ичига миллий рақс услублари ва ҳудудга хос, халқ рақслари: якка рақслар, гуруҳ рақслари аёллар рақслари, эркаклар рақслари, Хоразм рақси, Бухоро рақси, Фарғона рақси, Сурхон воҳаси рақсларини қамраб олади. Томоша санъатида миллий дорбозлик, полвонлик, анъанавий цирк, кўзбойлогичлик, қўғирчоқбозлик ва бошқа шу сингари йўналишлар, ҳамда миллий халқ ўйинлари қиради.

Жаҳонда ҳар бир халқнинг ўзига хос номоддий маданий меросини ҳурмат қилиш, уни сақлаш ва кенг тарғиб этиш саъй-ҳаракати ўтган асрнинг сўнгги

йилларида бошланган эди. Шу асосда ЮНЕСКО нинг «Анъанавий маданият ва фольклорни муҳофаза қилиш» бўйича тавсиялари ишлаб чиқилди. Бу эса, ўз навбатида, «Инсониятнинг яшовчи (тирик) дурдоналари» дастури, ҳамда махсус конвенция қабул қилишга асос бўлди. 2008 йилдан бошлаб Ўзбекистон ҳам ушбу конвенциянинг тенг ҳуқуқли аъзоси ҳисобланади.

Эътиборлиси, халқимизнинг бебаҳо қадриятлари ЮНЕСКО томонидан ҳам эътироф этилиб, «Инсониятнинг оғзаки ва номоддий мероси дурдоналари рўйхати» га киритилди. Чунончи, 2001 йил ушбу рўйхатдан «Бойсун маданий мухити», 2003 йилда «Шашмақом» ўрин эгаллаган бўлса, сўнгра, «Катта ашула», Наврўз байрами ҳам жой олди. Шундай қилиб, ҳозирги кунда мазкур рўйхатда Ўзбекистон билан боғлиқ 4 та номоддий маданий мерос бўлиб, бундай кўрсаткич камдан-кам давлатларга хосдир.

Мустақиллик йилларида мумтоз санъат намуналарини сақлаш, тарғиб-ташвиқ қилишга алоҳида эътибор қаратилгани туфайли ҳам миллий санъатимиз ривожланмоқда. Хусусан, катта ашула, шашмақом, бахшичилик, лапар, аския каби йўналишлар янада ривож топаёпти.

Айниқса, Самарқанд шаҳрида «Шарк тароналари»

анъанавий фестивалининг жаҳон миқёсида эътироф этилгани ҳам ана шу эътиборнинг маҳсулидир. Бу эса маданий меросни асраш, ўрганиш ва янада бойитишни рағбатлантириш тизими яратилганидан далолатдир.

Вилоятимизда ҳам халқимизнинг бебаҳо қадриятларидан бўлган номоддий маданий мерос объектларини муҳофаза қилиш, асраш ва тарғиб қилиш бўйича хайрли ишлар амалга оширилмоқда. Ўзбекистоннинг қадимий фольклор ва анъанавий ижрочилик сақланиб қолган вилоятимизда ҳам уларни ўрганиш мақсадида комплекс фольклор экспедициялар ташкил этиш мўлжалланган. Шунингдек, вилоятимиздаги олий ва ўрта махсус таълими ҳамда умумий ўрта мактабларда ўтказилиб келаётган «Хазина», «Мерос», «Барҳаёт анъаналар» кўрик танловлар ёшларимизни номоддий маданий меросимизни ўрганишга, уни тарғиб этишга катта имконият бермоқда.

Бугунги глобаллашаётган дунёда ёшларимизни четдан кириб келаётган оммавий маданият хужумидан ҳимоя қилишда миллий қадриятларимиз бўлган ватанпарварлик, инсонпарварлик, бағрикенглик кабилар билан бир қаторда номоддий маданий меросимизга садоқат руҳида тарбиялаш барчамизнинг муҳим вазифамиздир.

УДК 316.322

© Раупов Х.Р. 2012 г.

ЖАМОАТЧИЛИК НАЗОРАТИ – ФУҚАРОЛИК ЖАМИЯТИНИ ШАКЛЛАНТИРИШНИНГ МУҲИМ ОМИЛИ

Раупов Х.Р., НДКИ, тарих фанлари номзоди, доцент

Ўзбекистон Республикаси Президенти И.А. Каримовнинг Ўзбекистон Республикаси Олий Мажлиси Қонунчилик палатаси ва Сенатининг 2010 йил 12 ноябрь куни бўлиб ўтган қўшма йиғилишидаги «Мамлакатимизда демократик ислохотларни янада чуқурлаштириш ва фуқаролик жамиятини ривожлантириш концепцияси» номли маърузасида давлат ҳокимияти ва бошқаруви органлари томонидан қонун ҳужжатларининг ижро этилиши устидан жамият, фуқаролик институтлари назоратини амалга оширишнинг тизимли ва самарали ҳуқуқий механизмини яратишга қаратилган «Ўзбекистон Республикасида жамоатчилик назорати тўғрисида» ги Қонунни қабул қилиш тақлифи илгари сурилди.

