

MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ

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., Turesbekov A.X.,
Farmanov A.K., Xalikulov E.X., Yakubov M.M.

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

Qayd etish guvohnomasi 2006 yil 13 dekabr
№ 0033

Jurnalda ma'lumotlar bosilganda dalillar
ko'rsatilishi shart

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

Tahririyat manzili:

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

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

Z.Hakberdieva@cru.ngmk.uz

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

Kompyuter sahifasi:

Xakberdieva Z.T.

Tahliliy guruh:

Leonteva N.M., 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 31.08.2012 y. imzolandi

Adadi 600 nusxa

GEOTEKNOLOGIYA / GEOTEKHOLOGIYA

- Рахимов В.Р., Пьянков А.Г., Петросов Ю.Э.** Перспективная технология производства буровзрывных работ при разработке крутопадающих месторождений открытым способом на больших глубинах 3
- Рахимов В.Р., Петросов Ю.Э.** Исследование действия зарядов, взрывааемых с внутрискважинным замедлением на двойную высоту уступа 7
- Воробьев А.Е., Пухота А.Н., Лоторева А.В.** Оптимизация контура карьера с использованием компьютерного программного обеспечения 10
- Воробьев А.Е., Зиязев Р.Р., Болатова А.Б.** Современная практика капитального ремонта нефтяных скважин 12
- Раимжанов Б.Р., Намазбайов Н.Н., Намазбаев Ш.Н., Намазбаев Ш.Н.** Кучное и чановое выщелачивание золота с оксихлоридными растворами из упорных руд и концентратов месторождений Республики Узбекистан 15
- Каримов И.А., Салимов Р.С., Жиянов А.Б.** Кучное выщелачивание золота 19
- Исмаилов А.С., Заиров Ш.Ш., Коштелло С.И.** Повышение эффективности гидроизоляционных материалов при кучном выщелачивании золота 23
- Салимов Р.С., Жиянов А.Б., Махмудова Г.А.** Повышение эффективности шахтного выщелачивания урана из замагистинированной руды 26
- Снитка Н.П., Халикулов Э.Х., Мальский К.С., Умаров Ф.Я.** Определение параметров вибрации участка борта карьера при погрузке горной массы экскаватором 28
- Заиров Ш.Ш., Толпиев Н.У.** Моделирование развития горных работ при применении экскаваторно-автомобильного комплекса оборудования на глубоких карьерах 31

METALLURGIYA VA BOYITISH /
ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

- Санакулов К.С., Эргашев У.А., Ахатов Н.А.** Усовершенствование технологии сорбционного цианирования продукта биоокисления на ГМЗ-3 36
- Петухов О.Ф., Саттаров Г.С., Турсебеков А.Х.** О причине упорности чёрносланцевых руд в отношении выщелачивания из них ванадия 41
- Базаров У.М., Саттаров Г.С., Ослоповский С.А.** Исследование возможности переработки гравииоконцентрата углеродисто-сульфидных руд 43
- Хван А.Б., Базаров У.М., Назаров В.Ф., Саттаров Г.С.** Исследование возможности гравитационного обогащения упорных руд 47
- Кульмуратов Н.Р.** Система автоматической оптимизации процесса дробления горных пород 50
- Шамов Ж.И.** Применение рентгенорадиометрического метода сортировки руд 52

GEOLOGIYA / ГЕОЛОГИЯ

- Дадаев Д.М.** Применение геофизических методов при поисках алмазо-содержащих, не связанных с кимберлитами пород 53

GEOMEXANIKA / ГЕОМЕХАНИКА

- Султанов К.С., Халикулов Э.Х., Руми Д.Ф.** Динамические характеристики КНК-270/3500 при возникающих воздействиях в условиях карьера Мурунтау 58
- Султанов К.С., Халикулов Э.Х., Саломова К.Д., Руми Д.Ф., Умаров Ф.Я.** Устойчивость северо-восточного борта карьера Мурунтау с комплексом КНК-270/3500 61
- Марков А.В.** Оценка максимального энергетического класса землетрясений Кызылкумского региона 65

GEOTEKNIKA / GEOTEKNIKA

- Тошов Ж.Б.** Основы совершенствования конструктивных параметров шарошечных буровых долот 68
- Эгамбердиев И.П.** Формирование виброакустического сигнала в подшипниковых опорах буровых станков 71

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., Турсебеков А.Х.,
Фарманов А.К., Халикулов Э.Х., Якубов М.М.

Журнал зарегистрирован в узбекском
Агентстве по печати и информации

Регистрационное свидетельство за № 0033
от 13 декабря 2006 г.

При перепечатке материалов ссылка на журнал
обязательна

За точность фактов и достоверность
информации ответственность несут авторы

Адрес редакции:

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

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

Z.Hakberdieva@cru.ngmk.uz

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

Компьютерная верстка:

Хакбердиева З.Т.

Аналитическая группа:

Леонтьева Н.М., Накарякова О.А., Норов Ж.А.

Дизайн:

Баннов А.Н.

Ответственный за публикацию и обновление

электронной формы журнала:

Давлатов Б.Р.

Оттисажено:

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

Подписано в печать 31.08.2012 г.

Тираж 600 экз.

Махмудов А.М., Худайбердиев Ш.М. Определение основных пара-
метров энергоэффективности работы насосных установок в техноло-
гии подземного выщелачивания..... 73

INNOVATSIYALAR / ИННОВАЦИИ

Кадыров А.А. Проблемы и перспективы формирования региональных
инновационных систем..... 75

Мухиддинов Б.Ф. Конференция в НГИ: широкий спектр исследова-
ний и разработок в области современных технологий и инноваций в
горно-металлургической отрасли 79

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

Мухиддинов Б.Ф., Вапове Х.М., Шарипов С.Ш. Исследование реоло-
гических свойств расплавов и растворов поливинилфторида и их ком-
позиций 81

Хужаёров Б.Х., Бурнашев В.Ф. Модель кислотной обработки карбона-
тов с учетом коагуляции породы 84

Пиримов А.П. Численное моделирование трехмерных турбулентных
струй реагирующих газов 86

Каримов З.Т., Мардонов У.М. Координационное соединение палла-
дия с органическими лигандами..... 90

Райханова Г.Е. Исследование динамических особенностей силовой
установки механизированного комплекса для измельчения пород и
углей..... 93

Райханова Г.Е. Кинематические особенности процесса разрушения
слоя смерзшегося крупнокускового угля режущей фрезой..... 95

Алтынбаев Р.Р., Кушназаров И.К., Махмудов Л.Н. Повышение про-
изводительности обработки при ротационном фрезеровании..... 96

Жураев Н.Н., Туйбойов О.В. Влияние скорости резания на силу и
коэффициент трения на поверхности инструмента..... 98

Ахметов А.А. Исследование природы образования трещин на по-
верхностном слое почвы после промывных и запасных поливов 100

Ахметов А.А. Об условиях установки рабочего органа почвообра-
батывающей машины 103

**IQTISOD VA QONUNCHILIK /
ЭКОНОМИКА И ЗАКОНОДАТЕЛЬСТВО**

Салимов Р.С., Хасанов О.О., Худойбердиев О.М. Техничко –
экономическая оценка эффективности применения способа подземно-
го выщелачивания 105

Улашев И.О., Темирова М.Т. Саноятни модернизациялашда инвести-
ция жараёнларини фаоллаштириш зарурияти 106

Эшонкулова Н.А., Юсупова Ф.З. Ўзбекистонда ижтимоий ҳаётни
ислоҳ қилиш жараёнларида социологик тадқиқотларга бўлган
эҳтиёжнинг ошиб бориши 109

FAN VA TA'LIM / НАУКА И ОБРАЗОВАНИЕ

Равшанов М.Р., Турсунов А.Р., Ганиев Н.У. Процессы реформирова-
ния системы образования на современном этапе..... 111

Туйбойов О.В., Жураев Н.Н. Машинасозлик технологияси мутахассис-
лик фанларидан электрон тестлар тўпламини яратиш 113

Туйбойов О.В., Нормуродов А.А. Машинасозлик технологияси мута-
хассислик фанларидан электрон дарсликлар яратиш 115

Таджиева Н.В. Особенности развития диалогической речи 116

TARIX / ИСТОРИЯ

Сариев Н.Т. Жизнь и деятельность Георгия Агриколы, его труды в
области металлургии..... 117

YUBILYLAR / ЮБИЛЕИ

Кист Александр Алексеевич (к 75-летию со дня рождения)..... 119

Ахметов Адилбек Агабекович (к 60-летию со дня рождения) 121

Петухов Олег Фёдорович (к 60-летию со дня рождения) 123

ADABIY SANIFA / ЛИТЕРАТУРНАЯ СТРАНИЧКА

Шопулатов Р. М. Ватанга шахарга ва оилага бағишланади..... 124

REKLAMA / РЕКЛАМА

На 2 стр. обложки: «Sandvik»

На 3 стр. обложки: «Демеркулизация ртутьсодержащих ламп»

На 4 стр. обложки: «Atlas Copco»

ПЕРСПЕКТИВНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ РАЗРАБОТКЕ КРУТОПАДАЮЩИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ НА БОЛЬШИХ ГЛУБИНАХ

Рахимов В.Р., профессор ТашГТУ, академик АН РУз, докт. техн. наук; **Пьянков А.Г.**, ст. научный сотрудник ТашГТУ; **Петросов Ю.Э.**, доцент кафедры «Горное дело» ТашГТУ, канд. техн. наук

Добыча полезных ископаемых в Центрально-азиатском регионе имеет давнюю историю. С развитием индустрии и ростом потребности в полезных ископаемых различного назначения горнодобывающая отрасль в этом регионе получила новый, весьма значительный импульс, особенно в связи с техническим перевооружением народного хозяйства и внедрением технологии открытой разработки полезных ископаемых [1-7].

Уникальные по запасам и количеству компонентов полезных ископаемых полиметаллические крутопадающие месторождения Узбекистана – Кальмакырское месторождение меди и Мурунтауское золоторудное месторождение, введенные в эксплуатацию около полувека назад открытым способом, в настоящее время опустели рабочими забоями на глубину более 500-700 м.

Разработка крутопадающих месторождений открытым способом имеет тенденцию к удорожанию стоимости добычи по мере их эксплуатации в связи с увеличением глубины разработки, обусловленную осложнением горнотехнических и горно-геологических условий, снижением содержания полезных компонентов в рудах и рядом других объективных причин. Интенсификация производства в таких условиях должна быть реализована за счет применения высокопроизводительных ресурсосберегающих технологий, а также за счет внедрения передовых достижений научно-технического прогресса. В эпоху процессов глобализации и расширения транснациональных корпораций тенденция роста добычи и потребления минерального сырья сохраняется и в первой половине XXI столетия.

Значение минеральных ресурсов в жизни современного общества трудно переоценить. Минеральные ресурсы – это ВВП государства; инвестиционные процессы; занятость населения; обеспеченность потребностей страны на текущий период и на перспективу; обеспечение экономической и общественно-политической безопасности государства.

В настоящее время экономику Узбекистана характеризуют высокие темпы роста производства и потребления минерально-сырьевых ресурсов. Здесь наблюдается прямая зависимость объемов потребления от уровня социально-экономического развития стра-

ны. Минерально-сырьевые ресурсы Узбекистана являются базисом развития экономики, во многом определяющим экономический потенциал республики, влияющий на геополитический вектор региональной и глобальной политики страны. Они и в дальнейшем будут являться стратегическими ресурсами политических и экономических отношений с мировыми партнерами. Поэтому развитие горнодобывающей отрасли в республике является приоритетным направлением развития экономики.

Недра республики – важнейший источник ее богатства, поддерживающий достойное геополитическое положение Узбекистана. Без рационального освоения и использования минеральных ресурсов не могут существовать и развиваться почти все современные отрасли производства, в том числе, и наукоемкие [1-7].

Вместе с тем, с течением времени запасы минерально-сырьевых ресурсов истощаются, снижается их природное качество, ухудшаются горно-геологические и горнотехнические условия эксплуатации месторождений. В условиях перехода к рыночной экономике значительная часть балансовых запасов в результате их переоценки переходит в разряд неактивных, что значительно ухудшает сырьевую базу действующих предприятий. Это предопределяет необходимость поиска и разработки новых месторождений, как правило, в неосвоенных районах, что требует дополнительных затрат, особенно на создание соответствующей инфраструктуры, либо создание новых, высокоэффективных технологий добычи и переработки минерального сырья, которые позволяют повысить экономическую эффективность действующих горнодобывающих предприятий и существенно расширить минерально-сырьевую базу за счет вовлечения в отработку забалансовых запасов, что является более целесообразным.

В условиях отработки важнейших полиметаллических месторождений республики крутопадающего строения на больших глубинах 500÷700 и более метров вопрос освоения минерально-сырьевых ресурсов стоит тем более остро. Ситуация может быть в значительной степени изменена только в том случае, если в основу новых технологий будут положены качественно новые фундаментальные закономерности. В связи

Таблица 1

Результаты расчетов энергозатрат на процессы горного производства в зависимости от размера среднего куска взорванной массы ($\sigma_{сж}$)

№ п/п	Наименование процесса	Энергозатраты, МД/м ³						
		d _{ср} 0.02 м	d _{ср} 0.05 м	d _{ср} 0.10 м	d _{ср} 0.20 м	d _{ср} 0.30 м	d _{ср} 0.40 м	d _{ср} 0.50 м
1.	Бурение	0.15	0.12	0.09	0.06	0.05	0.04	0.03
2.	Взрывание	2.79	2.14	1.64	1.15	0.86	0.65	0.49
3.	Экскавация	0.15	0.39	0.81	1.70	2.70	3.78	4.95
4.	Σ1+2+3	3.09	2.65	2.54	2.91	3.61	4.47	5.47
5.	Транспорт	1.76	1.79	1.83	1.90	1.98	2.02	2.13
6.	Σ4+5	4.85	4.44	4.37	4.81	5.59	6.49	7.60
7.	Дробление	-	-	-	0.00	1.00	8.00	27.00
8.	Σ6+7	4.85	4.44	4.37	4.81	6.59	14.49	34.60
9.	Измельчение	0.01	0.10	1.00	8.00	27.00	64.00	124.20
10.	Σ8+9	4.86	4.54	5.37	12.81	33.59	78.49	158.80

Таблица 2

Результаты расчетов энергозатрат на процессы горного производства в зависимости от размера среднего куска взорванной горной массы ($\sigma_{сж}=100\text{МПа}$)

№ п/п	Наименование процесса	Энергозатраты, МД/м ³						
		d _{ср} 0.02 м	d _{ср} 0.05 м	d _{ср} 0.10 м	d _{ср} 0.20 м	d _{ср} 0.30 м	d _{ср} 0.40 м	d _{ср} 0.50 м
1.	Бурение	0.50	0.38	0.29	0.20	0.15	0.11	0.06
2.	Взрывание	4.66	3.56	2.74	1.92	1.43	1.11	0.82
3.	Экскавация	0.15	0.39	0.81	1.70	2.70	3.78	4.95
4.	Σ1+2+3	5.31	4.33	3.84	3.82	4.28	5.00	5.83
5.	Транспорт	1.76	1.79	1.83	1.90	1.98	2.02	2.13
6.	Σ1-5	7.07	6.12	5.67	5.76	6.26	7.20	7.96
7.	Дробление	-	-	-	0.00	1.00	8.00	27.00
8.	Σ6+7	7.07	6.12	5.67	5.76	7.26	15.20	34.96
9.	Измельчение	0.01	0.10	1.00	8.00	27.00	64.00	124.20
10.	Σ8+9	7.08	6.22	6.67	13.76	34.26	79.20	159.16

Таблица 3

Результаты расчетов энергозатрат на процессы горного производства в зависимости от размера среднего куска взорванной горной массы ($\sigma_{сж}=100\text{МПа}$)

№ п/п	Наименование процесса	Энергозатраты, МД/м ³						
		d _{ср} 0.02 м	d _{ср} 0.05 м	d _{ср} 0.10 м	d _{ср} 0.20 м	d _{ср} 0.30 м	d _{ср} 0.40 м	d _{ср} 0.50 м
1.	Бурение	1.38	1.05	0.81	0.57	0.42	0.29	0.24
2.	Взрывание	6.52	4.99	3.84	2.68	2.01	1.53	1.15
3.	Экскавация	0.15	0.39	0.81	1.70	2.70	3.78	4.95
4.	Σ1+2+3	8.05	6.43	5.46	4.95	5.13	5.60	6.34
5.	Транспорт	1.76	1.79	1.83	1.90	1.98	2.02	2.13
6.	Σ4+5	9.81	8.22	7.29	6.85	7.11	7.62	8.47
7.	Дробление	-	-	-	0.00	1.00	8.00	27.00
8.	Σ6+7	9.81	8.22	7.29	6.85	8.11	5.62	35.47
9.	Измельчение	0.01	0.10	1.00	8.00	27.00	64.00	124.20
10.	Σ8+9	9.82	8.32	8.29	14.85	35.11	79.62	159.67

с этим внедрение инновационной технологии производства взрывных работ, особенно в условиях глубо-

ких карьеров, для достижения равномерного и более мелкого дробления и лучшего обогащения взрывающей рудной массы за счет максимального полезного использования энергии ВВ является актуальнейшей проблемой при разработке месторождений открытым способом (рис. 1, 2, табл. 1-5).

В свою очередь, внедрение инновационных технологий в горнодобывающую отрасль Узбекистана определяет стратегию дальнейшего развития отрасли и ее приоритетное положение среди прочих источников формирования экономики народного хозяйства республики в целом.

За истекший период эксплуатации вместе с развитием технического прогресса и оснащением предприятий высокопроизводительной и эффективной техникой, усовершенствованием технологии извлечения полезных ископаемых и повышением экономических возможностей отрасли совершенствовалась технология добычи и переработки руд месторождений.

При глубине добычных забоев до 200÷300 м от земной поверхности преобладающей добычной техникой в карьерах использовали оборудование циклического действия, технология буровзрывных работ (БВР) предусматривала экономию материальных затрат на данном этапе технологического цикла добычи горной массы с применением погрузочного и транспортного оборудования в карьерах циклического действия (экскаваторы – прямая лопата, железнодорожный или автомобильный транспорт) при доставке горной массы на дробильный комплекс обогащающих фабрик или на отвалы. С увеличением глубины добычных забоев свыше 300÷400 м, для обеспечения проектной производительности карьеров на достигнутом уровне, горнодобывающие предприятия Узбекистана перешли на циклично-поточную технологию, которая продолжала совершенствоваться по мере углубления добычных забоев.

Анализ фактических условий производства добычных работ с увеличением глубины карьеров обуславливает целый ряд проблем:

- снижается трещиноватость и увеличивается крепость пород, что отражается на увеличении стоимости буровзрывных работ и дробильно-размалывающих циклах рудопереработки горной массы;

- появляется или увеличивается обводненность взрывающих пород и водоприток в карьерах, что соответственно увеличивает стоимость как водо-

отлива, так и буровзрывных работ с переходом на водоустойчивые взрывчатые вещества (ВВ);

- существенно увеличиваются затраты на транспорт добываемой горной массы (особенно при автотранспортной схеме перевозки);

- ограничиваются возможности в обеспечении требуемой производительности карьера и за сокращение фронта работ;

- отсутствие опыта работ на больших глубинах и апробированных научно-обоснованных технологий и рекомендаций создает проблемы, решение которых подлежит выполнять в рабочем порядке производителями работ, проектировщиками, учеными и конструкторами горнодобывающих отраслей.

И, как показала практика, при разработке крутопадающих месторождений открытым способом на глубинах 300÷500 м с площадью карьерного поля на отметке $\approx 8 \text{ km}^2$ решение вышеперечисленных проблем было найдено благодаря:

- разработке и изготовлению промышленностью мобильных дробильно-перегрузочных пунктов в сочетании с межступенными перегружателями, оснащенными крутонаклонными конвейерами;

- использованию погрузочно-транспортного оборудования большей производительности (самосвалы грузоподъемность более 150 т, экскаваторы с емкостью ковша 25 и более m^3);

- переводу главного транспортного потока на конвейерную линию;

- переходу на повышенную степень дробления горной массы взрывным способом с удельными расходами ВВ на куб разрыхляемой взрывом скальной породы до 1,2 кг в сухих скважинах и 1,3 кг в обводненных скважинах.

Дальнейшее увеличение удельных расходов приводило к значительному разбросу взрываеваемых пород соответственно разубоживанию при взрывании рудных блоков, что ограничивало дальнейшую интенсификацию степени дробления горных пород буровзрывным способом с помощью увеличения удельных расходов ВВ [3]. Исследование энергозатрат на этапах дофлотационной переработки руды в зависимости от степени измельчения горной породы при производстве БВР ниспадающими скважинными зарядами при отработке месторождения обычным открытым способом было выполнено применительно к месторождению Мурунтау [5, 7]. Результаты исследований приведены в табл. 1-5.

Принимая во внимание тот факт, что затраты на

Таблица 4

Результаты расчетов энергозатрат на процессы горного производства в зависимости от размера среднего куска взорванной горной массы ($\sigma_{\text{сж}} = 180 \text{ МПа}$)

№ п/п	Наименование процесса	Энергозатраты, MJ/m^3						
		$d_{\text{ср}} .02 \text{ м}$	$d_{\text{ср}} .05 \text{ м}$	$d_{\text{ср}} 0.10 \text{ м}$	$d_{\text{ср}} 0.20 \text{ м}$	$d_{\text{ср}} .30 \text{ м}$	$d_{\text{ср}} .40 \text{ м}$	$d_{\text{ср}} 0.50 \text{ м}$
1.	Бурение	3.50	2.68	2.06	1.44	1.08	0.82	0.62
2.	Взрывание	8.38	6.42	4.93	3.45	2.58	1.96	1.48
3.	Экскавация	0.15	0.39	0.81	1.70	2.70	3.78	4.95
4.	$\Sigma 1+2+3$	12.03	9.49	7.80	6.59	6.36	6.56	7.05
5.	Транспорт	1.76	1.79	1.83	1.90	1.98	2.02	2.13
6.	$\Sigma 4+5$	13.79	11.28	9.63	8.49	8.34	8.58	9.18
7.	Дробление	-	-	-	0.00	1.00	8.00	27.00
8.	$\Sigma 6+7$	13.79	11.28	9.63	8.49	9.34	16.58	36.18
9.	Измельчение	0.01	0.10	1.00	8.00	27.00	64.00	124.20
10.	$\Sigma 8+9$	13.80	11.38	10.63	16.49	36.34	80.58	160.38

Таблица 5

Результаты определения оптимального размера среднего куска взорванной горной массы по энергозатратам

Процессы	Оптимальный размер среднего куска взорванной горной массы			
	$\delta_{\text{сж}} = 60 \text{ МПа}$	$\delta_{\text{сж}} = 100 \text{ МПа}$	$\delta_{\text{сж}} = 140 \text{ МПа}$	$\delta_{\text{сж}} = 180 \text{ МПа}$
Бурение + взрывание + экскавация	0.10	0.16	0.23	0.35
Бурение + взрывание + экскавация + транспорт	0.08	0.13	0.19	0.30
Бурение + взрывание + экскавация + транспорт + дробление	0.06	0.10	0.15	0.22
Бурение + взрывание + экскавация + транспорт + дробление + измельчение	0.03	0.05	0.06	0.08

измельчение рудной массы скальных пород до дисперсного состояния традиционными способами (дробилки, шаровидные мельницы и прочее) весьма трудоемки и дорогостоящи, специалисты горнодобывающей отрасли Узбекистана в содружестве с учеными республики, проанализировав все этапы рудопереработки полезных ископаемых от производства БВР до металлургической доработки рудной массы, пришли к заключению, что наиболее эффективно вложение средств в процесс рудоподготовки на этапе производства БВР с получением максимальной степени дробления рудосодержащих пород месторождения.

Дальнейшее развитие горнодобывающей отрасли республики ставит перед предприятиями Узбекистана задачу совершенствования технологии добычи и переработки полезных ископаемых в условиях глубоких карьеров (800÷1000 м от земной поверхности) при размерах карьерного поля на отметки поверхности земли $\approx 8\div 9 \text{ km}^2$ в целях рационального, комплексного и эффективного использования богатств недр. Решение преобладающего большинства проблем глубоких карьеров было найдено во внедрении инновационной технологии взрывного дробления горных пород глубокими (30÷50 м) скважинами большого диаметра (250÷320 мм) при работе зарядов

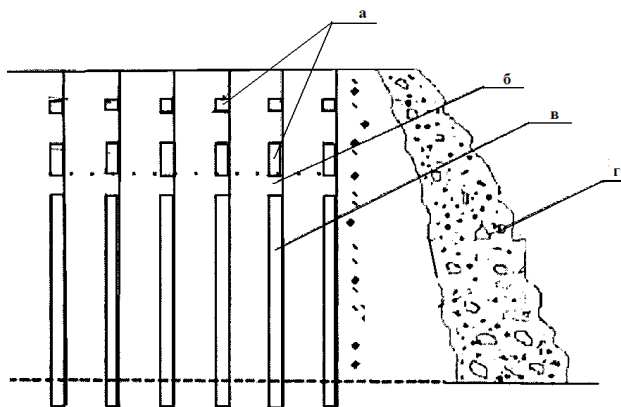


Рис. 1. Размещение зарядов ВВ в глубоких скважинах опытной серии на разрезе: а) заряды верхнего яруса; б) основной (нижний) заряд скважины; в) инертный промежуток между верхним и нижним зарядами; г) взорванная руда

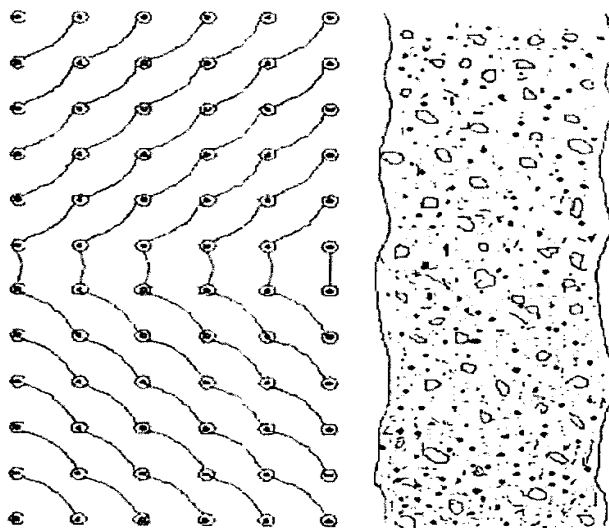


Рис. 2. Схема короткозамедленного взрыва зарядов в скважинах опытной серии

рыхления в замкнутом пространстве с удельным расходом ВВ 3,0 и более kg на 1 м³ разрыхляемой горной массы (рис. 1, 2).

Инновационный способ рыхления горных пород включает бурение скважин рыхления с перебором величиной 0,3-0,5 расстояния между рядами скважин на взрываемом уступе с расположением их параллельными рядами, поинтервальное заряжание ВВ и порядное коротко замедленное взрывание. Бурение скважин осуществляется на глубину 2-3 кратной высоты рабочего уступа. Поинтервальное заряжание скважин осуществляется с разделением заряда скважины на верхний и основной нижний заряды с инертным промежутком между ними. Перед взрыванием забуренный блок заводняется и в верхней части блока создается горизонтальный экран путем предварительного опережающего взрывания путем верхних устьевых зарядов скважин рыхления. Затем с замедлением порядно с трапецидально-диагональной схеме на

неподбранный забой с коротким замедлением взрываются основные нижние заряды скважины рыхления взрывааемого блока.

Производство взрывов скважинных зарядов рыхления с повышенным (3 и более kg) расходом ВВ на 1 м³ в зажатой среде обеспечивает то качество рыхления, которое необходимо как для применения транспорта непрерывного действия (конвейерного), так и для значительного снижения затрат на механические дробление и размалывание рудосодержащих пород в стадии дофлотационной рудоподготовки. При этом экономическая эффективность производства всего комплекса рудоподготовки, включая обогащение, а также отработку вскрышных пород, формируется по следующим показателям:

- увеличивается скорость бурения скважин до 20% за счет снижения перестановок оборудования, сокращения объема перебура и уменьшения объема бурения по разрушенному взрывом массиву;

- повышается коэффициент использования скважин при заполнении их ВВ с 0,5÷0,6 до 0,8÷0,9;

- за счет использования при взрывных работах дешевых водозмульсионных безтротиловых, высокоэнергоемких и бризантных ВВ в сочетании с низкоэнергетическими волноводами, обеспечивающими гибкое управление схемами замедления при производстве взрывов зарядов рыхления;

- за счет эффективного использования энергии ВВ путем взрывания основного заряда рыхления в искусственно созданной зажатой среде, исключающей выброс продуктов разложения ВВ в воздушное пространство и потери энергии на разбрасывание разрыхленной взрывом горной породы при использовании схемы замедления, обеспечивающей работу зарядов на забой равного сопротивления кумулятивного действия с нарастанием напряженности массива с каждым последующим рядом взрывааемых зарядов;

- транспортирование горной массы переводится на циклично-поточную и даже поточную технологию с использованием оборудования непрерывного действия (ротаторные экскаваторы и ленточные транспортеры);

- интенсивное дробление рудосодержащих пород месторождения при производстве взрывных работ значительно снижает затраты на механическое дробление и размалывание руды в шаровых мельницах, использующих при этом более дорогую энергию, чем энергия ВВ;

- при рыхлении рудосодержащих пород месторождения в обводненных условиях с высоким (3 и более kg/m³) удельным расходом ВВ в зарядах рыхления, помимо поршневого воздействия продуктов разложения ВВ на дробление рудной залежи, значительный эффект дробления обеспечивает ударная волна, которая в неоднородной по плотности горной породе на эффекте пропорциональности скорости прохождения ударной волны плотности среды, по которой она проходит, и с учетом: значительной мощности ее зарож-

дения ($q=2\div3$ и более kg/m^3); скорости детонации ($c=5000$ м/с); малого радиуса действия (расстояние между зарядами скважин $a=(0,5\div0,7)W_{н.р.}$) и достаточно высокой плотности заполнителя трещин в массиве (вода), способствующего снижению потерь энергии при прохождении ударной волны по трещиноватому массиву, рудная залежь получает дополнительное дробление или ослабление молекулярных или кристаллических связей, что способствует улучшению процесса обогащения, особенно при комплексном извлечении полезных компонентов месторождения;

- за счет объединения двух-трех уступов в один, в условиях значительного снижения рабочего пространства при работе проектными уступами ($H=10\div15$ м) на глубинах карьеров 600 и более метров, значительно увеличиваются рабочие площадки уступов, что позволяет улучшить организацию производства работ в карьере и эффективно использовать технологическое оборудование, включая замену его на более производительное и экономически наиболее

эффективное.

Помимо прямого экономического эффекта при производстве БВР, по данной технологии значительно улучшаются экологические условия в карьере в связи с резким сокращением выброса ядовитых продуктов разложения ВВ в атмосферу карьера. Это практически решает самую сложную проблему открытой разработки месторождений на больших глубинах в условиях среднеазиатского климата. Данная технология производства БВР защищена патентом агентства по интеллектуальной собственности Республики Узбекистан № IAP 04416, апробирована в НГМК и намечается апробация данной технологии в условиях АГМК.

Следует отметить, что при значительной обводненности пород месторождений наличие тектонических нарушений в бортах карьеров при производстве БВР по предложенной технологии усиленного рыхления рудосодержащих пород месторождения обрушения нерабочих бортов карьера с предельным генеральным углом откоса не наблюдались.

Список литературы:

1. Мальгин О.К., Кустов А.Н., Шеметов П.А. Совершенствование взрывных работ в Навоийском ГМК. // Горный вестник Узбекистана. – №3. – 2002.
2. Черкасов В.Ю., Кустов Л.А., Агапов Д.А. Пути оптимизации процесса передела измельчения. // Горный вестник Узбекистана. – №2. – 2006.
3. Сытенков В.Н., Бибики И.П., Коломников С.С. Результаты опытно – промышленных работ по уточнению параметров БВР на руднике Мурунтау. // Горный вестник Узбекистана. – №3. – 2007.
4. Сытенков В.Н., Филипов С.А., Куролов А.А. О стратегии открытой разработки месторождений на основе формирования технологических моделей. // Горный вестник Узбекистана. – №4. – 2005.
5. Бибики И.П., Лукин С.В., Джос В.Ф. Взрывание высоких уступов в карьере Мурунтау // Горный журнал. – М., – №5. – 2007.
6. Каршиев Р.Н., Сариев Н.Т. Краткое описание истории развития горного промысла Средней Азии XVI – XIX вв. // Горный вестник Узбекистана. – №4. – 2009.
7. Бибики И.П. Выбор и обоснование параметров процессов БВР для повышения эффективности горно-транспортного оборудования глубоких карьеров. Автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук. Навои, 2002.

УДК 622.235

© Рахимов В.Р., Петросов Ю.Э. 2012 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ДЕЙСТВИЯ ЗАРЯДОВ, ВЗРЫВАЕМЫХ С ВНУТРИСКВАЖИННЫМ ЗАМЕДЛЕНИЕМ НА ДВОЙНУЮ ВЫСОТУ УСТУПА

Рахимов В.Р., профессор ТашГТУ, академик АН РУз, докт. техн. наук; Петросов Ю.Э., доцент кафедры «Горное дело» ТашГТУ, канд. техн. наук

В последние годы на отдельных карьерах стран СНГ, в том числе в нашей стране, получил распространение метод взрывания уступов с использованием многократного внутрискважинного замедления.

Рассмотрим качественную картину развития квазистатического поля напряжений при взрывании зарядов с внутрискважинным замедлением высоких

уступов на моделях методом фотоупругости. Применение метода фотомеханики в горном и взрывном деле посвящено много научных работ [1-3]. В них изложены практически исчерпывающие данные о способах построения модели, законы моделирования, методики и техники экспериментов, в том числе описание метода экспериментальных исследований в

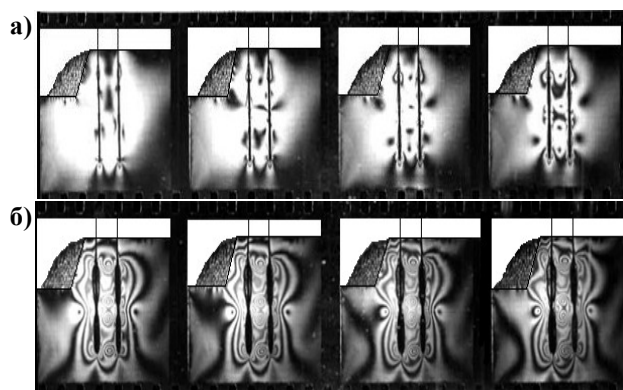


Рис. 1. Моделирование времени задержки, при котором оно меньше (а) и больше (б) времени образования плоскостей обнажения

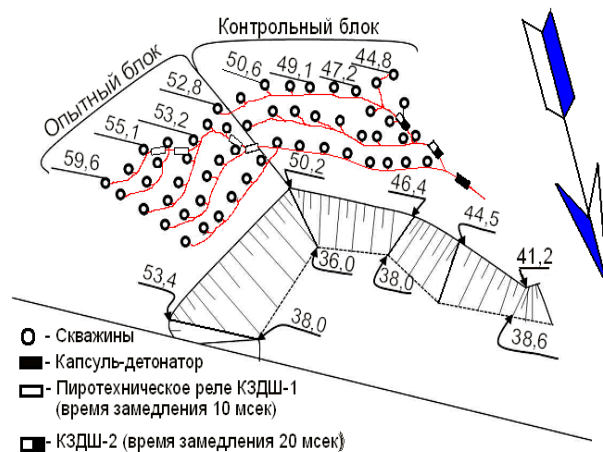


Рис. 2. План расположения зарядов с нанесенной схемой коммутации взрывной сети

массиве при взрыве зарядов скважин. Краткая сущность метода фотомеханики заключается в следующем: метод основан на способности некоторых прозрачных изотропных материалов приобретать свойство двойного лучепреломления. При этом упругооптический эффект выражается через порядок полос или изохром, пропорциональным касательным напряжениям.

Главная особенность этого метода при решении взрывных работ заключается в том, что в оптически активных моделях вместо зарядов ВВ помещают эластичные камеры, куда в процессе эксперимента подается импульс сжатого воздуха. При подаче давления в камеру, последняя, расширяясь, воздействует на

модель, создавая картину напряжений и деформации, подобную картине, получаемой от взрыва зарядов ВВ в исследуемой среде. Преимущество этого метода - возможность учета гравитации и получение общей картины напряженного состояния породы от воздействия давления взрывных газов с учетом динамичности процесса (рис. 1-3, табл. 1).

При моделировании исследовались два варианта:

1. Время задержки меньше времени образования дополнительных плоскостей обнажения ($t_{\text{зам}} < t_{\text{обн.}}$) и одновременного взрывания частей зарядов, взаимодействующих друг с другом (рис. 1, а).

2. Время задержки больше времени образования дополнительных плоскостей обнажения ($t_{\text{зам}} > t_{\text{обн.}}$) при позднем взрывании частей зарядов в уступе пригруженной разрушенной массой (рис. 1, б).

В первом случае, когда $t_{\text{зам}} < t_{\text{обн.}}$, как видно из рис. 1, а, развитие линий изохром в верхней части уступа идет преимущественно в сторону кривой уступа по той же закономерности, что и при взрывании зарядов в полупространстве. В нижней части уступа, где практически нет полости обнажения, линии изохром выложены параллельно оси зарядов, что говорит о резком уменьшении размеров зоны нарушений и, следовательно, об увеличении удельной энергии разрушения на единицу объема.

Во втором случае (рис. 1, б), когда $t_{\text{зам}} > t_{\text{обн.}}$, картина развития напряжений τ_{max} иная. Радиус действия заряда в 1,5 раза меньше, чем в первом случае, и, следовательно, увеличивается удельная энергия разрушения на единицу объема. Нижняя половина уступа перед зарядом охвачена полем напряжения τ_{max} высотных порядков и будет лучше раздроблена, чем остальная часть уступа. Развитие напряжений в верхней части уступа происходит аналогично по варианту мгновенного взрывания зарядов. В целом, в этом варианте обеспечивается более равномерное распределение напряжений чем при $t_{\text{зам}} > t_{\text{обн.}}$. Величина $t_{\text{зам}}$, как правило, определяется в промышленных условиях путем проведения экспериментальных взрывов. Кроме лабораторных исследований, рекомендуемые варианты методов взрывания высоких уступов с использованием внутрискважинного задержания были исследованы в условиях некоторых карьеров Средней Азии. Результаты взрывов, полученные при испытаниях рекомендуемых методов, сопоставлялись с результатами взрывов сплошных вертикальных зарядов.