Маълумки, давлат ҳокимияти органлари фаолияти устидан кучли жамоатчилик назоратининг мавжудлиги - фуқаролик жамиятини барпо этишнинг энг муҳим шартларидан биридир. Фуқаролик жамияти

институтлари томонидан амалга оширилаётган жамоатчилик назорати, авваламбор жамоат ташкилотлари - маҳаллий ўз ўзини бошқариш органлари, сиёсий партиялар, касаба уюшмалари, истеъмолчиларнинг уюшмалари ва бошқалар фаолиятининг муҳим йўналиши ҳисобланади. Ҳокимият органларининг жамоат ташкилотлари орқали халқ билан мулоқоти демократияни ривожлантиришда муҳим ўрин тутди. Зеро, ҳокимият органлари халққа ўз сиёсати ва ҳаракатларини тушунтириши, унинг олдида ҳисоб бериши керак.

Жамоатчилик назорати жамиятда ижтимоий адолат қарор топиши учун шахс, жамият ва давлат алоқаларида мувозанат, тенглик, ўзаро масъулият ва жавобгарликка хизмат қилувчи асосий омил ҳисобланади. Мазкур институт инсоннинг ҳуқуқ ва эркинликлари нафақат давлат томонидан қафолатланганлигини, балки давлат органлари

фаолиятида уларнинг устувор аҳамиятга эгалигини таъминлайди ва бунда жамоатчилик назоратининг мавжудлиги сиёсий ҳокимиятнинг том маънода халқ кўлида бўлишининг кўрсаткичи ҳисобланади. Фуқаролик жамияти институтлари жамоат назоратини амалга оширишга қаратилган фаолиятлари орқали давлатга нисбатан ўзига хос таъсир кучи яратадилар. Жамоат ташкилотлари сиёсий ва ижтимоий жараёнларга, давлат ва жамият қурилиши масалаларига, ҳамда қабул қилиниши назарда тутилаётган қонун лойиҳалари ва ҳукумат қарорларига ўз муносабатларини билдиришлари орқали жамоатчилик назоратини амалга оширадилар. Ҳозирги кунда фуқаролик жамияти институтлари томонидан жамоатчилик назоратини амалга оширишга оид қоидалар 40 ортиқ норматив-ҳуқуқий ҳужжатларда ўз ифодасини топган. Уларда 70 дан ортиқ айнан жамоатчилик назоратига оид нормалар мавжуд.

Жамоатчилик назоратининг мавжудлиги – демократик ҳуқуқий давлат ва фуқаролик жамияти тараққиётининг муҳим шартидир. Айнан жамоатчилик назорати орқали фуқаролар ва жамоат тузилмалари жамият ҳаётидаги муаммоларнинг ечимини топишга эришадилар. Демак, жамоатчилик назорати институтини қайсидир маънода жамият ҳаётидаги камчиликларни бартараф этишнинг, мавжуд муаммоларнинг ечимини топишнинг, давлат ва жамиятни ривожлантиришнинг, фуқаролик жамияти барпо этишнинг муҳим усули сифатида баҳолаш мумкин.

Жамоатчилик назорати ўз мазмунига кўра жамоат бирлашмалари яъни, ўзини ўзи бошқариш органлари, сиёсий партиялар, ижтимоий ҳаракатлар, касаба уюшмалари, ижтимоий фондлар, федерациялар ва бошқа фуқаролик жамияти институтлари томонидан амалга ошириладиган назорат шаклидир. Демак, мазкур демократик жараённинг асосий субъектлари нодавлат нотижорат ташкилотлари, фуқаролик жамияти институтлари ҳисобланади. Бундан шундай ҳулоса қилиш мумкинки, жамоатчилик назоратини амалга оширишда фуқаролик жамияти институтлари энг асосий ўринни эгаллайди.

Фуқаролик жамияти институтлари орасидан жамоатчилик назоратини амалга ошириш борасида энг катта имкониятга эга бўлган ва ушбу имкониятдан самарали фойдаланиб келинмоқда. Буларга оммавий ахборот воситалари, ўзини-ўзи бошқариш органлари, сиёсий партиялар, ижтимоий ҳаракатлар ва бошқа нодавлат-нотижорат ташкилотларни кўрсатиш мумкин.

Бизга маълум мазкур серкирра институт тарғибот-ташвиқот ва тушунтириш ишларини амалга оширишда, жойларда мавжуд муаммоларни таҳлил қилиш ва ёритиш орқали уларни бартараф этишга эришиш борасида катта имкониятга эга. Ҳозирда мамлакатимизда 1200 та босма ва электрон оммавий ахборот воситалари ўз фаолиятини олиб бормоқда.