Сравнительные опытно-промышленные взрывы проводились при параметрах взрывных работ, отрабатанных практикой данного карьера. Для получения сравнимых результатов опытные и контрольные блоки располагались на одном уступе в одинаковых горно-геологи-

Результаты замеров гранулометрического состава взорванной горной массы

Наименование блока	Максимальный размер кусков в ребре, mm						Всего негабарита
	0-300	300-500	500-600	600-800	800-1000	1000	
Опытный, %	73,88	7,80	6,55	5,10	3,90	2,77	26,12
Вторичный, %	67,90	10,8	5,50	6,90	4,10	4,80	32,10

ческих условиях и включались в один массовый взрыв.

Опытно-промышленное исследование вариантов взрывания на двойную высоту уступов путем использования внутрискважинного замедления были проведены на мраморном карьере Сары-Чеку. Карьер разрабатывает косоугорую часть мраморного месторождения одним уступом, высота которого меняется от 5 до 22 м. Массив уступа сложен трещиноватым мрамором, залегающем нечетко выраженными пластами с падением в сторону сая. Наиболее трещиноватая часть уступа прилегает к сая. В сторону косоугора степень трещиноватости уменьшается и достигает в основной части месторождения, где высота уступа 20 м и более, наименьших значений. Здесь трещины разбивают массив уступа на крупные блоки размером от 0,5 до 3 м, что обуславливает повышенный выход негабаритных кусков.

Буровзрывные работы в карьере ведутся методами колонковых зарядов малого диаметра (110 мм). Бурение скважин производилось станками СБШ-5 с коронками диаметром 105 мм. Конструкция зарядов – сплошная. В качестве ВВ используется зерногранулит 79/21, 30/70 и гранулиты.

Эксперименты проводились в основной части уступа, где высота составляла 15-20 м, а массив был сложен крупноблочным мрамором и при взрывании давал наибольший выход негабаритов (до 50%). В процессе выполнения эксперимента определялись оптимальные, для основной части уступа, параметры зарядов, время и порядок замедления между частями зарядов в скважине, а также рядами скважин. Контрольный взрыв был предназначен для окончательной проверки параметров зарядов, принципа их расчета, а также времени замедления при взрыве нижней части.

Одновременно со взрывом опытного блока, как и других блоков, взрывался контрольный блок, расположенный рядом с опытным, с обычными сплошными зарядами. План расположения зарядов с нанесенной схемой коммутации взрывной сети приведен на рис. 2.

Опытный блок располагался в основной части уступа, сложенного крупноблочным мрамором, и был в худших условиях, чем обычный блок. Конструкция, время и порядок замедления зарядов блоков показаны на рис. 3.

Гранулометрический состав взорванной горной массы замерялся планиметрическим методом. Результаты замеров приведены в табл. 1. Из табл. 1. видно, что снижение негабаритных кусков произошло

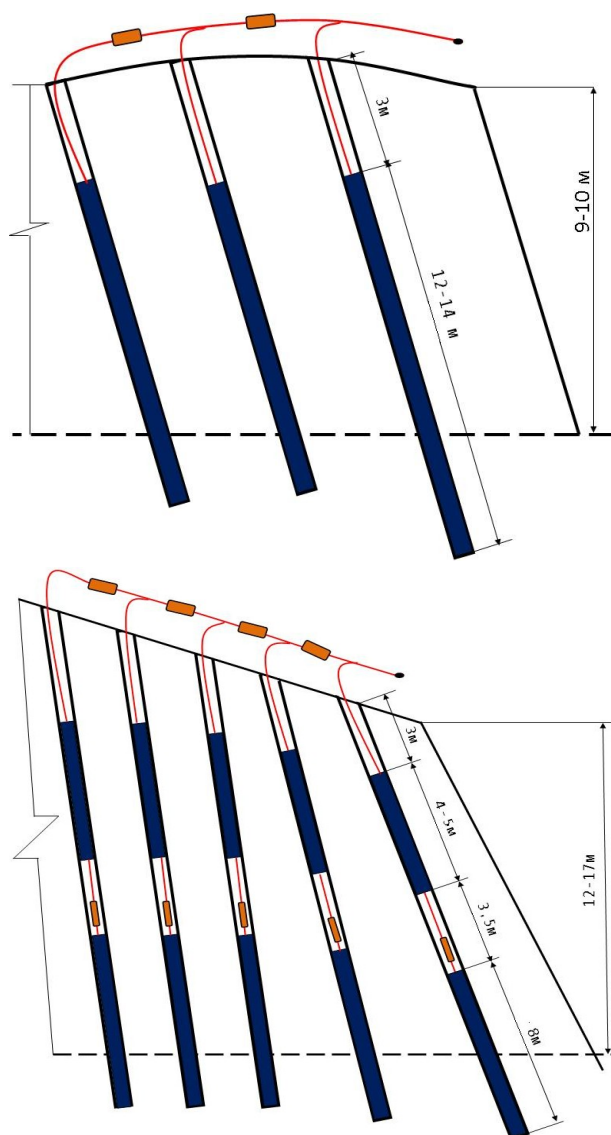


Рис. 3. Конструкция зарядов и их порядок замедления на блоках

по всем фракциям, что говорит о равномерном улучшении дробления всего массива опытного блока.

Опытно-промышленными исследованиями уточнены основные параметры зарядов, их расположение и выявлено что: метод послойного (поэтапного) взрывания высоких уступов с внутрискважинным замедлением заряда нижнего слоя относительно верхнего позволяет снизить удельный расход ВВ на 20%-25% при лучшем качестве дробления, чем при взрывании сплошными скважинными зарядами, и в целом, снизить себестоимость взрывных работ на 25%.

Список литературы:

1. Медведев В.А., Татаринцев С.Ф. и др. Методика расчета напряжений в моделях из оптически активных материалов. ВИОГЕМ, Белгород, 1968.
2. Морозов В.Д., Чевкин А.И. Опыт применения поляризационно-оптического метода исследований для изучения действия взрыва. УзИТИ, Ташкент, 1971.
3. Исследование, методика расчета и производство взрывов сдвоенных зарядов на выброс при строительстве профильных сооружений в Средней Азии. Автореферат кандидатской диссертации. Фрунзе, 1971.

ОПТИМИЗАЦИЯ КОНТУРА КАРЬЕРА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ КОМПЬЮТЕРНОГО ПРОГРАММНОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ

Воробьев А.Е., зав. кафедрой «Нефтяное и горное дело» РУДН, докт. техн. наук, профессор; **Пихота А.Н.**, главный геолог ОАО «Южгеология», Кыргызстан; **Лоторева А.В.**, аспирант РУДН

В последнее время в связи со значительным усложнением горноподготовительных и добычных работ, оптимизацию карьера целесообразно осуществлять с использованием компьютерного программного обеспечения «NPV Scheduler» и «Datamine – Studio 3». Особенно значимо применение этих программных продуктов для анализа этапов отработки месторождения и планирования разработки карьера. Предельные границы карьера можно выбрать посредством анализа в NPV Scheduler. Эта программа позволяет анализировать многочисленные типы руд и варианты содержания металла в рудах (табл. 1, рис. 1-5).

Построение карьера в программе «NPV Scheduler» включает проектирование не только конечного контура карьера, но и оптимальную последовательность развития горных работ в карьере (последовательность отработки карьера) на основе выбранных экономиче-

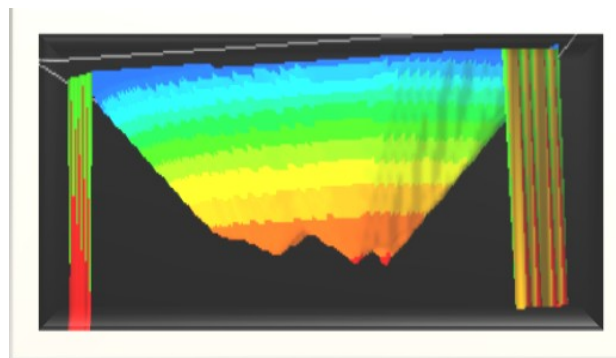


Рис. 1. Каркас карьера, построенный на основе программы «NPV Scheduler»

ских критериев.

Все оптимизационные расчеты проводятся на геологической модели месторождения, которая обычно импортируется в специализированную программу из горной компьютерной системы, где она была создана. Так, при импорте из Датамайн модель, имеющая подъячейки, становится регулярной. Далее по блочной модели оцениваются все запасы с содержанием выше бортового (руда) и количество пустой породы.

Программа – оптимизер «NPV Scheduler», используя исходные данные, рассчитывает для каждой ячейки модели дополнительную экономическую характеристику. Это – величина чистой прибыли, которую получит предприятие, если оно добудет руду данного блока, переработает ее и продаст все извлеченные полезные компоненты по установленным на рынке ценам. Если на входе было задано несколько полезных компонентов, содержащихся в комплексных рудах, то эта программа оценит полную экономическую ситуацию, и для каждого блока модели рассчитает его комплексную экономическую характеристику. Для оптимизации карьера в «NPV Scheduler» обычно учитывают следующие параметры (табл. 1).

На основе вышеприведенных данных с помощью программы «NPV Scheduler» нами был построен оптимальный каркас реального карьера (рис. 1). Затем по данным пошагового экономического отчета строятся графики прибыли и NPV.

Программа NPV Scheduler создает этапы раз-

Таблица 1

Исходные параметры для оптимизации
Актагайского карьера (Казахстан)

Параметры	Ед. измер.	Значения
Угол откоса – запад (карьер окисленных руд)	Градусы	38
Угол откоса – восток (карьер окисленных руд)	Градусы	45
Угол откоса – запад (карьер сульфидных руд)	Градусы	38
Угол откоса – восток (карьер сульфидных руд)	Градусы	45
Цена на Cu (окисленная руда)	\$/t	1400
Цена на Cu (сульфидная руда)	\$/t	1400
Цена на Au	\$/kg	10000
Цена на Ag	\$/kg	1500
Цена на Mo	\$/kg	11
Сквозное извлечение меди в катодную медь	%	$K_{Cu} = 84,24$
Сквозное извлечение золота в аффинаж	%	$K_{Au} = 47$
Сквозное извлечение серебра в аффинаж	%	$K_{Ag} = 44,26$
Сквозное извлечение Mo	%	$K_{Ag} = 44,26$
Стоимость добычи руды (окисленная руда)	\$/t	1,10
Стоимость добычи руды (сульфидная руда)	\$/t	1,16
Стоимость переработки (окисленная руда)	\$/t	4,51
Стоимость переработки (сульфидная руда)	\$/t	13,30
Затраты на добычу горной массы	М\$	1 878
Стоимость выемки пустых пород	\$/t	0,92
Ставка дисконтирования	%	9,9
Количество рабочих дней в году	Дни	350
Затраты на продажу металла	\$/t	0,01
Производительность карьера	Млн t/g	22

вития карьера путем оптимального последовательного деления модели месторождения. Она объединяет в этап те рудные блоки, которые территориально близки и обеспечивают доступ горной техники и другие введенные пользователем условия.

Программный пакет разрабатывает серию фаз (моделей карьера), каждая из которых дает максимальный не дисконтированный эксплуатационный профицит денежных средств при определенном наборе экономических показателей, использованных для разработки этой фазы оптимизации.

Фазы карьера, разработанные при помощи меняющихся цен на сырьевые товары, указывают на чувствительность параметров карьера к изменениям «издержки – цена».

На рис. 2 представлены фазы развития карьера с использованием NPV Scheduler. Контур конечного карьера обычно строится на основе экономического критерия – максимального дисконтированного денежного потока – NPV. Программа NPV Scheduler строит ряд карьеров по принципу «матрешек», т.е. каждый последующий карьер включает в себя все предыдущие карьеры. На основе полученных данных программа NPV Scheduler выдает оптимальный календарный план отработки карьера в виде таблицы и графиков, а также каркасные модели контуров карьеров, которые затем импортируются в Datamine.

«Datamine» используется для внесения данных, полученных в процессе исследования геологии, геохимии, механики горных пород, съемки, моделирования рудного тела, проектирования подземных выработок и карьеров и планирование добычи полезного ископаемого.

Datamine может успешно работать с любыми видами полезных ископаемых: рудами черных и цветных металлов, горно-химическим сырьем, драгоценными камнями, углем, нефтью, промышленными минералами.

Оптимизация карьера в Datamine NPV Scheduler включает оптимизацию не только конечного контура карьера, но и оптимальную последовательность развития горных работ в карьере (последовательность отработки карьера) на основе выбранных экономических критериев.

Когда создается проект карьера, можно задать параметры дна карьера, углов откоса бортов для разных его частей, расположение дорог, ширину берм, а также параметры других необходимых его элементов.

По мере автоматического проектирования можно отдельно оценивать каждый необходимый элемент карьера для того, чтобы решить - продолжать процесс в автоматическом режиме или внести в уже сделанную часть необходимые корректировки.

Для оптимизации проекта разработки Актогайского карьера (Казахстан) были приняты следующие параметры:

- высота уступов – 12 м;
- угол наклона бортов уступов: для карьера окис-

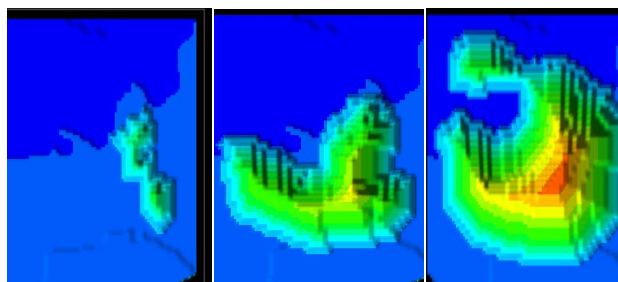


Рис. 2. Фазы развития карьера с использованием NPV Scheduler

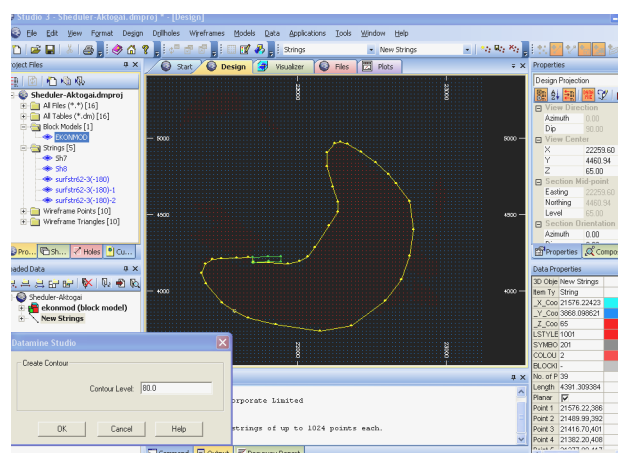


Рис. 3. Построение контура дна карьера и задание автотранспортной бермы на вышележащий горизонт карьера

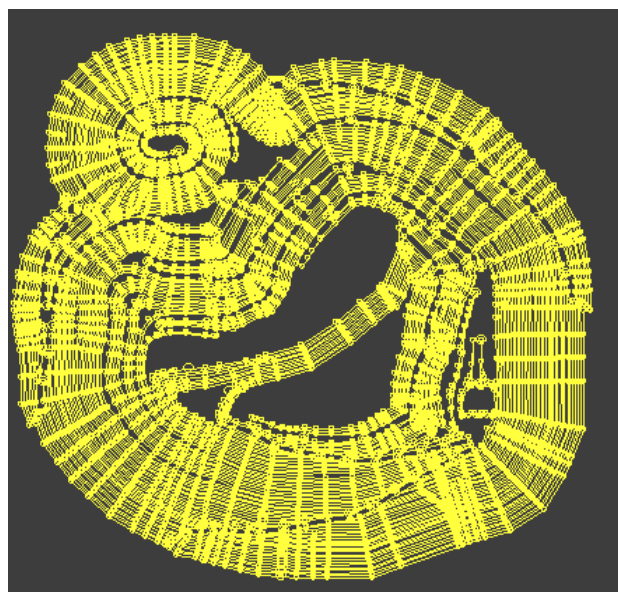


Рис. 4. Построение карьера на 20 год разработки

- ленных руд - 70°; для карьера сульфидных руд - 75°;
- ширина бермы безопасности – 5 м;
- ширина автотранспортной бермы – 30 м, ее уклон – 10%.

Построение контура дна карьера и задание автотранспортной бермы на вышележащий горизонт карьера показаны на рис. 3.

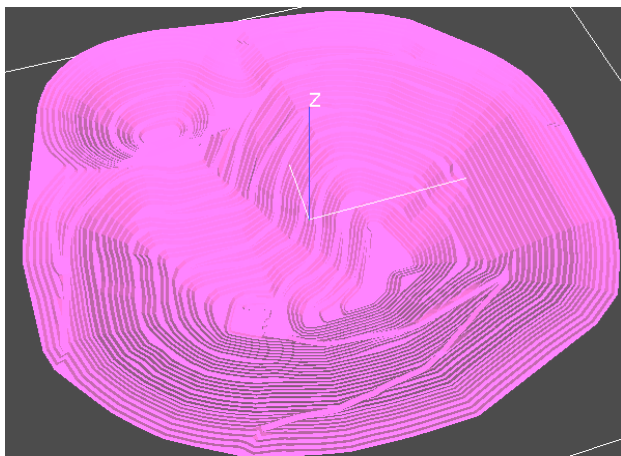


Рис. 5. Каркасная модель карьера (объемная модель)

Последовательно продолжают построение карьера на вышележащие горизонты до заключительного года отработки карьера (рис. 4).

Каркасная модель карьера строится по стринговой модели того же карьера. Она необходима для объемного изображения каркаса и подсчета горной массы, руды и металла в карьере по геологической блоковой модели. Каркасную модель объемного карьера можно просмотреть в окне визуализатора (рис. 5).

Кроме указанных задач, Datamine NPV Scheduler

предусматривает решение таких важнейших горных задач, как:

- транспортные задачи (расчет количества карьерных автосмывалов по установленному календарному графику, согласно выбранному маршруту движения, расход ГСМ, запасных частей и др.);
- управление отвалообразованием, включая транспортные задачи;
- управление грузопотоком и процессом усреднения руд.

Программой Datamine установлена следующая последовательность операций по построению и оптимизации карьера:

1. Загрузка геологической блоковой модели.
2. Создание легенды, т.е. пробы на экране раскрашиваются в соответствии с заданными интервалами содержаний, типами руд и пород и т.п.
3. Загрузка легенды в геологическую блоковую модель.
4. Создание стринговых моделей месторождения в Datamine (установка параметров автотранспортной бермы, бровки смежного уступа, бермы безопасности).
5. Построение каркасной модели.
6. Объединение каркасной и стринговой моделей карьера.
7. Заключительный этап – импортирование модели в AvtoC.

УДК 622.276

© Воробьев А.Е., Зиязев Р.Р., Болатова А.Б. 2012 г.

СОВРЕМЕННАЯ ПРАКТИКА КАПИТАЛЬНОГО РЕМОНТА НЕФТЯНЫХ СКВАЖИН

Воробьев А.Е., зав. кафедрой «Нефтяное и горное дело» РУДН, докт. техн. наук, профессор; **Зиязев Р.Р.**, аспирант РУДН; **Болатова А.Б.**, зам. заведующего кафедрой «Геологии и горного дела» ВКГТУ, канд. техн. наук

В данной статье рассмотрены существующие технологии ремонтно-изоляционных работ, разработанные специалистами Цеха капитального ремонта скважин (КРС) для условий Арланского месторождения (рис. 1-6). КРС на Арланском месторождении (рис. 1) [1] включает в себя ремонтно-изоляционные работы, ликвидацию аварий, спуск и подъем специального оборудования, восстановление работоспособности обсадных колонн, цементного кольца или призабойной зоны, а также непосредственно отключение пластов при необходимости и полную ликвидацию скважин (рис. 6).

Капитальным ремонтом скважин на этом объекте занимается специализированное управление ООО «Хазинское УПКРС», созданное при НГДУ «Арланнефть». Работы по ремонту ведутся бригадами КРС согласно плану работ, утвержденному

главным техническим руководителем предприятия и согласованному представителем заказчика [2].

Разработка Арланского нефтяного месторождения началась в 1958 г. и в настоящее время находится на завершающей стадии. Так как это месторождение является многопластовым, а продуктивные пласты очень неоднородные, то с точки зрения увеличения дебита нефти и уменьшения обводненности скважин важным является отключение обводненных пластов. При этом отключение нижних пластов обычно не представляет технологической трудности (при условии герметичности заколонного пространства скважины между перфорированными пластами). Технологически довольно сложными являются работы по отключению верхних пластов. Данная сложность вызвана требованием полной герметичности отключаемого пласта и обеспечения возможности нормальной



Рис. 1. Географическое положение Арланского месторождения

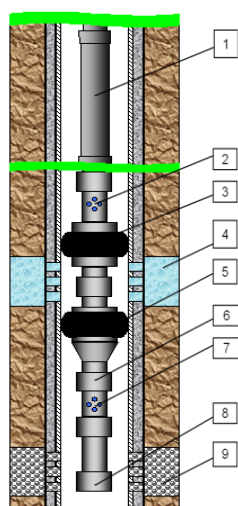


Рис. 2. Изоляция обводненного пласта системой пакеров: 1 - глубинный насос; 2 - фильтр; 3 - пакер упорный на забой; 4 - изолируемый пласт; 5 - пакер G-6 (UNI-6); 6 - обратный клапан; 7 - фильтр; 8 - заглушка; 9 - нефтенасыщенный пласт

эксплуатации нижнего пласта. В настоящее время известно два метода отключения верхних пластов: тампонирование и использование специальных технических средств [3-4].

При этом отключение верхних пластов тампонированием не всегда дает положительный результат. Так, вследствие некоторой неравномерности проницаемости различных интервалов пласта происходит проникновение тампонажного раствора в наиболее проницаемые интервалы. А после проведения изоляционных работ, при исследовании на герметичность, получаем приток воды из ранее наименее проницае-

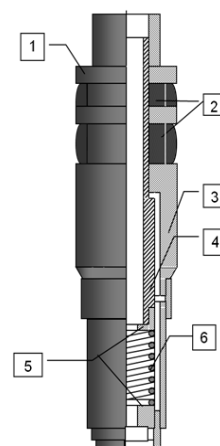


Рис. 3. Пакер с упором на забой: 1 - упорное кольцо; 2 - уплотнительная манжета; 3 - корпус пакера; 4 - ствол пакера; 5 - регулировочные шайбы; 6 - демпфирующая пружина

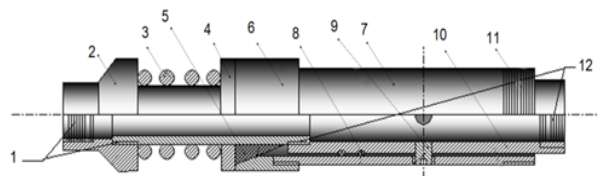


Рис. 4. Отцепное устройство со срезными штифтами: 1 - резьба трубная 73 мм; 2 - ограничитель-переводник; 3 - демпфер (пружина); 4 - кольцо упорное; 5 - сальниковый конус; 6 - воронка направляющая; 7 - корпус спецпереводника диаметром 114 мм; 8 - сальниковое уплотнение; 9 - срезной штифт; 10 - ствол спецпереводника; 11 - резьба трубная 114 мм; 12 - резьба трубная 73 мм

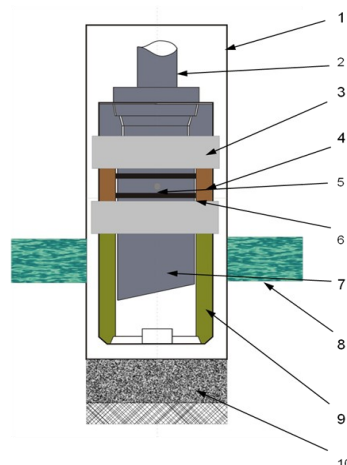


Рис. 5. Компонировка колонны-летучки для отключения верхнего пласта: 1 - эксплуатационная колонна; 2 - насосно-компрессорные трубы D 73 мм; 3 - соединительная муфта; 4 - специальный переводник; 5 - срезной штифт; 6 - герметизирующие уплотнения; 7 - насосно-компрессорные трубы D 60 мм; 8 - интервал перфорации отключаемого пласта; 9 - колонна-летучка D 114 мм; 10 - песчаный мост

мых пропластков [5].

В НГДУ «Арланнефть» специалистами цеха КРС была разработана и внедрена в производство инновационная технология временной изоляции верхних пластов системой двух пакеров (рис. 2). Для этой це-

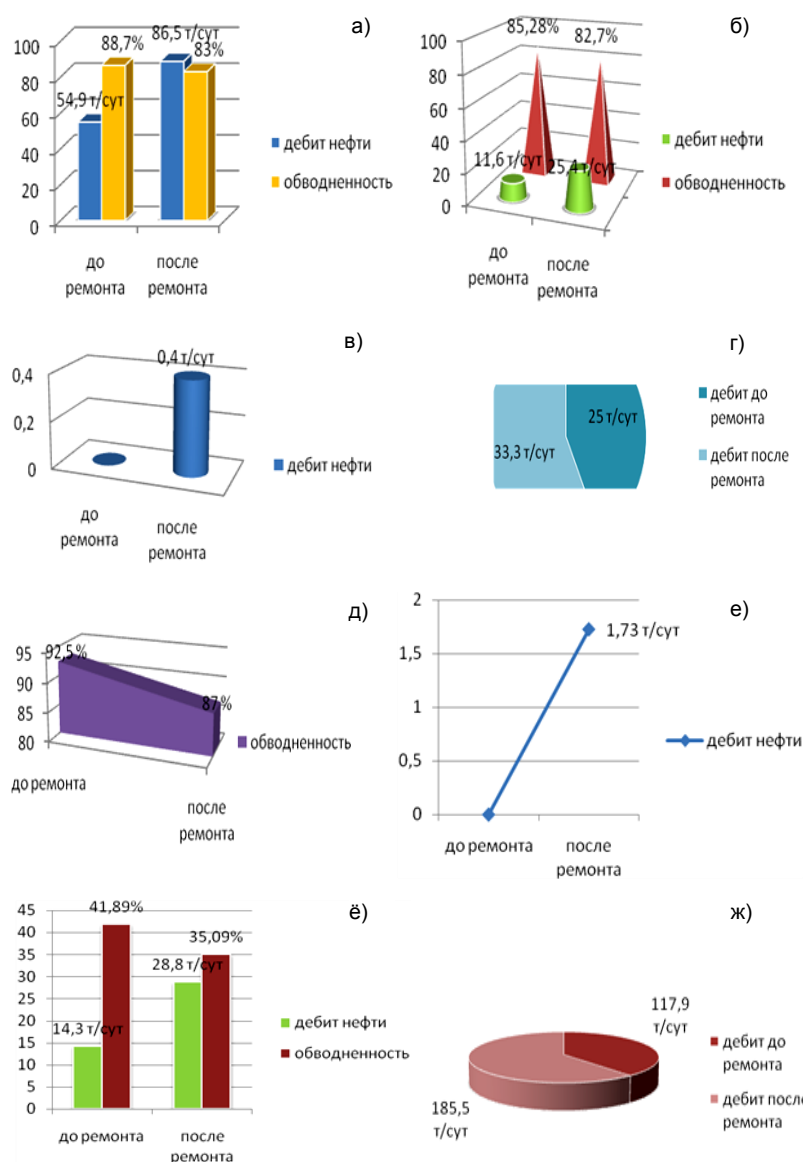


Рис. 6. Графическое представление эффективности мероприятия: а) - ремонтно-изоляционные работы (шифр КР-1); б) - устранение негерметичности эксплуатационной колонны (КР-2); в) - крепление слабоцементированных пород (КР-3); г) - устранение аварий (КР-4); д) - переход на другие горизонты (КР-5); е) - переход скважины из категории в категорию по назначению (КР-6); ё) - приобщение пластов, дополнительная перфорация (КР-7); ж) - восстановление производительности, приемистости скважин (КР-12)

ли используются механические пакера G-6 и UNI-6 американской фирмы «Гайберсон» и пакер с упором на забой (рис. 3).

Эти пакера за счет своей конструкции позволяют без нагружения веса колонны НКТ достигать герметизации его резинового элемента. При этом пакер фирмы «Гайберсон» устанавливается ниже изолируемого пласта. А выше пласта устанавливается пакер с упором на забой. Применяемая на этом месторождении технология изоляции обводненного пласта системой пакеров заключается в следующем: 1) первоначально производятся подготовительные работы; 2)

после чего в скважину спускается глубинно-насосное оборудование в следующей последовательности: а) в самую нижнюю часть устанавливается заглушка с фильтром; б) заворачивается обратный клапан; в) над клапаном устанавливается механический пакер G-6; г) выше пакера G-6, через одну НКТ устанавливается пакер с упором на забой и фильтр.

После спуска специализированного оборудования до заданной глубины, путем вращения подвески НКТ, пакер G-6 сажается ниже изолируемого пласта, а пакер с упором на забой устанавливается выше изолируемого пласта (за счет нагружения на него веса колонны НКТ). Таким образом, обводненный пласт оказывается между двумя пакерами, за счет чего достигается его полная изоляция. По данной технологии в НГДУ «Арланнефть» в 2010 г. были изолированы обводненные пласты на 7-ми скважинах. При недостижении полной изоляции верхнего пласта после тампонирования появляется необходимость докрепления интервала отключаемого пласта путем спуска в скважину колонны-летучки и его цементирования [6]. Наиболее сложной и трудоемкой в технологии установки колонны-летучки является процесс ее отворота от колонны буровых труб по спецпереводнику [6]. Поэтому в НГДУ «Арланнефть» специалистами цеха КРС была разработана технология отцепления колонны-летучки без отворота. По этой технологии вместо спецпереводника с левой резьбой, используется отцепное устройство со срезными штифтами (рис. 4).

Конструктивные отличия отцепного устройства заключаются в том, что вместо специального «левого» переводника используется целый узел патрубков, переводников и сальниковых

устройств, которые обеспечивают удерживание на весу колонны-летучки, герметизацию узла и отцепление при проведении технологической операции. Технология спуска и установка компоновки колонны-летучки (рис. 5) при помощи отцепного устройства со срезными штифтами заключается в следующем: 1) компоновка колонны-летучки 9 снизу вверх необходимой длины путем заворота резьбовых соединений; 2) спуск в колонну-летучку НКТ диаметром 60-мм, длиной на 1 м короче длины колонны-летучки; 3) установка в верхней части колонны-летучки отцепного устройства со срезными штифтами.

ми 5 путем заворота к нему НКТ диаметром 60 мм и самой колонны-летучки; 4) заворот колонны НКТ диаметром 73 мм 2 к колонне-летучке и спуск всей компоновки в скважину, с установкой башмака колонны на 1,5 м выше песчаной пробки; 5) закачивание расчетного количества цементного раствора в кольцевое пространство между основной эксплуатационной колонной 1 и колонной-летучкой через насосно-компрессорные трубы диаметром 73 мм и НКТ диаметром 60 мм; 6) срез штифтов путем разгрузки колонны-летучки на песчаный мост 10; 7) подъем колонны НКТ с отцепным устройством и 60-мм НКТ на 1 м; 8) удаление излишек цементного раствора из затрубного пространства путем обратной промывки; 9) подъем колонны НКТ диаметром 73 мм с отцепным устройством и 60-мм НКТ на 100 м выше головы установленной летучки; 10) закрытие затрубного пространства и создание давления в НКТ 10 МПа; 11) ОЗЦ в течение 24 ч; 12)

Подъем колонны НКТ диаметром 73 мм, отцепного устройства и НКТ диаметром 60 мм; 13) спуск НКТ с долотом диаметром 95 мм и забойным двигателем и разбуривание цементного моста, оставшегося в 114-ти мм обсадных трубах; 14) опрессовка эксплуатационной колонны и колонны-летучки давлением 10 МПа и снижением уровня (на нефтяной скважине); 15) исследование качества цементирования колонны-летучки малогабаритным цементом; 16) проведение дальнейших работ по освоению нижнего пласта (пластов).

В НГДУ «Арланнефть» в 2010 г. было проведено 10 ремонтов по отключению верхнего пласта (из них 9 ремонтов на нефтяных скважинах и 1 ремонт на нагнетательной скважине). В общей сложности в 2010 г. на Арланском месторождении бригадами КРС отремонтировано 373 скважины, из них: нефтяных – 220; нагнетательных – 126; пьезометрических, поглощающих – 27.

Список литературы:

1. Нефть бывшей категории. URL: <http://www.kommersant.ru/doc/1072175>.
2. Грайфер В.И., Шумилов В.А., Каменев В.Н. Организация и технология капитального ремонта скважин. - М.: Недра, 1979. - 186 с.
3. РД 39–0147276–012ВНИИ-86. Руководство по отключению отдельных обводненных интервалов пласта и отдельных пластов в скважинах месторождений Башкирии / Авт.-сост. М.Н. Галлямов, В.Г. Уметбаев - Уфа: Башнипинефть, 1986. - 134 с.
4. Баймухаметов К.С., Гайнуллин К.Х., Сыртланов А.Ш. Геологическое строение и доразработка Арланского нефтяного месторождения. - Уфа: РИТЦ АНК «Башнефть», 1997. - 368 с.
5. Уметбаев В.Г., Мерзляков В.Ф., Волочков Н.С. Капитальный ремонт скважин. Изоляционные работы. - Уфа: РИЦ АНК «Башнефть», 2000. - 424 с.
6. РД–03–00147275–071–2002. Технология отключения верхнего пласта и устранение негерметичности эксплуатационной колонны с применением дополнительных колонн-летучек малого диаметра. - Уфа: Башнипинефть, 2002. - 35 с.

УДК 622 775 (575.1)

© Раимжанов Б.Р., Намазбайов Н.Н., Намазбаев Ш.Н., Намазбаев Ш.Н. 2012 г.

КУЧНОЕ И ЧАНОВОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТА С ОКСИХЛОРИДНЫМИ РАСТВОРАМИ ИЗ УПОРНЫХ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН

Раимжанов Б.Р., зам. директора по науке института «O'zGEORANGMETLITI», докт. техн. наук, профессор; Намазбайов Н.Н., главный специалист лаборатории обогащения и гидрометаллургии института «O'zGEORANGMETLITI»; Намазбаев Ш.Н., ведущий инженер лаборатории обогащения и гидрометаллургии института «O'zGEORANGMETLITI»; Намазбаев Ш.Н., инженер лаборатории обогащения и гидрометаллургии института «O'zGEORANGMETLITI»

В Республике Узбекистан основой технологии извлечения благородных металлов из руд коренных месторождений является цианистый процесс, посредством которого добывается до 85,0% золота и значительное количество серебра. Существует, однако, категория так называемых упорных руд, прямое цианирование которых либо вообще невозможно (без применения дополнительных дорогостоящих опера-

ций), либо характеризуется низкими показателями извлечения. В мировой золотодобыче применяют следующие технологии обогащения упорных руд и концентратов: обжиг; автоклавное выщелачивание с кислородом; автоклавное выщелачивание с серной кислотой; автоклавное выщелачивание с щелочью; автоклавное выщелачивание с азотной кислотой; вакуумнотермический способ; бактериальное кучное

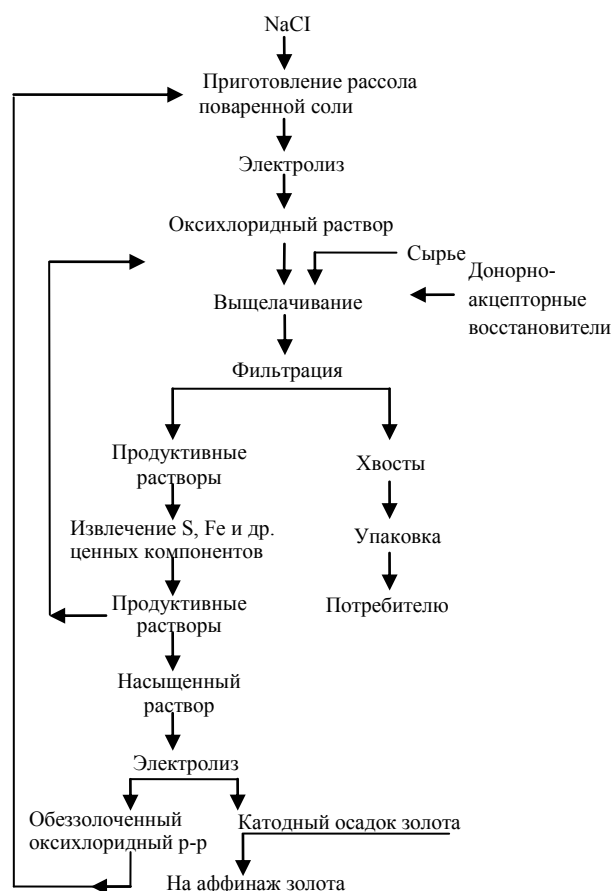


Рис. 1. Технологическая схема оксихлоридного выщелачивания золота из упорных руд и концентратов кучным и чановым способом

выщелачивание; бактериальный химический чановый метод; плавка концентратов в металлургических печах; гидросульфатизация азотной кислотой; гидросульфатизация серной кислотой; метод хлорирования в металлургических печах; сверхтонкое измельчение концентрата и др. [1-5].

Вышеперечисленные технологии являются предварительной подготовкой упорных руд и концентратов для последующего его цианирования, и не обес-

печивают полноту извлечения золота, энергоемкие, требуют высокие эксплуатационные затраты и не отвечают требованиям экологии.

К упорным рудам относятся сульфидно-мышьяковистые углистые золотосодержащие руды с тонковкрапленным золотом, составляющие более 30% геологических запасов, добываемые на месторождениях «Кокпатас», «Даугызтау», «Амантайтау» и ряд других месторождений. В настоящее время упорные руды месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау» перерабатываются на существующих производственных мощностях Навоийского горно-металлургического комбината (НГМК) с применением дополнительных дорогостоящих технологических операций с низкими показателями извлечения. Форма нахождения золота и серебра в таких рудах и продуктах его обогащения кластерное.

В результате многолетней деятельности обогатительных фабрик и объектов кучного выщелачивания (КВ) по существующей технологии обогащения образовалось значительное количество техногенных отходов (хвосты) с содержанием золота не менее 0,6 г/т, не извлекаемое цианистым процессом выщелачивания.