Айниқса, уларнинг нодавлат секторига тегишли қисми жамоатчилик назоратини амалга оширишда алоҳида фаоллик кўрсатмоқда. Масалан, сўнгги вақтларда оммавий ахборот воситалари орқали давлат ва назорат органлари фаолиятидаги айрим камчилик ва нуқсонларни рўй-рост эълон қилиш, мамлакатимизнинг турли ҳудудларида ижтимоий ҳаётнинг турли соҳаларига оид муаммоларни таҳлилий ёритишга бағишланган кўрсатув ва эшиттиришлар, шунингдек, мақола ва очерклар сони ортиб бормоқда. Буни амалдаги жамоатчилик назоратининг аниқ ифодаси сифатида баҳолаш мумкин.

Мамлакатимизда ҳозирги кунда 10000 га яқин ўзини ўзи бошқариш органлари – маҳаллалар фаолият олиб бормоқда. Маҳалла жамоатчилик назоратини амалга оширишда ўзига хос ўрин эгаллайди. У ердаги ҳар бир ҳаракат, ҳар бир қилмиш халқнинг, жамоанинг назоратидадир. Маҳалла оксоқоллари ўз ҳудудида мавжуд муаммоларни бошқаларга нисбатан яхши тушунади ва уни бартараф этишга нисбатан ўзини масъул деб билади. Ҳар бир давлат ташкилоти маҳалла билан ҳамкорлик қилишга, уларнинг ёрдамига таянишга мажбурлигини бугун ҳаётнинг ўзи кўрсатмоқда. Ҳозирги кунда маҳалла томонидан амалга оширилаётган жамоатчилик назоратининг ҳолатига назар ташласак, у ерда кўллаб ҳаётий муаммолар ўз ечимини топаётганини гувоҳи бўламиз. Бундан ташқари маҳалла фаоллари давлат ва назорат органлари томонидан амалга оширилаётган тадбирларнинг инсон ҳуқуқларига ҳамоҳанглигини аниқлаш ва унга баҳо бериш баробарида давлат ва жамият бошқарувида фаол иштирок этмоқдалар.

Барчамизга маълум ҳозирги кунда мамлакатимиз сиёсий майдонида 4 та сиёсий партия ўз фаолиятини олиб бормоқда. Сўнгги йилларда сиёсий партиялар мамлакатимиздаги иқтисодий-ижтимоий, маданий-маънавий, сиёсий-ҳуқуқий соҳаларда амалга оширилаётган ислохотларнинг нафакат қўллаб-қувватловчилари, балки энг фаол иштирокчиси сифатида ўзларини намоён этмоқдалар. Давлат дастурларини амалга оширишда алоҳида фаоллик кўрсатмоқдалар. Сиёсий партиялар жамоатчилик назоратини амалга ошириш борасида ҳам алоҳида нуфузга эга. Ҳар бир партия биринчи навбатда, ўзининг дастурий мақсад ва вазифаларидан келиб чиққан ҳолда, ўз электорати манфаатларини ҳимоялаш мақсадида жамоатчилик назоратини амалга оширади. Масалан, «Адолат» СДП мамлакатда қонун устуворлигини таъминлаш мақсадида ҳуқуқни муҳофаза қилиш органлари фаолиятини назорат қилиб боради. Миллий тикланиш демократик партияси эса, миллий ғурур, миллий мафқуранинг шакллантириш масаласига эътиборни қаратган ҳолда давлат ҳокимияти органлари фаолиятида миллий кадриятларимиз нечоғлик ўз ифодасини топаётганлигини назорат қилади. ЎзЛиДеП эса, тадбиркорлар ва

ишбилармонлар манфаатларини ҳимоя қилишни мақсад қилган ҳолда фермерлар, хусусий тадбиркорлик ва кичик бизнес субъектлари фаолиятига асоссиз аралашуш ҳолатларига қарши курашади ва бу фаолият устидан доимий жамоатчилик назоратини амалга оширади. Халқ демократик партияси халқнинг ижтимоий ҳимояга муҳтож қисми манфаатларини таъминлашни мақсад қилган ҳолда, ишсизликни камайтириш борасида амалий ишлар олиб боради ва уларга масъул органлар фаолияти устидан доимий жамоатчилик назоратини олиб боради. Шунингдек, Халқ демократик партияси мамлакатимизнинг ҳар бир ҳудудида ўзининг Жамоатчилик қабулхоналарига эга. Уларга мурожаат қилган фуқароларнинг ҳуқуқ ва эркинликларини таъминлаш йўлида давлат органлари фаолияти устидан жамоатчилик назоратини амалга оширади.

Мамлакатимиз ижтимоий сиёсий ҳаётида ҳозирда бир неча ижтимоий ҳаракатлар фаолият олиб бормоқдалар. Уларнинг энг фаоллари сифатида биз Ўзбекистон Экологик ҳаракати ва «Камолот» ёшлар ижтимоий ҳаракатини кўрсатишимиз мумкин. Улар ҳам ўз мақсадларидан келиб чиққан ҳолда жамоатчилик назоратини амалга оширадilar. Ўзбекистон Экологик ҳаракати бугунги кунда жамоатчилик назоратининг бир шакли ҳисобланган экологик назоратни амалга оширмоқда. Ушбу назорат орқали табиат ва атроф муҳитга етказилаётган турли кўринишдаги зарарларнинг олдини олишга эришилмоқда.