Кроме того, ежегодно увеличивается объем золотосодержащих забалансовых руд горнодобывающего производства НГМК и Алмалыкского горно-металлургического комбината (АГМК), переработка которых цианистым выщелачиванием является неэффективной из-за низкой степени извлечения золота.

В целях комплексного использования сырья и разработки современной высокоэффективной технологии, обеспечивающей полноту извлечения металлов и отвечающей требованиям экологии, институтом O'zGEORANGMETLITI, НГМК и ГП «Ингичкинская ОТЭ» Госкомгеологии РУз в течение длительного времени проводятся исследования по разработке технологий кучного и чанового выщелачивания золота из упорных руд и концентратов с применением экологически чистого растворителя золота оксихлоридного класса (табл. 1-4, рис. 1). Для проведения лабораторных, полупромышленных и промышленных исследований по оксихлоридному

выщелачиванию золота из упорных руд и концентратов на базе ГП «Ингичкинская ОТЭ» укомплектовано и смонтировано необходимое лабораторное и промышленное технологическое оборудование титанового, полиуретанового, пластикового и тефлонового исполнения, которое выдерживает высокую температуру процесса выщелачивания и обеспечивает проведение полного цикла технологического процесса. Коммуникации тех-

Таблица 1						
Количество растворенных веществ после вторичного выщелачивания и результаты извлечения золота из первичных хвостов КВ с различными системами растворов						
№ Колонны	Система продуктивных растворов	Масса пробы хвостов с влагой, kg	Масса сухой пробы, kg	Масса сухой пробы после выщелачивания, kg	Масса растворенных веществ в рабочих растворах, kg	Извлечение золота, %
1	NaCN + H ₂ O	48,5	46,0	45,796	0,204	32,60
2	HCl+NaOCl+ H ₂ O	48,5	46,0	42,178	3,822	61,35
3	ClOx+NaCl+H ₂ O	48,5	46,0	45,451	0,549	70,25
4	HCl+ClOx+NaCl+H ₂ O	48,5	46,0	43,014	2,986	86,10

нологического оборудования выполнены из пластиковых труб и арматуры. Технологическая схема оксихлоридного выщелачивания золота из упорных руд и концентратов приведена на рис. 1.

Главными преимуществами оксихлоридного выщелачивания золота из упорных руд и концентратов по сравнению с показателями существующих современных технологий являются:

- комплексное извлечение ценных компонентов из перерабатываемого сырья;
- высокая степень извлечения золота из упорных руд и концентратов;
- экологичность процесса выщелачивания;
- высокая эффективность технологии из-за низких эксплуатационных затрат;
- компактность и упрощенность технологии оксихлоридного выщелачивания золота из сырья;
- возможность производства выщелачивающего реагента и его регенерации на месте потребления из местного сырья по простой технологии;
- выделение золота из перерабатываемого сырья в товарную продукцию с высокой концентрацией;
- получение экологически чистых хвостов выщелачивания с отвальными содержаниями золота;
- сокращение продолжительности процесса переработки сырья.

Возможности оксихлоридного выщелачивания благородных металлов из упорных руд, концентратов и техногенных отходов объектов цианистого КВ золота и из хвостов металлургического производства подтверждены проведенными лабораторными и полупромышленными испытаниями на различных, по вещественному составу, разновидностях сырья.

В целях получения информации о технологических свойствах золотосодержащего сырья навеску весом 200 г различной крупности и в различных соотношениях Ж:Т и рН среды выщелачивали в пластиковых чановых реакторах объемом 4 л в жестком режиме цианистыми и оксихлоридными растворами, в течение 120 ч и 8 ч соответственно, для определения эффективности того или иного растворителя золота. Результаты тестовых лабораторных исследований явились основанием для технологической типизации золотосодержащих руд и обоснования технологии.

Были проведены исследования по КВ золота с оксихлоридными растворами из технологически упорных углистых, сульфидных и углисто-сульфидных руд. Для этой цели разработали технологическую инструкцию по металлургическим испыта-

Таблица 2

Количество металлов, растворенных в продуктивном растворе колонны 4

Примеси	Co, g/t	Ni, g/t	Cu, g/t	Zn, g/t	Cr, g/t	As, g/t	Fe, %
Растворено	9,1	4,7	12,0	58,8	14,7	67,1	0,8

Таблица 3

Результаты исследований по выщелачиванию концентратов 1 и 2 оксихлоридными растворами

Характеристика пробы			Концентрат-1	Концентрат-2
Масса исходной пробы, g			200,0	200,0
Исходная проба	Содержание, g/t	Au	40,46	40,4
		Ag	17,39	26,0
	Количество металла в пробе, mg	Au	8,092	8,080
		Ag	3,478	5,206
Масса конечной пробы, g			93,9	74,5
Конечная проба	Содержание, g/t	Au	1,0	0,6
		Ag	<1,0	<1,0
	Количество металла в пробе, mg	Au	0,0939	0,0447
		Ag	0,0939	0,0745
Выход хвостов, %			46,95	37,25
Извлечение, %		Au	98,8	99,5
		Ag	97,3	98,5

Таблица 4

Результаты пробирного анализа хвостов выщелачивания концентратов 1 и 2 оксихлоридными растворами

№ п.п.	Au, g/t	Ag, g/t	S общ, %	C общ, %	Fe общ, %
Концентрат 1	1	<1,0	0,11	2,14	1,6
Концентрат 2	0,6	<1,0	0,11	1,66	1,6

ниям руды в пластиковой колонне.

Для укрупненных лабораторных и полупромышленных исследований формировали композиты проб для металлургических испытаний весом 46,0 kg и 1200 kg соответственно. Лабораторные исследования проводили в колонне из оргстекла размером: 200 mm X 1400 mm, а полупромышленные исследования в колонне из пластика размером: 500 mm X 6500 mm. Агломерацию проб весом 46 kg и 1200 kg для металлургических испытаний в колонне подготавливали на миксере в соответствии с технологическими нормами дозировки реагентов на «подушку» кучного гидрохлорирования (КГ).

Золото из продуктивных растворов сорбировали на активированном угле, полученном из скорлупы кокосовых орехов, после дехлорирования на каменном угле. По окончании процесса выщелачивания содержания золота в «каменном угле», «насыщенном угле» и в «хвостах» выщелачивания по фракциям крупности проб определяли пробирным методом в циркуляционных растворах – на приборах AAS.

Извлечение золота при КГ с использованием в качестве выщелачивания оксихлоридного раствора из упорных углистых руд с содержанием углерода более 0,8%, из сульфидных руд с содержанием серы до

1,5% и из смешанных руд составило более 85%.

Проведены укрупненно-лабораторные исследования оксихлоридного выщелачивания золота из лежащих хвостов цианистого КВ руд одного из месторождений Кызылкумов. Результаты исследований показали, что кучное гидрохлорирование золота из лежащих хвостов цианистого КВ позволяет с высокой степенью извлекать драгоценные металлы в продуктивные оксихлоридные растворы и одновременно провести обезвреживание отработанной массы штабеля цианистого КВ на месте залегания.

Лабораторные исследования провели на четырех колоннах КВ с использованием системы растворов $\text{NaCN} + \text{H}_2\text{O}$, $\text{HCl} + \text{NaOCl} + \text{H}_2\text{O}$, $\text{ClO}_x + \text{NaCl} + \text{H}_2\text{O}$ и $\text{HCl} + \text{ClO}_x + \text{NaCl} + \text{H}_2\text{O}$. Результаты выщелачивания первичных хвостов КВ с системой растворов $\text{NaCN} + \text{H}_2\text{O}$ было необходимо для сопоставления с результатами кучного оксихлоридного выщелачивания и определения его эффективности.

В процессе КГ золота из хвостов цианистого КВ начальный вещественный состав значительно изменялся, результаты изменений массы растворенных в рабочих растворах и извлечение золота из первичных хвостов КВ по колоннам приведены в табл. 1.

Самое высокое извлечение золота получено с использованием системы растворов $\text{HCl} + \text{ClO}_x + \text{NaCl} + \text{H}_2\text{O}$ в колонне 4.

В процессе КГ в состав выщелачивающего раствора из рудной массы перешли компоненты соединений железа, меди и другие металлы (табл. 2), которые также являются окислителями золота и в результате этого основные составляющие выщелачивающего раствора имели систему растворов $\text{HCl} + \text{ClO}_x + \text{FeCl}_3 + \text{CuCl}_2 + \text{NaCl} + \text{H}_2\text{O}$.

Особенностью этой группы реагентов оксихлоридного раствора является способность эффективно растворять золото при любой геохимической обстановке, так как в зависимости от разновидностей упорных руд количество карбонатов, органики, железа, мышьяка, углерода или сульфидов можно подобрать оптимальные pH и Eh выщелачивающих циркулирующих растворов.

При КГ из первичных хвостов цианистого выщелачивания оксихлоридными растворами процесс вскрытия золота из упорных минералов-носителей и его растворение протекает одновременно только с применением одного раствора. Такая постановка технологии КГ золота из упорных руд значительно упрощает технологические операции. Процесс является компактным и бессточным, так как все используемые для КГ золота из первичных хвостов продуктивные золотосодержащие оксихлоридные растворы после извлечения из него золота регенерировали на месте использования и вновь возвращали на КГ и таким образом процесс КГ золота являлся замкнутым. На хвостах КГ первичных хвостов нерастворимым и недоизвлеченным осталась часть золота, которая ассоциирована только в кварце.

В результате лабораторных исследований, проведенных на четырех колоннах кучного гидрохлорирования золота из первичных хвостов, установлено, что извлечение золота в оксихлоридный раствор высокое, и разработанная технология является готовой для промышленного внедрения на месте залегания лежащих хвостов с отдельным технологическим мини-заводом по переработке продуктивных оксихлоридных золотосодержащих растворов без изменения технологической цепочки цианистого выщелачивания золота руд.

Промывка хвостов кучного гидрохлорирования производится без применения каких-либо реагентов с использованием воды.

Одной из наиболее актуальных проблем в золотодобывающей промышленности Республики Узбекистан является переработка упорных сульфидно-мышьяковистых углистых золотосодержащих руд и концентратов месторождений Кызылкумов, в которых золото присутствует в тонкодисперсном состоянии в тесной ассоциации с сульфидными минералами и органическими соединениями. Золото в этих рудах и флотоконcentратах находится в кластерной форме, тесно связанной с пиритом, арсенопиритом и углистыми веществами. Флотоконцентраты этих руд исследовались по горячему оксихлоридному чановому выщелачиванию золота и серебра с применением донорно-акцепторных восстановителей. Установлено, что при исследовании данной технологии золото в раствор извлекается полностью, кроме того, комплексно извлекаются другие ценные компоненты с высокими показателями.

Результаты вещественного анализа показали, что ведущее место по распространенности, и практической значимости принадлежит пириту FeS , и арсенопириту FeAsS , которые, согласно данным фазового анализа, находятся в пробе руды в пределах 52,6%. Вышеуказанные сульфиды, как правило, характеризуются повышенной золотоносностью. Значительная часть золота, содержащаяся в них (в отличие от большинства других золотосодержащих минералов), представлена дисперсными частицами, крупность которых лежит за пределами разрешающей способности оптических микроскопов. Золото в сульфидах существует в коллоидном виде в форме субмикроскопических включений крупностью менее 0,2 μN .

Массовая доля тонковкрапленного золота в сульфидах флотоконцентрата, полученного в лабораторных исследованиях, составила 85,0%. При его цианировании максимальное извлечение золота в раствор составило 21,0%.

В результате лабораторных исследований по выщелачиванию концентратов упорных руд 1 и 2 с применением оксихлоридных растворов извлечение золота составило $98,8 \div 99,5\%$, а извлечение серебра $97,3 \div 98,5\%$ (табл. 3 и 4).

Разработанная технология является конкурентоспособной как по технологическим, экономическим,

так и по экологическим критериям и готова для полупромышленного исследования по определению её степени надёжности. При выщелачивании концентратов получены продуктивные золотосодержащие оксихлоридные растворы с высоким извлечением золота и попутные ценные компоненты в виде готовой продукции - железный купорос, комовая сера и окись кремния. Все используемые в технологии реагенты регенерируются на месте и вновь используются в процессе выщелачивания. Технологический процесс является замкнутым, безотходным и бессточным.

Выводы:

1. Возможность оксихлоридного выщелачивания благородных металлов из упорного рудного сырья подтверждена многочисленными технологическими испытаниями на различных по вещественному составу разновидностях минерального сырья.

2. Применение оксихлоридных растворов в каче-

стве выщелачивающих растворов при переработке упорных флотоконцентратов и кеков биологического окисления является эффективным и перспективным направлением. В результате лабораторных экспериментов по выщелачиванию упорных концентратов извлечение золота и серебра составило более 98,0%.

3. Полнота извлечения и более высокая скорость выщелачивания золота с растворами оксихлоридного класса достигается за счет использования больших концентраций окислителя – атомарного хлора.

4. В предлагаемой технологии упрощается технологическая схема переработки упорного сырья, в частности, отсутствуют процессы сорбции и регенерации.

5. Технология оксихлоридного выщелачивания золота из упорных руд и рудного сырья является дешевой и экологически чистой по сравнению с традиционной технологией цианирования.

Список литературы:

1. Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд. – Иркутск: ОАО «Иргиретмет», 1999. – Т.1. – С.34-71.
2. Дементьев В.Е., Дружина Г.Я., Гудков. С.С. Кучное выщелачивание золота и серебра. – Иркутск: «Иргиредмет», 2004.
3. Меретуков М.А. Хлоридная металлургия золота. – М.: «Металлургия», - №12, 2005. – С.54.
4. Воробьев А.Е. (МГТУ), Чекушина Т.В (ИПКОН РАН), Козырев Е.Н. (СКГТУ). Извлечение золота методами физико-химической геотехнологии. Руды и металлы. - №4, 1999. - Стр.37-45.
5. Воробьев А.Е. (МГТУ), Чекушина Т.В (ИПКОН РАН). Опыт скважинного подземного выщелачивания золота в России. -М.: Горный журнал. - №5, 1999. - Стр. 55-57.

УДК 662.69.695

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

КУЧНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТА

Каримов И.А., ст. преподаватель 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 академических наук

Кучное выщелачивание золота в настоящее время применяют в США, Бразилии, Китае, Австралии, ЮАР, Чили, Мексике, Филиппинах, Саудовской Аравии, Судане, а также в Узбекистане и других странах. В США работает более 100 установок кучного выщелачивания производительностью от 100 000 до 3,5 млн т горной массы в год. В Российской Федерации работает 11 установок с общей производительностью 2,5 млн т в год. Доля золота, получаемого методом кучного выщелачивания, с каждым годом все возрастает. Этому способствуют низкие капитальные затраты и достаточная простота аппаратурного оформления схемы переработки [1-4].

Предпосылками развития кучного выщелачивания послужило значительное истощение запасов богатых и простых по вещественному составу золотосодержа-

щих руд, особенно в промышленно развитых районах. В настоящее время в мировой практике методом кучного выщелачивания золото извлекают из убогих и забалансовых руд (с массовой долей 0,6-1,2 у.е.), отходов горного и обогащательного производств (с массовой долей 0,3-0,6 у.е.). Кучному выщелачиванию подвергают также богатые руды небольших месторождений с массовой долей золота до 5-7 у.е. Выщелачивание осуществляют щелочными цианистыми растворами.

Минеральное сырье для кучного выщелачивания золота. Наиболее предпочтительно кучное выщелачивание проводить из следующих видов пород:

- известняковые наносные породы с тонко вкрапленным золотом и незначительными примесями сульфидов;

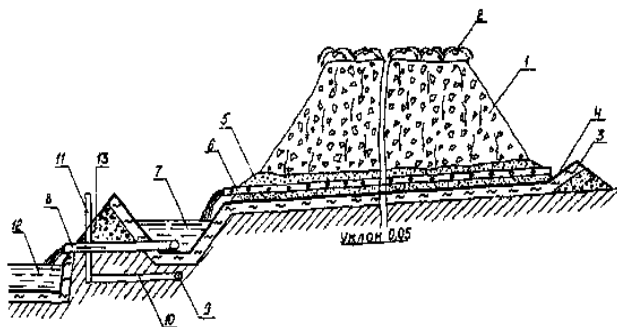


Рис. 1. Устройство кучи: 1 - штабель руды; 2 - система орошения; 3 - слой глины; 4 - полимерное покрытие; 5 - дренажный слой; 6 - дренажные трубы; 7 - дренажная канава; 8 - труба для отвода продуктивного раствора; 9 - дренажная труба для сбора утечек; 10 - отводящая труба; 11 - контрольная скважина; 12 - отстойная емкость (пруд); 13 - дамба ограждающая

- песчанистые доломиты с вкраплениями золота между зерновой поверхности;
- вулканические породы, прорезанные небольшими кварцевыми жилами, содержащими свободное золото;
- жильные кварцевые породы с золотом в лимонитовых полостях и трещинах;
- окремненные наносные породы с тонкими вкраплениями золота в оксидах железа;
- сланцы со свободным золотом на поверхности слоев.

Золотосодержащие руды, направляемые на кучное выщелачивание, должны удовлетворять следующим требованиям:

- крупность частиц золота должна быть менее 50-70 μN ;
- отсутствие углесодержащих материалов, сорбирующих золото;
- минимальное содержание вредных примесей: сурьмы, мышьяка, меди, цинка, свинца, серы, повышающих расход цианидов и снижающих эффективность процессов цементации и сорбции;
- минимальное содержание кислотообразующих соединений, вызывающих повышенный расход извести;
- незначительное содержание глины.

В целом способы подготовки оснований при кучном выщелачивании золота такие же, как и при выщелачивании меди. Отличие заключается в соблюдении более жестких требований к сооружению гидроизоляционного покрытия ввиду использования высокотоксичного растворителя.

На отечественных и зарубежных предприятиях в основном применяют три типа оснований под кучи:

- из асфальта толщиной от 100 до 300 мм;
- из уплотненного слоя глины толщиной 400-600 мм;
- из уплотненного слоя глины или грунта с полимерным покрытием, толщина которого от 0,5 до 2,0 мм.

Первый тип оснований многократного использования, второй и третий - одноразового использования. Третий тип оснований получил наиболее широкое применение в практике кучного выщелачивания золота. Кроме указанных типов оснований, в практике переработки применяют также основания из смеси старых хвостов ЗИФ с бентонитом и армированного водонепроницаемого бетона толщиной 100 мм.

В качестве полимерных покрытий используют полиэтилен высокой прочности (ПЭВП), дивинилхлорид, поливинилхлорид. Толщина покрытий от 0,5 до 2,0 мм. Также в последние годы используют комбинированные покрытия, например, ПЭВП с текстилем («геотекстиль»). Пластиковые покрытия могут быть одно-, двух- и трехслойные.

Более сложные типы оснований, полностью исключающие утечку токсичных цианистых растворов в почву, - используют в тех случаях, когда установка кучного выщелачивания располагается в районах со сложными гидрогеологическими условиями, вблизи источников водоснабжения населенных пунктов. Например, на руднике ЦКВЗ Центрального рудоуправления применяют трехслойное гидроизолирующее основание, состоящее из уплотненного слоя глины толщиной 2 м, полиэтиленовой пленки толщиной 1 мм, слоя стеклоткани, пропитанного битумным раствором. Между полиэтиленовой пленкой и слоем стеклоткани укладывается контрольный дренажный слой из крупнозернистого песка или гравия толщиной 0,25 м, в котором размещаются контрольные трубки для обнаружения и сбора аварийных утечек технологических растворов.

Угол наклона площадки составляет 2-4°, при этом уклон может быть на одну или две стороны. В зависимости от этого, по одной или двум сторонам площадки прокладывают дренажные канавы для сбора продуктивных растворов, огражденные по периферии дамбой из глины. Дренажные канавы и дамбы так же, как и площадку, покрывают синтетической пленкой. Иногда площадке придают одновременно продольный (0,05) и поперечный (0,01) уклоны.

В настоящее время на предприятиях золотодобывающей промышленности сложилась тенденция направлять на кучное выщелачивание руды крупностью менее 150-20 мм, в зависимости от вида кучного выщелачивания - ускоренного или длительного.

При подготовке руды к ускоренному выщелачиванию ее дробят до крупности минус 40-20 мм, а в некоторых случаях - до минус 10-5 мм. При длительном выщелачивании используют руду забойной крупности (минус 150 мм) без предварительного дробления. В основном такому виду кучного выщелачивания подвергают окисленные пористые руды, в которых обеспечивается хороший доступ растворителя к частицам ценного компонента.

Учитывая сезонность кучного выщелачивания, при подготовке руд используют передвижные дробильно-сортировочные установки (ПДСУ), а иногда и

стационарные. Все зависит от системы транспортировки руды, схемы рудоподготовки, формирования кучи, климатических условий, срока отработки месторождения, системы ведения горных работ, стоимости электроэнергии, вещественного состава руды, наличия рабочей силы и др.

При ускоренном выщелачивании масса рудного материала, складываемого в кучи (штабеля), колеблется от 1 до 10 тыс. т, высота таких куч, в зависимости от физико-механических параметров руды, составляет от 0,9-2,4 до 9-10,5 м. При длительном выщелачивании рудные штабеля вмещают от 10 тыс. т до 2 млн т, а высота их колеблется от 6 до 10 м.

При складировании руды в кучу в настоящее время чаще всего используют три способа, в зависимости от типа рудного материала. Для материала, не образующего большого количества рудной мелочи и достаточно прочного, применяют метод отсыпки самосвалами с последующим выравниванием бульдозерами и глубоким рыхлением.

При формировании кучи вначале отсыпают и выравнивают бульдозером первый слой высотой 2-3 м, затем по наклонному склону автосамосвалами - второй и последующий слои высотой до 8-10 м, проводя глубокое рыхление после укладки каждого слоя. При складировании непрочной руды с повышенным содержанием мелочи или окомкованной руды применяют метод отсыпки в один слой (руда завозится на основание и отсыпается в виде отдельных куч с некоторым их перекрытием). Этот метод формирования штабелей связан с малыми погрузочно-разгрузочными работами и исключает уплотнение руды. В отдельных случаях для отсыпки таких руд используют порталные, мостовые краны и ковшовые погрузчики. Мостовые краны могут сформировать неуплотненный штабель руды быстрее, чем скреперы и бульдозеры. Высота таких куч 0,9-2,4 м. Устройство кучи показано на рис. 1.

В последние годы распространение получил более совершенный метод конвейерной отсыпки. Этот метод заключается в том, что руда из приемного бункера подается с помощью системы конвейеров на раздвижной штабелеукладчик - стакер, который зигзагообразно укладывает ее на площадке.

На выщелачивание поступают хвостовые растворы цементационных или сорбционных установок, доукрепленные цианидами. Необходимая концентрация цианистых солей в рабочих растворах определяется составом руды и составляет обычно 0,10-0,15%. Расход цианида натрия при выщелачивании составляет 0,2-0,5 кг/т руды. В качестве защитной щелочи используют NaOH или Ca(OH)₂. Величину pH рабочих растворов постоянно контролируют и поддерживают на уровне 10,0-11,0. При снижении pH возможно выделение HCN (синильная кислота) в результате гидролиза цианистых солей:



Влияние pH цианистых растворов на гидролиз

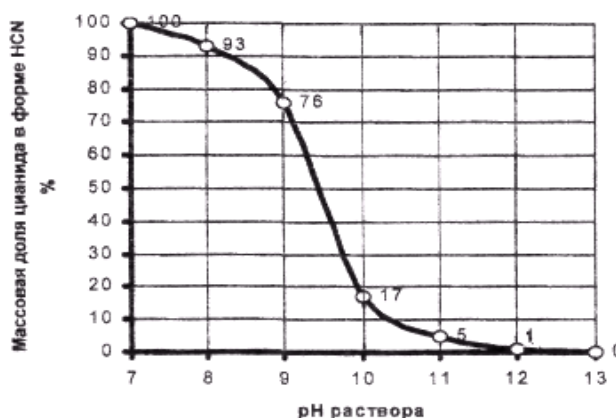
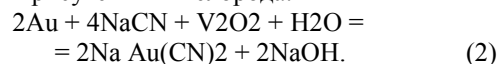


Рис. 2. Влияние pH на гидролиз цианида натрия

цианида Na показано на рис. 2.

Растворение золота растворами цианистых солей протекает в присутствии кислорода:



В результате образуется комплексное соединение дицианаурат натрия, состоящее из катиона Na⁺ и комплексного аниона Au(CN)₂⁻. Аналогично происходит растворение серебра.

Рабочий раствор подают на поверхность куч с помощью центробежных насосов по системе пластиковых труб. Тип системы орошения, а также режимы орошения в значительной мере зависят от климата. При расположении предприятий в районах с холодным климатом выщелачивающие растворы подают в специальные углубления-бассейны на поверхности кучи, поддерживая в них гидравлический напор на уровне 0,9-1,1 м. Такой метод позволяет осуществлять выщелачивание вплоть до замерзания раствора. Увеличение продолжительности сезона (вплоть до круглогодичного) в таких районах возможно при подаче раствора под «постель» руды. В этом случае систему распределения раствора из полиэтиленовых или полихлорвиниловых труб засыпают слоем руды толщиной 1-2 м.

Кондиционные продуктивные растворы имеют концентрацию золота более 0,5-3 мг/л. Таких концентраций достигают в результате многократной циркуляции продуктивных растворов через выщелачиваемый материал.

Помимо золота и серебра цианидами растворяются также медь, цинк, ртуть, мышьяк, сурьма, сера, которые в небольших количествах содержатся в перерабатываемой руде. Это приводит к перерасходу реагента и засорению продуктивных растворов вредными примесями, оказывающими отрицательное влияние на последующие процессы выделения золота и серебра. Периодически часть растворов (около 10%) после извлечения из них золота и серебра подвергается озонированию для очистки их от примесей тяжелых металлов.

Продуктивные растворы после выщелачивания

собираются в дренажную канаву, а затем по пластиковым или стальным трубам поступают в отстойники (емкости или прудки) для осветления и далее на извлечение золота цементацией или сорбцией. Хвостовые растворы цементационных или сорбционных установок направляются в емкости (пруды) до выщелачивающих растворов. Для сбора и хранения избыточных растворов, образующихся во время дождей, а также аварийных сбросов, предусматриваются пруды-накопители. Дно прудов покрывается компактированной глиной или имеет двойное покрытие из глины (0,2 м) и полиэтиленовой пленки (0,4-1,0 мм). Обычно выщелачивание штабелей руды осуществляется секционно, по смещенному графику.

В течение всего периода выщелачивания осуществляется постоянный контроль таких параметров, как концентрация цианистых солей и щелочи в рабочих и продуктивных растворах, количество продуктивных растворов.

Извлечение золота при кучном выщелачивании, в зависимости от состава и крупности руды, составляет 60-90%. Продолжительность кучного выщелачивания составляет: ускоренного - 7-30 суток, длительного - несколько месяцев.

После окончания процесса выщелачивания кучи обязательно подвергаются детоксикации (обезвреживанию). Высокая токсичность цианидов обуславливает весьма жесткие требования к сбросам отходов, концентрация свободного CN в отходах не должна превышать 0,2 мг/л.

Продолжительность детоксикации зависит от количества цианидов в куче и от скорости просачивания растворов. После детоксикации отходов осуществляется ликвидация полигона с рекультивацией земель.

Мероприятия по охране окружающей среды при кучном выщелачивании золота. В соответствии с нормами и требованиями по технике безопасности и охраны окружающей среды при подготовке и проведении кучного выщелачивания благородных металлов необходимо осуществление следующих мероприятий:

- площадки под складирование рудных штабелей (куч) и дно накопительных прудков (емкостей) должны иметь надежную гидроизоляцию;
- объем накопительных прудков (емкостей) для продуктивных растворов должен быть не менее 2-3 - суточного объема находящихся в обороте растворов;
- для предотвращения возможных переливов

продуктивных и избыточных растворов (при аварийных ситуациях или выпадении большого количества атмосферных осадков) должны быть предусмотрены резервные прудки и холостая сливная линия, минующая участок переработки продуктивных растворов;

- по периметру установки или со стороны естественного склона должны быть пробурены контрольные скважины для отбора проб грунтовых вод на определение циан-ионов;

- на участке кучного выщелачивания должны быть предусмотрены узлы для обезвреживания и очистки цианистых растворов с использованием хлорного железа, хлора, гипохлорита кальция и др.;

- при проведении кучного выщелачивания золота должен постоянно осуществляться мониторинг окружающей среды для определения воздействия цианидов на почву, атмосферу, поверхностные и грунтовые воды.

При кучном выщелачивании требуются минимальные горноподготовительные работы и небольшие капитальные затраты на организацию производства. Наряду с высокой экономичностью, кучное выщелачивание позволяет существенно ускорить отработку месторождений. Стоимость конечного продукта, получаемого с использованием кучного выщелачивания, в 1,5-2 раза ниже, чем продукта, получаемого по традиционной технологии.

Переработка золотосодержащего сырья с использованием кучного выщелачивания экономически приемлема даже при дроблении его до крупности минус 5 мм, но при массовой доле металла в исходном материале не менее 1 у.е и производительности более 100 тыс. т в год.

Переработка руд окисленного типа крупностью 150-20 мм с производительностью от 1 до 10 тыс. тонн в сутки экономически выгодна при массовой доле золота в них более 0,5 у.е. Себестоимость золота, получаемого методом КВ, составляет 4,5-6,5 дол. США/г.

Одна из самых больших статей затрат приходится на пластиковые покрытия площадок кучного выщелачивания и дна отстойных и резервных прудов и прудов для орошающих растворов, стоимость которых достигает до 10 дол. США/м². При использовании многослойных покрытий, состоящих из нескольких слоев синтетических и природных материалов, стоимость возрастает до 23-25 дол. США/м².

Удельные затраты на ликвидацию полигона кучного выщелачивания с рекультивацией земель в среднем составляют 0,2-0,3 дол. США/т.

Список литературы:

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

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ГИДРОИЗОЛЯЦИОННЫХ МАТЕРИАЛОВ ПРИ КУЧНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ ЗОЛОТА

Исмаилов А.С., доцент кафедры «Горное дело» ТашГТУ; Заиров Ш.Ш., и.о. доцента кафедры «Горное дело» НГГИ; Коштелло С.И., магистр академических наук

Постепенное уменьшение запасов богатых легкообогатимых руд и увеличение потребности в золоте приводит к тому, что в переработку вовлекаются бедные, сложные по минеральному составу, содержащие вредные примеси руды. Для более полного извлечения металлов с высокими экономическими показателями применяют как заводской способ извлечения благородных металлов из балансовых руд с полным циклом переработки, так и относительно дешевый способ кучного выщелачивания из бедных забалансовых руд или отвалов.

Многолетняя практика зарубежных предприятий кучного выщелачивания подтверждает их высокую технико-экономическую эффективность. По сравнению с традиционными фабричными технологиями кучное выщелачивание характеризуется низкими капитальными вложениями и эксплуатационными затратами, меньшим энерго- и водопотреблением, высокой производительностью труда. При использовании метода нет необходимости в тонком измельчении руд перед извлечением, что является довольно энергоемким процессом. В настоящее время способ кучного выщелачивания применяется почти в половине мировых стран-лидерах золотодобычи, поэтому внедрение его идет очень быстро.

Способ кучного выщелачивания позволил отрабатывать не только крупные месторождения бедных руд, но и вскрышные породы, техногенное золотосодержащее сырье (хвосты обогащения руд цветных и драгоценных металлов) и небольшие по запасам месторождения (от нескольких десятков килограммов до 1-2 т), расположенные в малоосвоенных районах. Вследствие избирательности, простоты и дешевизны метод является наиболее приемлемым для извлечения золота. Но токсичность вследствие использования цианидов и необходимость обезвреживания образующихся стоков являются основными его недостатками. Тем не менее, большое количество золотоизвлекательных фабрик работает с применением именно этого метода.

В связи с тем, что извлечение золота из бедных и забалансовых руд методом кучного выщелачивания зарекомендовал себя как эффективный и экономически выгодный метод, то появилась необходимость в совершенствовании сооружений оснований под штабели с применением новых прочных, непроницаемых гидроизоляционных материалов улучшенного качества.

Данные материалы должны быть устойчивы к длительному воздействию цианистых растворов, а также физической нагрузке, оказываемой со стороны работающих механизмов во время возведения штабеля и постоянно возрастающего давления со стороны штабеля в период его эксплуатации.

Практическая реализация процесса кучного выщелачивания начинается с выбора места для закладки штабеля, т.е. сооружение площадки, которые бывают 3-х видов:

- повторно используемые (ПИП);
- постоянно наращиваемые (ПНП);
- площадки под дамбовое выщелачивание.

После выбора места (площадки) размещения штабеля начинается процесс укладки основания штабеля, которому уделяется особое внимание по причине того, что если использовать неправильно подобранный материал для основания, впоследствии это может привести к утечке раствора, насыщенного полезным компонентом, и к потерям полезного ископаемого. Это сказывается на экономике и может привести к нерентабельности данного способа извлечения золота и, конечно же, нанести колоссальный урон окружающей среде, загрязнению поверхности земли, а также нижележащих водоносных горизонтов. Поэтому неукоснительно должны соблюдаться все предъявляемые требования к сооружению оснований.

Само основание состоит из фундамента, противофильтрационного экрана и дренажного слоя. Особое внимание уделяется конструкциям противофильтрационных экранов (рис. 1, 2).

Ниже приведены наиболее экономичные и перспективные для применения конструкции экранов.

1. *Экран глиняный* выполняется из местных глин с постоянным коэффициентом фильтрации до 0,001 м/сут в ненарушенной структуре бентонитовых или каолинистых порошковых глин. Глину перемешивают в пасту до достижения необходимого коэффициента фильтрации. В любом случае мощность глинистого слоя не должна быть менее 0,5 м.

2. *Экран глиняно-грунтовой* применяется при укладке на породах с K_f до 1 м/сут. Такой экран имеет два слоя: верхний представлен глиной, а нижний – естественным грунтом, разрыхленным и пропитанным на глубину 10-30 см глинистым гелем раствором, битумом или другими связующими. Разрыхленный грунт укатывается гладкими катками.

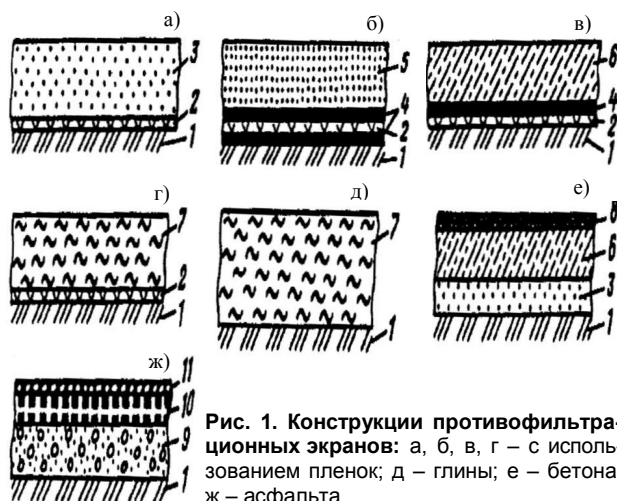


Рис. 1. Конструкции противофильтрационных экранов: а, б, в, г – с использованием пленок; д – глины; е – бетона; ж – асфальта

1 – подготовленное земляное основание; 2 – полиэтиленовая пленка; 3 – песок; 4 – рубероид; 5 – уплотненный грунт; 6 – бетон; 7 – глина; 8 – цементная стяжка; 9 – песчано-гравийная смесь; 10 – асфальт; 11 – битумная стяжка

3. *Экран грунтовый с водопроницаемым покрытием*, выполненный по технологии разбрызгивания двухкомпонентных полимерных или битумно-полимерных составов. Разбрызгивание может осуществляться растворами, установленными на машинах. В качестве армирующей основы экранов используют нейлоновую ткань или сетку. Толщина экрана обычно составляет несколько миллиметров. Эти экраны устанавливают, главным образом, на низконапорных сооружениях (кюветах, небольших дамбах и т.д.).

4. *Асфальтобетонные противофильтрационные конструкции* находят широкое применение при строительстве штабелей. В зависимости от класса сооружения, местных климатических и производственных условий они весьма различаются между собой, однако всегда содержат водонепроницаемый элемент из плотного асфальтобетона, укладываемого в один слой толщиной 4-5 см или же в два слоя суммарной толщиной 8-10 см.

5. *Экраны с применением пленочных и листовых противофильтрационных материалов* выполняют, как правило, комбинированными, с использованием других материалов. Пленки в экранах можно располагать в один или два слоя. В качестве пленок и листов самое широкое применение нашли пленки из термопластов (полиэтилен, поливинилхлорид, полипропилен и т.д.), резины и пропитанного текстиля. Экран с одним пленочным элементом содержит подстилающий и защитный слой, причем один из них должен иметь незначительную проницаемость. Это одно из самых низкзатратных оснований. Здесь полиэтиленовая пленка укладывается между двумя слоями слабо проницаемых глинистых грунтов с добавками цемента, битумов, смол, бетонитов и других компонентов. Эти слои выполняют также защитные функции по отношению к пленке. Наиболее широко распространены грунтово-цементные смеси. Толщина таких

слоев (глина 80%, цемент и вода – по 10%) в практике строительства хранилищ составила всего 13 см, во всех случаях обеспечена высокая герметичность основания.

6. *Экраны двухслойные* применяют при неглубоком залегании от поверхности питьевых вод. Такие двухслойные экраны полностью исключают возможность протекания растворов через основание даже при небольшой мощности каждого слоя и коэффициенте фильтрации не ниже 0,1 м/сут. Принцип работы такого двухслойного экрана заключается в том, что в проницаемый слой, расположенный между двумя экранами, подают воду под давлением, превышающим максимальный напор выщелачивающих растворов. Напорная вода, являясь гидроэкраном, препятствует проникновению через основание растворов. Весьма важным показателем при сооружении штабеля (при выборе высоты штабеля) является допустимая удельная нагрузка на основания, МПа (kg/cm^2), при различных подстилающих грунтах:

1. Скальный грунт - 1,1-0,6 (10-6).
2. Щебень - 0,6-0,4 (6-4).
3. Глина:
 - в твердом состоянии - 0,6-0,3 (6-3);
 - в пластичном состоянии - 0,025-0,1 (2,5-1).
4. Суглинки:
 - в твердом состоянии - 0,4-0,25 (4-2,5);
 - в пластичном состоянии - 0,025-0,1 (2,5-1).
5. Песок:
 - сухой - 0,3-0,2 (3-2);
 - влажный - 0,25-0,15 (2,5-1,5);
 - насыщенный водой - 0,25-0,08 (2,5-0,8);
 - крупнозернистый - 0,45-0,35 (4,5-3,5);
 - гравий и галька - 0,6-0,5 (6-5).