Турли ижтимоий фондлар, аёллар бирлашмалари, хайрия жамғармалари фаолиятида ҳам жамоатчилик назоратини айрим шакллари

учратиш мумкин. Биргина, Ўзбекистон Хотин-қизлар кўмитаси фаолиятига эътибор қаратсак, мазкур жамоат ташкилоти томонидан жойларда аёлларнинг ҳуқуқ ва эркинликларини таъминлаш борасида, хотин-қизлар учун эркаклар билан бир хил шароит ва тенгликни яратиш йўналишида амалга оширилаётган самарали тадбирларни кузатиш мумкин. Давлатимиз томонидан томонидан аёлларга яратилган ҳуқуқ ва имкониятларни, шарт-шароитларни жойларда қай даражада амалга татбиқ этилиши, бу сиёсатга ҳудудий ҳокимият органларининг муносабати доимий кузатилиб, ўрганилиб келинади. Бу ҳам жамоатчилик назоратининг ёрқин ифодасидир. Ёки, «Фермерлар уюшмаси» томонидан мамлакатимизда фермерларнинг фаолиятига асоссиз аралашуш масалалари ўрганилади ва жамоатчилик назорати орқали бу муаммолар бартараф этилади.

Жамоатчилик назорати ҳар бир шахсдан фаол фуқаролик позицияни, сиёсий-ҳуқуқий фаолликни, юксак ташаббускорликни, юрт тақдири ва ривожига масъуллик ҳамда дахлдорлик ҳиссини талаб этади. Ушбу омилларни шакллантириш борасида ҳам амалий ишларни кучайтиришимиз лозим.

Хулоса қилиб айтганда, жамоатчилик назоратини амалга оширишда фуқаролик жамияти институтлари алоҳида ўринга эга. Фуқаролик жамияти институтлари ҳам жамоатчилик назоратини самарали йўлга қўйиш орқали фуқароларнинг ҳуқуқ ва эркинликлари юқори даражада таъминланишидан, давлатимизнинг юксалиши ва тараққий топишидан манфаатдордир. Зеро, уларнинг асосий фаолият йўналишлари ҳам айнан шундай эзгу мақсадларга йўналтирилган.

УДК 502.654:631.6

© Мушоряпов И.А., Шарафутдинов У.З., Шмакова Н.И. 2012 г.

РАДИАЦИОННЫЙ И ЭКОЛОГИЧЕСКИЙ ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ МОНИТОРИНГ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Мушоряпов И.А., директор РУ-5 НГМК; Шарафутдинов У.З., начальник ЦФХЛ РУ-5 НГМК, канд. техн. наук; Шмакова Н.И., инженер по дозиметрическому контролю ЦФХЛ РУ-5 НГМК

Производственный мониторинг окружающей среды является обязательной частью природоохранной деятельности рудоуправления № 5 (РУ-5) НГМК. Он позволяет устанавливать наличие воздействия на атмосферный воздух, водный бассейн, почвенный покров и растительность, а также определять качественную и количественную характеристики содержащихся в них загрязняющих веществ, контролировать соблюдение установленных нормативов предельно-

допустимых выбросов и сбросов вредных химических и радиоактивных веществ.

Как известно, для добычи урана используется метод подземного выщелачивания, заключающийся в том, что в выделенный участок подземного горизонта вводится раствор серной кислоты, вследствие чего природные соединения урана переходят в продуктивный раствор. Продуктивные растворы (ПР) подземного выщелачивания транспортируются на поверхность

электропогружными насосами из откачных скважин, расположенных на эксплуатационных блоках геотехнологического поля и отводятся в пескоотстойник, где происходит их отстой и осветление от твердых механических взвесей. По мере накопления твердые взвеси вывозятся в «могильник» твердых слаборадиоактивных отходов. Осветленные ПР подаются на сорбционные колонны. Маточники сорбции выводятся из сорбционных колонн и направляются в смолоуловители и далее в пескоотстойник. Растворы после доукрепления их серной кислотой подаются в закачные скважины.

На пластово-инфильтрационных месторождениях процесс подземного выщелачивания осуществляется безотходным замкнутым циклом, основанном на естественном балансе объемов закачиваемых и откачиваемых технологических растворов. При этом в области выщелачивания формируется замкнутый гидродинамический контур, препятствующий сообщению этой области с периферией. По границам этого контура формируется сильный кислотно-щелочной барьер, за пределы которого существенная фильтрация технологических растворов исключается.

К сожалению, при переработке месторождения методом подземного выщелачивания почвенный и растительный покров на отдельных участках подвергается интенсивному антропогенному воздействию и претерпевает значительные изменения. Можно выделить следующие типы воздействий:

1. Механические нарушения, связанные с бурением скважин, открытыми разработками грунта при засыпке труб, строительством вспомогательных сооружений. В результате чего на отдельных участках почвенный и растительный покров загрязняется строительными отходами.

2. Радионуклидное и химическое загрязнение в результате разлива выщелачивающих и продуктивных растворов и переливов закачных скважин, разгерметизации соединений и разрывов трубопроводов, утечки технологических растворов при аварийных разрывах трубопроводов.

В РУ-5 проводится ряд мероприятий, направленных на предотвращение загрязнения участков, а для ликвидации имеющихся загрязнений проводится рекультивация. С этой целью в РУ-5 создан участок деактивации. При проведении рекультивации выделяются три основных вида работ: очистка поверхностных загрязнений, ликвидация технологических скважин, ликвидация пескоотстойников.

На первом этапе рекультивации на оконтуренном участке проводят гамма - съемку территории с занесением данных на карту участка с привлечением специалистов РУ-5 (маркшейдеры, дозиметристы). Очистка от поверхностных загрязнений состоит в замене загрязненного грунта обычным грунтом и потенциально-плодородным с последующим захоронением загрязненного грунта в пункте захоронения нерадиоактивных отходов (ПЗНО). Рекультивация территории осуществляется по блоку и начинается с наиболее уда-

ленного от «могильника» нерадиоактивных отходов блока, приближаясь к нему по мере выполнения работ. Снятие загрязненного грунта производится в соответствии с картами радиационных загрязнений блоков. Характер загрязнений, как правило, имеет локальный характер и обычно располагается вдоль рядов закачных скважин. Ширина загрязнений вдоль рядов составляет 1,5 м, определяются по границе МЭД = 35 мкР/ч. Снятие грунта производится экскаватором с погрузкой в кузов автомобиля-самосвала, при этом происходит разубоживание загрязненной почвы, далее она вывозится в ПЗНО, что подтверждается радиометрическим анализом, суммарная альфа - активность не более 10 kBq/kg. Транспортировка грунта производится автомобилями по временным землевозным дорогам и сохранившимся технологическим грунтовым дорогам в ПЗНО. Засыпка участков, с которых снимался загрязненный грунт, производится чистым грунтом до глубины 25 см от рельефа с последующим планированием площадей и выемок бульдозером. На последнем этапе производится засыпка потенциально-плодородным слоем до уровня естественной поверхности рельефа с последующим выколачиванием грунта автогрейдером и проведение комплекса фитомелиоративных мероприятий, суммарная альфа - активность почвы рекультивируемого участка не более 1200 Bq / м³. По окончании работ по захоронению низкорadioактивных отходов проводится дозиметрическое обследование сформированной поверхности ПЗНО с составлением акта. Мощность дозы гамма-излучения после захоронения отходов и перекрытия верхним слоем на высоте 1 м над могильником не должно превышать 100 мкР/ч, эскаляция радона – 1,9 Bq/м²с. Мощность дозы внешнего гамма-излучения естественного фона 30 мкР/ч.

При ликвидации скважин производится их тампонирующее глинисто-цементным раствором с целью исключения перетоков подземных вод из одного водоносного горизонта в другой, сохраняя естественное движение подземных вод. При откапывании оголовков скважины грунт от технологических скважин выбирается экскаватором с двух сторон от обсадной колонны скважины. Оставшаяся часть грунта вдоль обсадной колонны обрушается вручную на дно выемки. Допускается снятие верхнего уровня обсадных труб (до первого водоупора) для их повторного использования, при этом оставшиеся под землей обсадные трубы тампонируются. После завершения работ по ликвидации скважин по блоку до их засыпки составляется акт с перечислением номеров скважин, метода их ликвидации и проверки качества выполненных работ.

Ликвидацию пескоотстойников проводят в соответствии с СанПиН №0079-98 п. 3.9. Рекультивация денудационных объектов (карьеры, провалы, прогибы и т.п.) может проводиться путем заполнения их отвалами с последующим укрытием потенциально-плодородным грунтом. Для обеспечения контроля над возможным изменением состава подземных вод обу-

раиваются четыре наблюдательные скважины глубиной 20 м на расстоянии 50-100 м от непосредственного захоронения НРО по направлению подземных вод. По скважинам один раз в полгода проводится опробование, химический анализ (контролируемые показатели): pH, Eh, U, Na⁺, K⁺, Ca²⁺, Mg²⁺, Fe²⁺, Fe³⁺, Al³⁺, Cl⁻, NO₃⁻, SO₄²⁻, SiO₂²⁻, H₂SO₄, сухой остаток, гамма-спектрометрический анализ, радиохимический анализ, суммарная удельная α-активность. В табл. 1 представлен химический состав различных растворов.