7. *Противофильтрационные экраны из полиэтилена*, как правило, применяют при строительстве штабеля с гидростатическим напором до 2 МПа. Их используют в следующих случаях: если в жидких и твердых отходах не содержатся загрязнения в растворенном, коллоидном или нерастворенном состоянии, способные входить в контакт с полиэтиленовой пленкой; если в основании сооружения залегают грунты, обеспечивающие равномерную деформацию, стойкие к агрессивному действию технологических растворов. Строительство экрана из полиэтилена, как правило, следует выполнять при положительной температуре воздуха. Подстилающим слоем должен быть слой грунта толщиной от 0,1 до 0,3 м. Сложной операцией при строительстве основания штабеля является укладка защитного слоя на полиэтиленовую пленку (возможны повреждения, разрывы и т.д.). Для предохранения пленки при нанесении защитного грунтового слоя рекомендуется:

- производить укладку поверх пленки предохранительного слоя из кровельных материалов (толь, рубероид, пергамин и т.д.);
- обеспечить отсутствие в насыпаемой руде крупных кусков с твердыми гранями;

– производить разравнивание породы или скреп-
ром, или легкими машинами на колесном ходу;
– осуществлять укатку грунта (глины) защитного
слоя только при мощности его насыпки не менее 0,6
м.

8. Новые гидроизоляционные материалы улучшен-
ного качества – полимерные пленки из ПЭНП, ПВХ
и бутилкаучука, полимербитумные утолщенные
(армобитэп, эластобит) – позволяют выполнить по-
крытие в два слоя, а утолщенные из ПЭ и ПВХ со
сваркой стыков – даже в один слой. Во многих случа-
ях используется асфальт. Асфальтовая штукатурная
гидроизоляция, выполняемая горячим способом,
представляет собой водонепроницаемое, пластичное
и высокопрочное покрытие толщиной 25 мм, состоя-
щее из нескольких слоев асфальтового раствора. Эта
гидроизоляция отличается высокой прочностью при
статических и динамических нагрузках, а также хи-
мической стойкостью. Важным преимуществом та-
кой гидроизоляции является возможность ее пласти-
фикации полимерными добавками и армирование
стеклосетками, благодаря чему ею можно защищать
железобетонные конструкции. Конструкции противо-
фильтрационных экранов представлены на рис. 1.
Обычно используют следующие типы оснований
(рис. 2):

- однослойные, с применением только одного
низкопроницаемого экрана – геомембраны на глини-
сто-песчаном фундаменте;
- двухслойные, имеющие два низкопроницаемых
экрана – это геомембрана, лежащая поверх глинисто-
го экрана, или два экрана из геомембраны, разделен-
ные проводящей дренажной системой;
- трехслойные, состоящие из 3-х низкопроницае-
мых экранов, в этом случае две геомембраны разде-
лены проводящей дренажной системой.

Какую именно конструкцию противофильтраци-
онного экрана и тип основания использовать – зави-
сит от следующих факторов:

- физической нагрузки, оказываемой на основание
во время отсыпки руды в штабель;
- природных факторов (сезонные изменения кли-
мата, воздействие ультрафиолетовых лучей);
- типа используемой площадки.

При повторно используемой площадке необходи-
мо сооружать трёхслойное основание, так как данный
тип конструкции основания будет оставаться таким
же во весь период эксплуатации штабеля, а это, соот-
ветственно, постоянное увеличение давления на ос-
нование и длительное воздействие цианистых раство-
ров.

Раньше в основном применялись однослойные
основания, материалом которых служили почвы и
глины, смешанные с бентонитом, цементом, но они
не обеспечивали необходимой непроницаемости и
долговечности основания. В связи с этим появилась
острая необходимость в совершенствовании кон-
струкций оснований и замене ранее используемых ма-

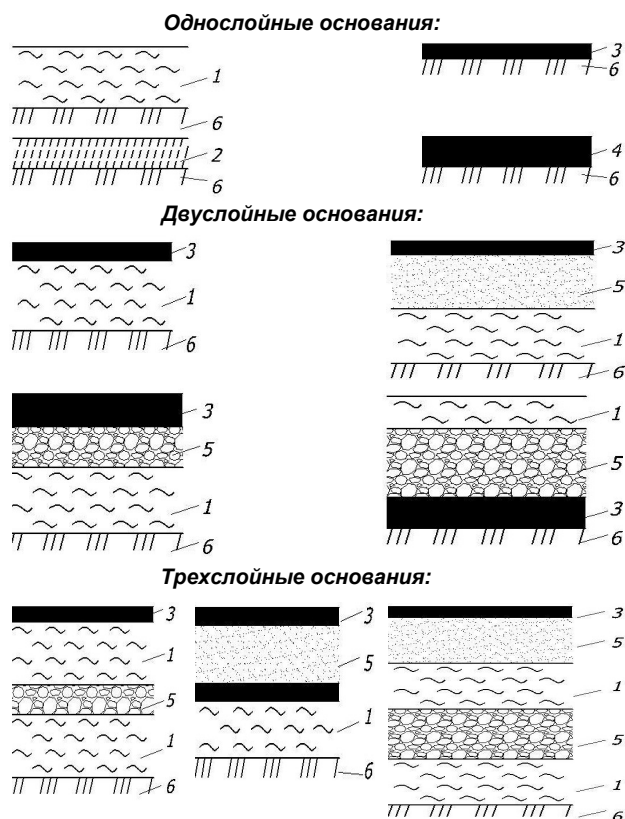


Рис. 2. Типы оснований площадок выщелачивания: 1 – глина; 2 – бетон; 3 – геомембрана; 4 – асфальт; 5 – дренаж; 6 – грунтовое основание

териалов на новые прочные, непроницаемые и долго-
вечные гидроизоляционные материалы улучшенного
качества из гипалона, поливинилхлорида, полиэтиле-
на, бутил каучука, полимерной пленки из ПЭНП
(полиэтилен низкой и высокой прочности), ПВХ, по-
лимербитумные утолщенные – армобитэп, эластобит.
А также замене однослойных оснований на двухслой-
ные и даже на трёхслойные.

Ранее используемый материал из асфальта и гидро-
асфальтабетона являлся надёжным экраном особенно
на повторно используемых площадках, но затраты на
его сооружение были велики по сравнению с затрата-
ми на сооружение оснований из новых гидроизоляци-
онных материалов улучшенного качества. Как показы-
вает сравнительный анализ на различных полигонах
кучного выщелачивания, применение новых материа-
лов и использование двух- и трёхслойных оснований
практически полностью исключает утечки растворов,
насыщенных полезным компонентом.

Таким образом, из вышесказанного можно сде-
лать следующий вывод: для того, чтобы повысить
эффективность кучного выщелачивания, необходи-
мо уделять повышенное внимание к сооружению
оснований с применением новых гидроизоляцион-
ных материалов повышенного качества, а также не-
укоснительно выполнять все необходимые требова-
ния, предъявляемые к сооружению конструкций
оснований.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ШАХТНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА ИЗ ЗАМАГАЗИНИРОВАННОЙ РУДЫ

Салимов Р.С., ст. преподаватель кафедры «Техника и технология добычи и переработки руд редких и радиоактивных металлов» НГГИ; **Жиянов А.Б.**, магистр академических наук; **Махмудова Г.А.**, ассистент кафедры «Техника и технология добычи и переработки руд редких и радиоактивных металлов» НГГИ

Несмотря на высокую надёжность конструкции гидроизоляции дна подземных камер (рис. 1), потери раствора всё же достигают 15-40% за счёт растекания его по бортам и по трещинам, минуя гидроизоляционный слой. После дополнительных исследований было решено отказаться от оформления дорогостоящего гидроизоляционного слоя: весь закачиваемый в блок раствор перепускался на нижний горизонт и откачивался из депрессионной воронки на уровне трещинных вод.

Улавливание таким способом продуктивного раствора, несмотря на высокое разубоживание его шахтными водами (до 40%), явилось более эффективным решением [1-3].

Для улавливания растворов на уровне трещинных вод бурились в крест простирания рудных тел специальные дренажные скважины на глубину порядка 10-11 м от почвы выработки, с учётом угла растекания раствора (для трещиноватых пород он составляет 75°). Уровень трещинных вод находился под почвой выработок на глубине 2,8-4 м в зависимости от размеров камер в плане (рис. 2). В каждой

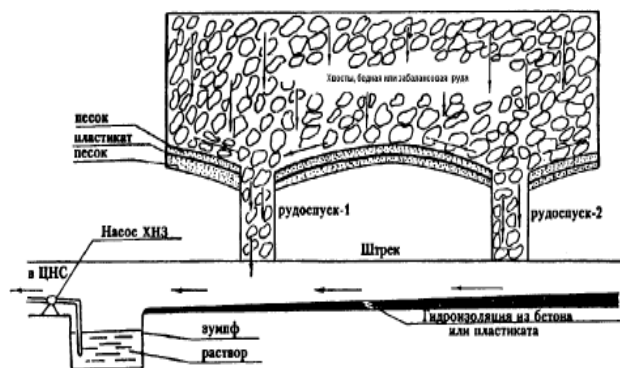


Рис. 1. Схема улавливания продуктивного раствора при выщелачивании хвостов, бедной или забалансовой руды в днище подземных камер

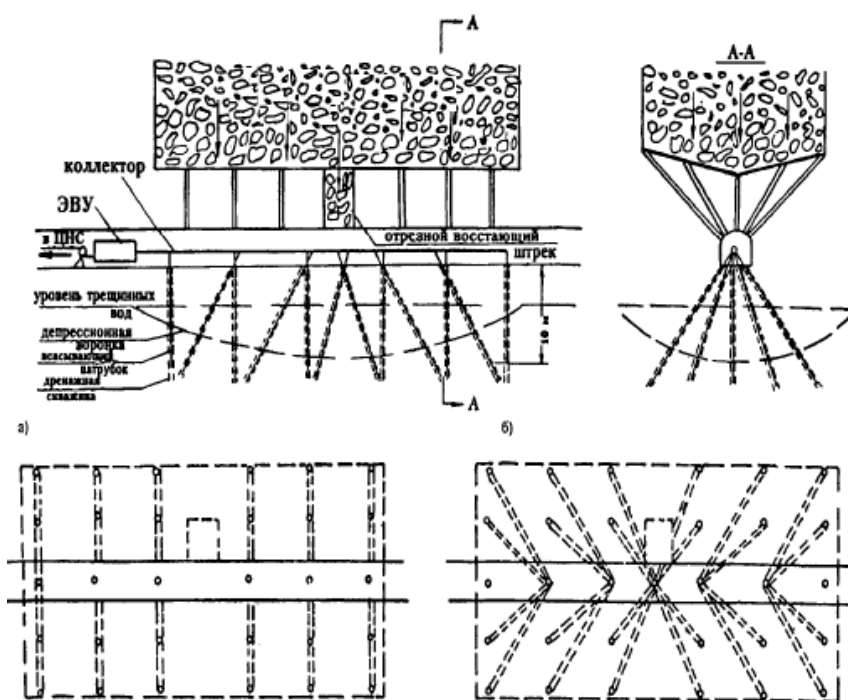


Рис. 2. Схема с двумя вариантами улавливания продуктивных растворов на уровне трещинных вод: а – с линейным расположением дренажных скважин; б – с площадным расположением кустов дренажных скважин

дренажной скважине оборудовался всасывающий патрубок (на 1-2 м выше уровня забоя скважин), которые монтировались в сеть для мощных электровакуумных установок подъёма раствора производительностью не менее 6-8 м³/ч. Под каждым блоком монтировалось 4-5 электровакуумных насосов типа ХНЗ. Из центрального растворосборника ёмкостью 160 м³ растворы насосами типа 8МСК откачивались по трубам из нержавеющей стали диаметром 133 мм на поверхность в химцех рудника для дальнейшей переработки [1].

Второй вариант снижения потерь продуктивного раствора заключается в создании в днище блока пневмобарьера за счёт подачи сжатого воздуха (импульсы высокого давления) в скважины, пробуренные перпендикулярно направлению преобладающих трещин из дренажного штрека до границ предполагаемого ореола растекания раствора (рис. 3).

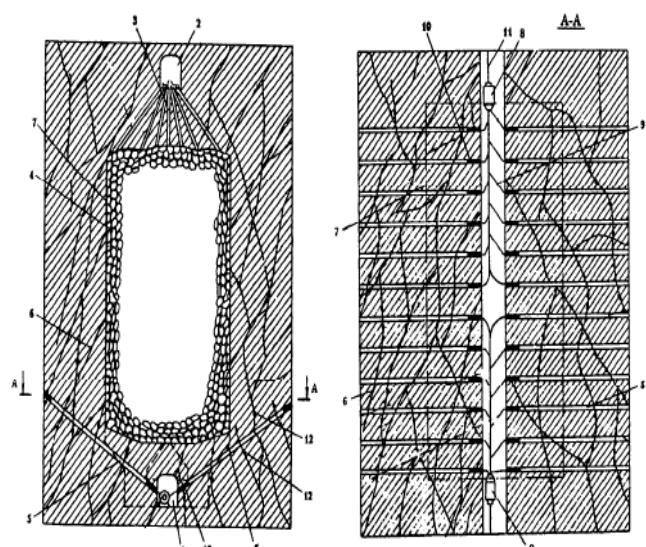


Рис. 3. Схема шахтного выщелачивания с использованием пневмобарьера: 1 – дренажный штрек; 2 – вентиляционный штрек; 3 – скважины подачи раствора; 4 – орошаемая замагазинированная руда; 5 – скважины пневмобарьера; 6 – трещины; 7 – контуры блока выщелачивания; 8 – пневмоимпульсные установки; 9 – пневмопривод; 10 – герметичный штуцер; 11 – общешахтная сеть сжатого воздуха

Величина избыточного давления поддерживается пневмоимпульсными установками автоматическим в заданном режиме.

Третий вариант – снижение закупорки (кольматации) межпорового пространства и разрушение глинистых плёнок достигается за счёт циклического воздействия на магазин руды импульсами сжатого воздуха высокого давления с помощью пневмоимпульсных устройств (рис. 4), причём непрерывную подачу реагента в камеру не прекращают.

Раскольматация трещин и поровых пустот происходит как за счёт энергии импульсов сжатого воздуха, так и за счёт движения реагента под давлением. Для большего эффекта сжатый воздух подаётся циклично – 1-2 цикла в сутки. Цикл заключается в последовательной подаче сжатого воздуха от скважины к скважине, например, слева направо по отношению к камере, а затем – справа налево.

Четвёртый вариант – реверсирование потока рабочего раствора под большим давлением: подача рабочего раствора осуществляется попеременно в чётные и нечётные номера вееров скважин, дренаж продуктивного раствора также производится попеременно из нечётных и чётных номеров вееров скважин.

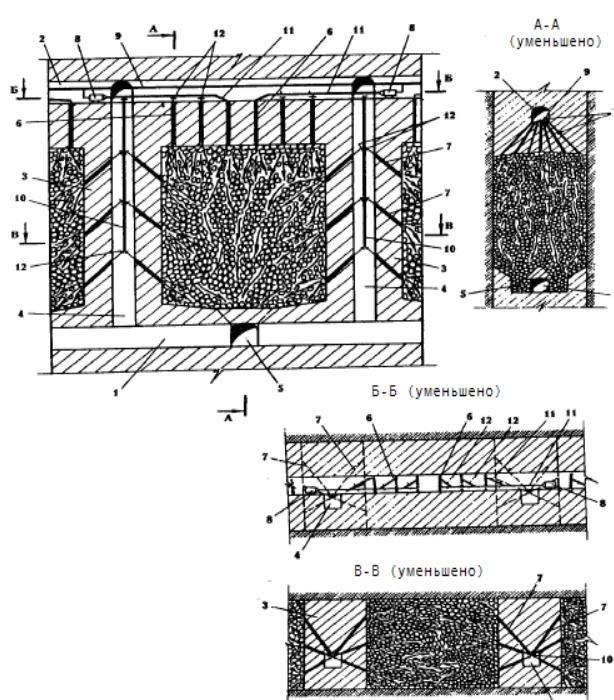


Рис. 4. Технологическая схема ШВ с циклическим воздействием на массив сжатого воздуха высокого давления: 1 – сборный штрек; 2 – штрек подачи растворов; 3 – межблоковые целики; 4 – восстающие; 5 – выпускной орт; 6 – скважины-оросители; 7 – веера скважин из восстающих; 8 – пневмоимпульсные устройства; 9 – общешахтная магистраль сжатого воздуха; 10, 11 – пневмопроводы; 12 – задвижки-шиберы

Цикл заканчивается тогда, когда в продуктивном растворе падает содержание урана ниже минимально-допустимого уровня.

В заключение циклов осуществляется режим «встречной фильтрации», когда рабочий раствор подаётся попеременно через скважину во все веера и дренаж производится также через скважину. Подача рабочего раствора во всех случаях происходит импульсами по 3-5 минут под давлением в 3,5-5,0 МПа. После стабилизации давления в камере до 2,5-3,0 МПа делается перерыв на 1 h, при этой разгрузке в массиве создаются дополнительные трещины растяжения.

Подача раствора производится с помощью насоса НГР-250/50, оборудованного реле давления и реле времени через бесшовные кислотостойкие трубы, выдерживающие давление 4-6 МПа.

Другие варианты повышения эффективности – камуфлетное взрывание зарядов ВВ в камере, электромагнитная обработка массива требуют больших затрат при низкой отдаче [3].

Список литературы:

1. Арнс В.Ж.. Физико-химическая геотехнология. - М.: изд. МГГУ, 2001, 656 с.
2. Подземное выщелачивание полиэлементных руд. Под ред. Н.П.Лаверова. - М.: изд. АГН, 1998, 446 с.
3. Водоплазов Л.И., Дробащенко В.П., Лобанов Д.П., Малухин Н.Г. Геотехнология. Кучное выщелачивание бедного минерального сырья. - М.: изд. МГГА, 1999, 300 с.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ВИБРАЦИИ УЧАСТКА БОРТА КАРЬЕРА ПРИ ПОГРУЗКЕ ГОРНОЙ МАССЫ ЭКСКАВАТОРОМ

Снитка Н.П., главный 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

Интенсификация добычи полезных ископаемых сопровождается внедрением высокопроизводительного технологического оборудования, в частности карьерных экскаваторов увеличенных размеров и масс.

Эксплуатация карьерных экскаваторов связана с периодическими остановками и возобновлением движений формирующих инерционные силы, вызывающие повышенные колебания, передающиеся горному массиву и его обнаженным поверхностям. Переходные режимы при пуске, остановке и изменении направления движения сопровождаются переменными динамическими нагрузками, приводящими к измене-

нию амплитудно-частотных характеристик вибрации, и в период их совпадения с собственными частотами колебания горного массива приводят к возникновению в нем резонансных колебаний [1-4].