В связи с географическим расположением РУ-5 на стыке климатических зон, а также разной степенью засоленности почв, солевой состав природных пластовых вод варьируется от 1700 до 4200 mg/l (табл. 1). Многолетние наблюдения за влиянием производственной деятельности РУ-5 на пластовые воды показывают, что метод подземного выщелачивания обеспечивает сохранность подземных вод естественного происхождения без экологического ущерба. Учитывая это, а также то, что все пескоотстойники имеют специально подготовленное водонепроницаемое основание, предотвращающее распространение возможных загрязнений из пескоотстойников, их ликвидация производится в следующем порядке:

- из пескоотстойников удаляется весь имеющийся осадок;
- пескоотстойники засыпают чистым грунтом до глубины 0,3 м от уровня рельефа;
- осуществляется планирование поверхности;
- ведется засыпка потенциально-плодородным слоем до уровня естественной поверхности рельефа и проведение комплекса фитомелиоративных мероприятий.

Захоронение радиоактивных отходов производят в хвостохранилище ГМЗ-1. В нем размещаются нерадиоактивные отходы с последующим их укрытием слоем материалов с пониженной проницаемостью для радона, атмосферных, поверхностных и грунтовых вод.

Радиационный и экологический мониторинг в РУ-5 проводится и основывается на базе данных радиационных, дозиметрических и химических измерений, проведенных аккредитованной группой контроля условий труда (КУТ), радиационной безопасности (РБ) и охраны окружающей среды (ООС). Группа контроля условий труда радиационной безопасности и охраны окружающей среды входит в структуру Центральной физико-химической лаборатории (ЦФХЛ). Основными за-

Таблица 1

Химический состав растворов

№ п/п	Компоненты	Содержания, mg/l			
		Природные воды в Кызылкумской провинции	Остаточные растворы	Наблюдательные скважины вокруг ПЗНО	Питьевая вода
1.	pH	7,0-8,2	1,5-6,5	7,0-7,6	6,0-9,0
2.	Fe _{общ}	0,03-1,3	до 1500	0,05	0,3-1,0
3.	Be	0,00002-0,06	0,01-0,87	0,0001	0,0002
4.	As ³⁺⁵⁺	0,005	0,1-1,6	0,005	0,05
5.	Cu ²⁺	0,01	0,1-0,7	0,05	1,0
6.	Zn ²⁺	0,1	2,4-7,0	1,0	3,0
7.	Cd ²⁺	0,001	0,03-0,2	0,001	0,001
8.	Hg ²⁺	0,002	-	-	0,03
9.	Sr ⁴⁺	2-15	9-21	10-12	7
10.	Al ³⁺	н/о	до 1600	н/о	0,5
11.	Cl ⁻	380-1980	до 3000	350-380	250-350
12.	NO ₃ ⁻	н/о	65-300	н/о	45
13.	Mo ²⁺	0,01-0,06	22-48	0,2-0,3	0,25
14.	Ni	0,01	0,01	0,01	0,1
15.	SO ₄ ²⁻	630-2060	800-5000	430-870	400-500
16.	Сухой остаток	1700-4200	14000-30000	1630-1725	1000-1500

дачами группы КУТ РБ и ООС являются:

- осуществление контроля соблюдения санитарно-гигиенических норм, условий труда на рабочих местах, за состоянием окружающей среды и источниками ее загрязнения, включая жидкие, твердые и газообразные отходы, выбросы промышленных и социально-бытовых объектов РУ-5;
- осуществление планового и оперативного контроля условий труда в области радиационной безопасности в подразделениях РУ-5;
- осуществление контроля охраны окружающей среды в населенных пунктах, прилегающих к РУ-5;
- участие в разработке рекомендаций и мероприятий на основе анализа результатов условий труда и охраны окружающей среды и контроль за их исполнением;
- участие в проведении комплексных проверок состояния окружающей среды и радиационной безопасности в подразделениях рудоуправления и на территориях населенных пунктов, прилегающих к РУ-5.

При добыче урана методом ПВ применяются обычные меры защиты от радиации, хотя большая часть радиоактивности рудного тела остается глубоко под землей и, следовательно, выброс радона повышается минимально, а рудная пыль отсутствует. Работники проходят регулярное обследование на заражение альфа-активными веществами. Осуществляется повседневный контроль на воздушное, пылевое и поверхностное загрязнение.

БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ В СИСТЕМЕ ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ

Ахмедова Н.А., ст. преподаватель кафедры «Безопасность жизнедеятельности» НГГИ; Хамраев Р.Б., ассистент кафедры «Металлургия» НГГИ

С 2001 г. в системе высшего профессионального образования появились новые учебные дисциплины, такие как концепции современного естествознания, безопасности жизнедеятельности и др. Уже в перечисленных названиях отразилась тенденция современного знания и обучения к интеграции, формированию целостного восприятия действительности. Следует заметить, что содержание новых дисциплин видится, трактуется и реализуется научно-педагогическими школами и отдельными авторами по-разному.

Отражением необходимости интегрально обобщенного взгляда на проблему безопасности явилась дисциплина «Безопасность жизнедеятельности». Это обусловлено тем, что исторически сложившееся раздельное рассмотрение вопросов обеспечения безопасности для различных сфер (охраны труда, охрана окружающей среды, гражданская защита и т.п.) на практике реализовало права граждан на здоровые, безопасные и достойные условия жизни и деятельности. В широком смысле безопасность можно рассматривать как «состояние защищенности и здоровья» среды жизни и деятельности человека, как необходимое условие реализации человеческого и творческого потенциала личности, общества и цивилизации в целом.

Решение такой задачи требует нового подхода к проблеме, который должен опираться на общенаучные основы безопасности. Безопасность жизнедеятельности как комплексное междисциплинарное научное направление можно определить как область научных знаний, в которой изучаются природа опасностей, угрожающих человеку и окружающему миру, закономерности их формирования и проявления, способы предупреждения проявления, способы предупреждения проявления опасностей, защиты от них и ликвидации их последствий. Такое интегральное направление в настоящее время только создается.

Название дисциплины «Безопасность жизнедеятельности» (БЖД) изначально несет в себе многозначный смысл. Безопасность жизнедеятельности можно интерпретировать как безопасность человека в среде обитания; можно – как безопасность природно-техногенно-социальной среды, включая самого человека как ее элемент вследствие активной деятельности человеческого сообщества; можно – как деятельность человечества, способствующая воссоз-

данию изначальной гармонии окружающей среды и мироздания в целом [1].

Основная задача дисциплины – вооружить обучаемых теоретическими знаниями и практическими навыками, необходимыми для:

- создания комфортного (нормативного) состояния среды обитания в зонах трудовой деятельности и отдыха человека;
- идентификации негативных воздействий среды обитания естественного, техногенного и антропогенного происхождения;
- разработки и реализации мер защиты человека и среды обитания от негативных воздействий;
- проектирования и эксплуатации техники, технологических процессов и объектов экономики в соответствии с требованиями по безопасности и экологичности;
- обеспечения устойчивости функционирования объектов и технических систем в штатных и чрезвычайных ситуациях;
- принятия решений по защите производственного персонала и населения от возможных последствий аварий, катастроф, стихийных бедствий и применения современных средств поражения, а также принятия мер по ликвидации их последствий;
- прогнозирование развития негативных воздействий и оценки последствий их действия.

Дисциплина, наряду с прикладной инженерной направленностью, ориентированная на повышение гуманистической составляющей при подготовке специалистов и базируется на знаниях, полученных при изучении социально-экономических, естественно-научных и общепрофессиональных дисциплин [2]. Ее изучение рекомендуется проводить на завершающем этапе формирования бакалавриата и специалиста.

Многозначность интерпретации обуславливает многовариантность подходов формированию целей, задач и содержанию дисциплины. В практическом отношении важно ответить на вопрос: какова конечная цель обеспечения безопасности, каковы условия и приемлемые для человечества ограничения при ее достижении. Именно этот вопрос сегодня является ключевым в дисциплине БЖД: прежде всего надо понять, для чего, с какой целью, при каких ограничениях, а затем уже как.

Цель образования в области БЖД – формирование у человека мировоззрения и культуры безопас-

ности жизни, приобретение знаний, умений и навыков, необходимых для обеспечения комфортной и безопасной жизни, и для сохранения допустимого качества среды обитания. Этот вывод может служить концептуальной основой дисциплины «Безопасности жизнедеятельности» [3]. Прежде всего, необходимо акцентирование внимания на мировоззренческом аспекте безопасности и ее обеспечения. Философский энциклопедический словарь (1983 г.) дает следующее определение мировоззрения: «мировоззрение – система взглядов на мир и место человека в нем, обусловленные этими взглядами жизненные позиции, убеждения, идеалы, принципы познания и деятельности, ценностные ориентации. Мировоззрение есть общее понимание мира, человека, общества. Оно определяет социально-политическую, философскую, религиозную, нравственную, эстетическую, научно-теоретическую ориентацию человека». Мировоззрение задает общий жизненный план человека, поэтому оно представляет собой действенную силу. Целеполагающая деятельность невозможна вне мировоззрения. Сущность мировоззрения является определением взаимодействия двух миров – мира человека с его индивидуальными способностями и потребностями и мира его окружения – природы и общества [4].

Таким образом, основной целью дисциплины «Безопасность жизнедеятельности» является формирование адекватного современному этапу развития осознания человеком своего места в окружающем мире и соответствующей этому пониманию ориентации в выборе возможных направлений решения стоящих перед человечеством проблем в области безопасности.

В результате изучения дисциплины «Безопасность жизнедеятельности» специалист должен знать: теоретические основы безопасности жизнедеятельности в системе «человек – среда обитания», правовые, нормативно-технические и организационные основы безопасности жизнедеятельности [5]; основы физиологии человека и рациональные условия деятельности на человека травмирующих, вредных и поражающих факторов чрезвычайных ситуаций; средства и методы повышения безопасности, экологичности и устойчивости технических средств и технологических процессов; методы исследования устойчивости функционирования производственных объектов и технических систем в чрезвычайных ситуациях; методы прогнозирования

чрезвычайных ситуаций и разработки моделей их последствий.

В дисциплине рассматриваются: современное состояние и негативные факторы среды обитания; принципы обеспечения безопасности взаимодействия человека со средой деятельности; анатомо-физиологические последствия воздействия на человека травмирующих, вредных и поражающих факторов, принципы их идентификации; средства и методы повышения безопасности, экологичности и устойчивости технических средств и технологических процессов; основы проектирования и применения экобиозащитной техники, методы исследования устойчивости функционирования объектов экономики и технических систем в чрезвычайных ситуациях; прогнозирование чрезвычайных ситуаций и разработки моделей их последствий; разработка мероприятий по защите населения и производственного персонала объектов экономики в чрезвычайных ситуациях, в том числе и в условиях ведения военных действий, и ликвидация последствий аварий, катастроф и стихийных бедствий; правовые, нормативно-технические и организационные основы безопасности жизнедеятельности; контроль и управление условиями жизнедеятельности; требования к операторам технических систем и ИТР по обеспечению безопасности и экологичности.

Специалист должен уметь: проводить контроль параметров и уровня негативных воздействий на их соответствие нормативным требованиям; эффективно применять средства защиты от негативных воздействий; разработать мероприятия по повышению безопасности и экологичности производственной деятельности; планировать и осуществлять мероприятия по повышению устойчивости производственных систем и объектов; планировать мероприятия по защите производственного персонала и населения в чрезвычайных ситуациях и при необходимости принимать участие в проведении спасательных и других неотложных работ при ликвидации последствий чрезвычайных ситуаций.

Изучением дисциплины «Безопасность жизнедеятельности» достигается формирование у специалистов представления о неразрывном единстве эффективной профессиональной деятельности с требованиями к безопасности и защищенности человека. Реализация этих требований гарантирует сохранение работоспособности и здоровья человека, готовит его к действиям в экстремальных условиях.

Список литературы:

1. С.В. Белов. *Безопасность жизнедеятельности*. М.: Высшая школа, 1999. 286 с.
2. А.С. Гринин, В.Н. Новиков. *Безопасность жизнедеятельности*. М.: ФАИР-ПРЕСС, 2002. 230 с.
3. П.П. Куцкин, В.Л. Лапин. *Безопасность технологических процессов и производств*. М.: Высшая школа, 2003. 194 с.
4. О.Н. Русак, К.Р. Малаян. *Безопасность жизнедеятельности*. М.: Лань, 2001. 236 с.
5. Э.В. Параконский. *Охрана труда на карьерах*. М.: «Недра», 1988. 218 с.

РАСЦЕНКИ НА РАЗМЕЩЕНИЕ РЕКЛАМЫ В ЖУРНАЛЕ «ГОРНЫЙ ВЕСТНИК УЗБЕКИСТАНА»

1. Стоимость размещения рекламы в цвете для нерезидентов Республики Узбекистан в научно-техническом и производственном журнале «Горный вестник Узбекистана» - «O'zbekiston konchilik xabarnomasi» ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali na:

- обложке и вкладке форматом А4 - 650 тыс. сум, форматом А5 - 320 тыс. сум, форматом А6 - 160 тыс. сум;

- внутренней странице форматом А4 - 250 тыс. сум, форматом А5 - 120 тыс. сум, форматом А6 - 60 тыс. сум.

2. Стоимость размещения рекламы для резидентов Республики Узбекистан в научно-техническом и производственном журнале «Горный вестник Узбекистана» - «O'zbekiston konchilik xabarnomasi» ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali в цвете на:

- обложке и вкладке форматом А4 - 400 тыс. сум, форматом А5 - 200 тыс. сум, форматом А6 - 100 тыс. сум;

- внутренней странице форматом А4 - 150 тыс.

сум, форматом А5 - 80 тыс. сум, форматом А6 - 40 тыс. сум.

3. Допускается снижение установленных расценок до 50% для резидентов и нерезидентов Республики Узбекистан на размещение рекламы, если в готовящемся к выпуску очередном номере журнала имеются невостребованные рекламные места на обложке.

4. При размещении рекламы рекламодателю предоставляется право бесплатной публикации статьи объемом до 3-х журнальных страниц.

5. Стоимость размещения статьи рекламного содержания отдельно без рекламы на обложке для нерезидентов Республики Узбекистан 40 тыс. сум за журнальную страницу, для резидентов Республики Узбекистан 20 тыс. сум за журнальную страницу.

6. Оплата за размещение рекламы или статьи может производиться в иностранной валюте по курсу Центрального Банка Республики Узбекистан на день оплаты.

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, 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.Bibik@cru.ngmk.uz и Z.Hakberdieva@cru.ngmk.uz.

5. Единицы измерения в статье должны выражаться в единицах СИ в соответствии с государственным стандартом Узбекистана O'zDSt 8.012:2005 «Государственная система обеспечения единства измерений Республики Узбекистан. Единицы величин» (табл).

Основные единицы SI			Таблица
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	