Динамическое воздействие в общем случае может рассматриваться как вибрация, распространяющаяся вглубь массива и по его обнаженным поверхностям, оказывая при этом негативное влияние на прочностные свойства слагающих пород и в ряде случаев приводящее к нарушению устойчивости массива (рис. 1-5, табл. 1, 2). В качестве примера развития деформационных процессов при работе экскаватора можно привести ситуацию, возникшую в карьере Мурунтау, где с помощью маркшейдерских измерений зафиксировано смещение реперов, установленных на предохранительных бермах.

Анализ результатов инструментальных наблюдений показал, что работа экскаватора по отгрузке горной массы вдоль нижней границы деформации на горизонте +165 м оказывает различное влияние на характер смещения реперов. Репера, заложенные вдоль верхней границы участка деформирования горизонта +286 м, практически не двигались. Смещение реперов, заложенных на берме горизонта +225 м, при неработающем экскаваторе происходило со скоростью 0,05-0,1 мм/сут. При работающем экскаваторе смещение реперов увеличивалось в 3-4 раза и достигало значений 0,2-0,5 мм/сут. Наибольшее влияние работа экскаватора оказала на скорость смещения реперов, заложенных на предохранительной берме



Рис. 1. Место проведения экспериментальных исследований

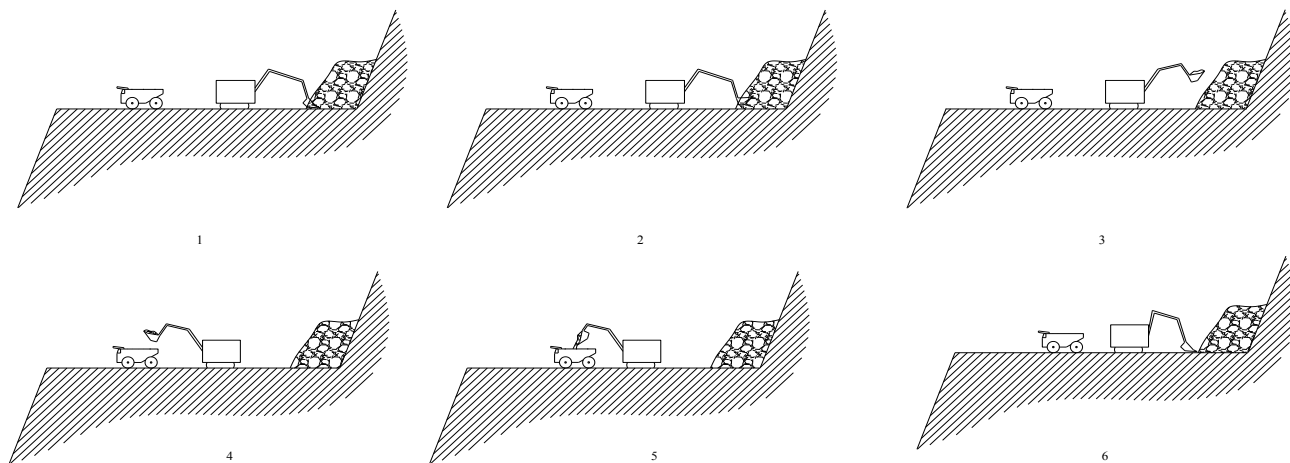


Рис. 2. Цикл работы экскаватора

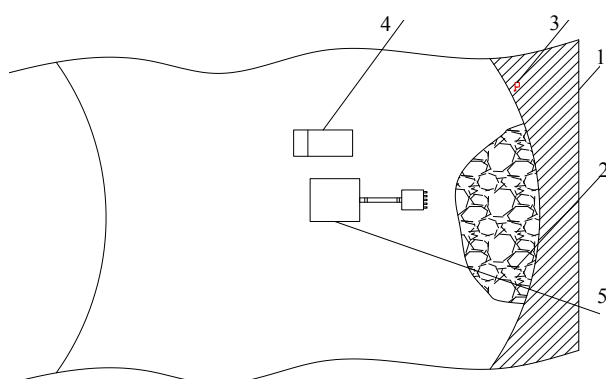


Рис. 3. Схема расположения экскаватора, карьерного автосамосвала и размещения измерительной аппаратуры: 1- уступ карьера; 2- горная масса; 3- виброметр; 4- автосамосвал; 5- экскаватор

горизонта +195 м. Скорость смещения реперов при работе экскаватора достигала значений 5-8 мм/сут. При прекращении работы экскаватора она резко падала до значений 0,05-0,15 мм/сут, то есть уменьшалась в 8-10 раз [3].

Учитывая вышеизложенное для оценки степени влияния динамических процессов при работе экскаватора на горный массив, было проведено исследование уровней вибрации, возникающей на уступе горизонта +138 м восточного борта карьера Мурунтау. Вибрация создавалась перемещающимися массами частей экскаватора RH-200, установленного на площадке бермы горизонта +135 м восточного борта карьера Мурунтау.

Характеристики экскаватора RH-200, влияющие на параметры его вибрации, приведены в таблице 1.

Место проведения экспериментальных исследований приведено на рис. 1.

Цикл работы экскаватора проиллюстрирован на рис. 2 и состоит из: 1) внедрения ковша в разрушенный горный массив; 2) заполнения его горной массой; 3) поднятие ковша выше кузова автосамосвала; 4) разворот к кузову автосамосвала; 5) разгрузка горной массы в кузов; 6) разворот ковша в сторону забоя и его опускание.

Горная масса грузилась в карьерный автосамосвал Белаз-75131 грузоподъемностью 130 т.

Схема расположения экскаватора, карьерного автосамосвала и размещения измерительной аппаратуры приведена на рис. 3.

Измерение параметров вибрации, возникающей на поверхности горного массива при работе экскаватора, производилось с помощью прибора виброметра анализатора-спектра Ассистент V3-RT с датчиками вибрации AP-38. Технические характеристики виброметра Ассистент V3-RT и датчика вибрации AP-38 приведены в табл. 2.

Размещения измерительного оборудования произведено на небольшой горизонтальной площадке, на откосе борта карьера горизонта +138 м, в 35 м от работающего экскаватора. На этой площадке устанавли-

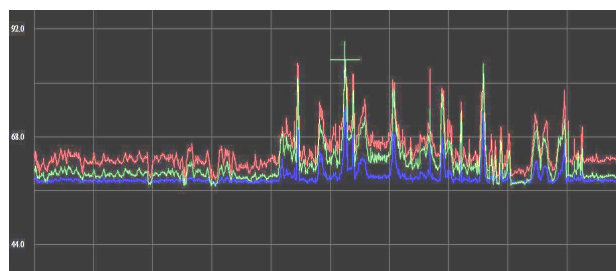


Рис. 4. Уровень виброускорения на частоте 1000 Hz при работе экскаватора в режиме погрузки горной массы в кузов автосамосвала

ливался защитный домик, в котором размещался виброметр, предохраняющий его от воздействия внешних факторов (пыли, камнепада, атмосферного воздействия и т.п.). В 10 см от защитного домика в горизонтальный горный массив вертикально внедрялся

Таблица 1

Характеристики экскаватора RH-200

Длина стрелы, mm	10500
Длина рукояти, mm	5500
Высота копания, mm	17000
Глубина копания, mm	9200
Эксплуатационная масса, kg	522000
Максимальный объем ковша, m ³	26
Двигатель	SAEJ 1995
Эксплуатационная мощность двигателя	1880 kWt

Таблица 2

Технические характеристики виброметра Ассистент V3-RT и датчика вибрации AP-38

Виброметр анализатор спектра Ассистент V3-RT	
Частотный диапазон измерений Hz	0,8 ÷ 1250
Предельное отклонение от частотной характеристики анализатора спектра	±0,3 дБ
Предельное отклонение частотной характеристики анализатора спектра виброускорения, Hz	0,5 ÷ 1000
Дополнительная погрешность измерения уровня виброускорения в диапазоне допустимых условий эксплуатации (-10 °C до +50 °C)	± 0,5 дБ
Время непрерывной работы виброметра от аккумулятора 6 V:12 A,h	Не менее 48
Номинальное энергопотребление прибора, mAh	200
Масса блока измерителя-анализатора Ассистент V3-RT без аккумулятора, kg	Не более 0,8
Габаритные размеры блока измерителя-анализатора Ассистент V3-RT, mm	190*37*117
Датчик вибрации (вибропреобразователь) AP-38	
Тип пьезоэлектрического датчика	3-х комп.
Число каналов измерения вибрации	3
Осевая чувствительность, PC /g	10
Погрешность, %	±3
Масса, g	38

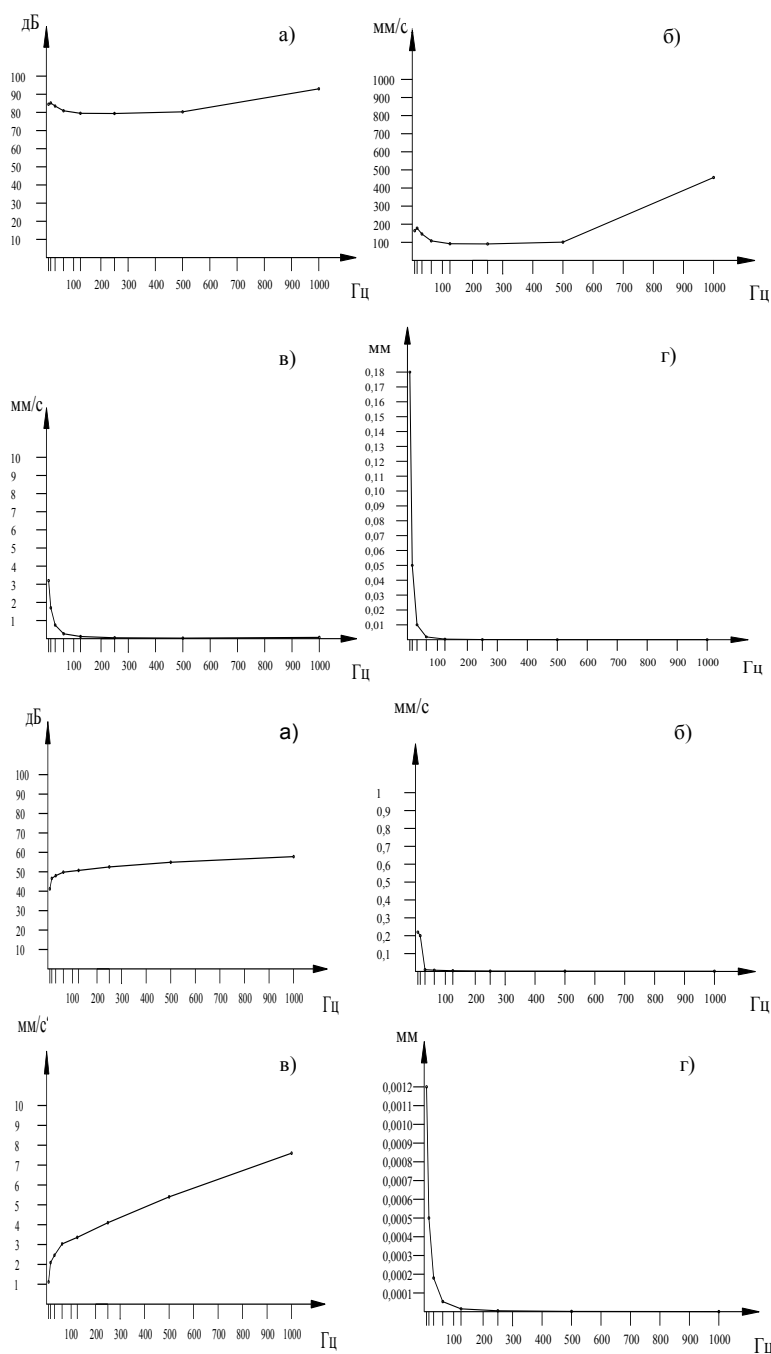


Рис. 5. Измеренные параметры колебаний горного массива: сверху - собственные фоновые; внизу - при работе экскаватора; а), б) - виброускорение; в) - виброскорость; г) - виброперемещение

металлический штырь длиной 150 mm, диаметром 20 mm, с одного конца заостренный, а с другого - имеющий ровную металлическую площадку диаметром 20 mm, на которой с помощью магнита крепился датчик вибрации. Провод между прибором и датчиком прижимался к горному массиву кусками породы. Оси координат датчика ориентировались следующим образом: ось X – вглубь массива, ось Y – параллельно поверхности уступа в месте установки, ось Z – вертикально вверх. Прибор работал в режиме непрерывной записи в течение 20 h. Запись производилась на flash-карту объемом 4 gb. Участки диаграммы до начала цикла и после его завершения характеризуют уровень собственной (фоновой) вибрации горного массива.

Уровень виброускорения на частоте 1000 Hz при работе экскаватора в режиме погрузки горной массы в кузов автосамосвала представлен на диаграмме (рис. 4). Обработанные статистическими методами измеренные параметры собственных (фоновых) колебаний горного массива и максимальные параметры колебаний горного массива при работе экскаватора приведены на рис. 5.

Выводы.

1. Вибрация горного массива, возникающая при работе экскаватора, носит циклический характер повторяющийся цикл его работы.

2. Максимальные значения уровней вибрации горного массива возникают при выгрузке горной массы в кузов автосамосвала из ковша экскаватора.

3. При отработке прибортовых запасов карьера и расположении подземных горных выработок вблизи его борта, в районе которого ведутся погрузочные работы, необходимо учитывать фактор циклической вибрации, возникающей при работе горных машин, и по возможности ограничить интенсивность ведения горных работ в этом районе.

Список литературы:

1. Трубецкой К.Н. «Технология применения и параметры карьерных погрузчиков», М, Недра, 1985г., 265с.
2. М.Ш. Щадов, Подэрни Р.Ю. «Справочник механика открытых горных работ. Эксплуатационно-транспортные машины циклического действия», М, Недра, 1989г., 408 с.
3. Жиянов Ю.А., Кольцов В.Н., Кудинов А.А. «Расчетный способ установления положения поверхности сдвижения на участках деформирования откосов уступов», Горный вестник Узбекистана №3, 2005г., С74-79.
4. «Анализатор шума и вибрации ассистент. Руководство по эксплуатации. БВЕК.438150-005РЭ», М, 2010г., 106с.

МОДЕЛИРОВАНИЕ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ ПРИ ПРИМЕНЕНИИ ЭКСКАВАТОРНО-АВТОМОБИЛЬНОГО КОМПЛЕКСА ОБОРУДОВАНИЯ НА ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ

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

В современных условиях отработки месторождений полезных ископаемых открытым способом глубина многих карьеров, в которых применяется экскаваторно-автомобильный комплекс оборудования, нередко превышает 400 м. Это не предел, так как уже существуют проекты разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом до глубины 1000 и более м.

При ведении горных работ в карьерах с такими глубинами количество факторов, которые оказывают влияние на технико-экономические показатели работы экскаваторно-автомобильного комплекса оборудования, существенно возрастают, причем наиболее значительным из них является рост текущих объемов вскрышных работ, необходимый для поддержания постоянного объема добычи полезного ископаемого (табл. 1, 2, рис. 1-8).

На многих карьерах из-за необоснованного сокращения текущих объемов вскрышных работ угол на-

клона рабочего борта карьера существенно увеличился, что привело к сокращению ширины площадок на рабочих горизонтах и недостатку готовых к выемке запасов горной массы на уступах карьера.

Очевидно, что ухудшение условий работы экскаваторно-автомобильного комплекса оборудования не могло не отразиться на его производительности, однако применяемые на сегодняшний день в практике планирования открытых горных работ и проектирования карьеров нормативы и методики в полной мере этого не учитывают, что приводит к ошибкам на стадии текущего планирования.

Следует отметить, что выполненные ранее исследования в данной области базировались в основном на оптимизации рабочей зоны, а не на том, как наиболее эффективно работать в уже сложившихся условиях. Кроме этого, существующие параметры и показатели работы карьера не позволяют в достаточной степени оценивать конструкцию рабочего борта карьера

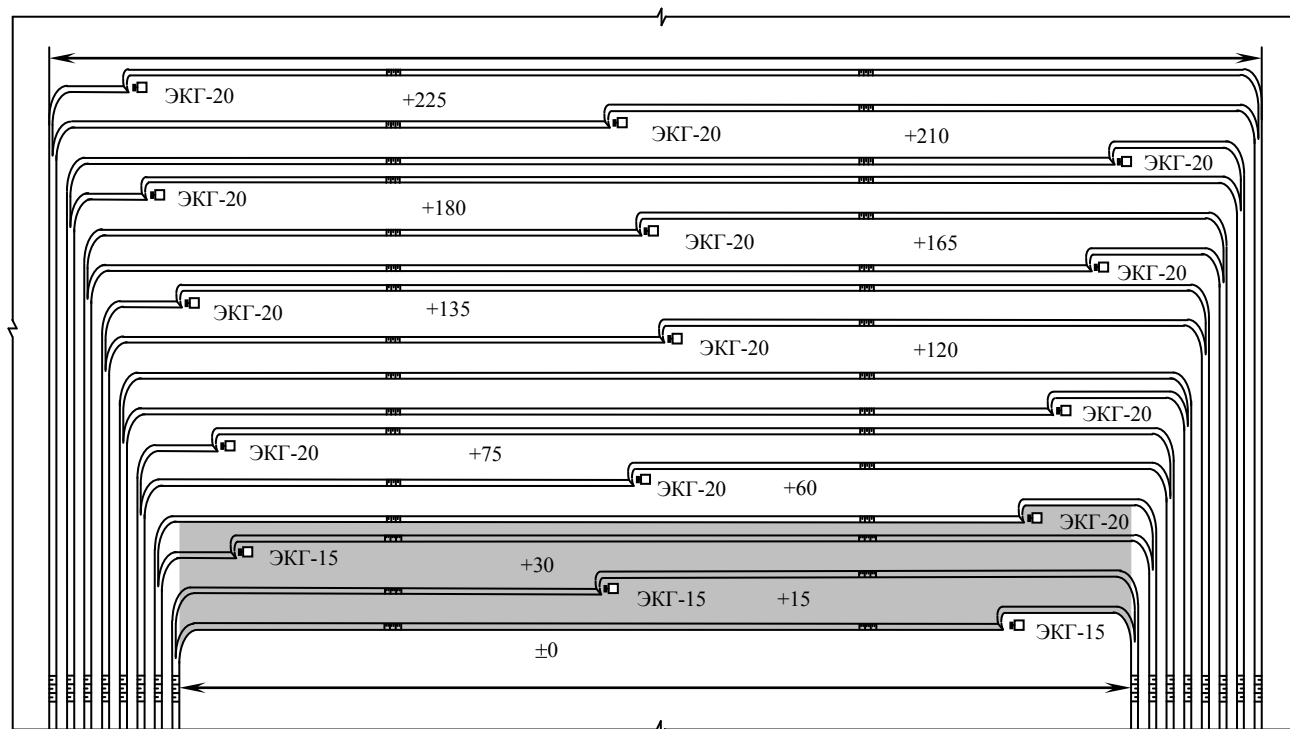


Рис. 1. Моделируемый участок рабочего борта карьера (базовый вариант)

Таблица 1

Варианты конструкции борта карьера

Конструкция борта карьера*	Варианты конструкции борта карьера при ширине площадок			
	50 m		40 m	
	20 m	0 m	20 m	0 m
3	3.20.50	3.0.50	3.20.40	3.0.40
2	2.20.50	2.0.50	2.20.40	2.0.40
23	23.20.50	23.0.50	23.20.40	--

*) Цифра в колонке указывает последовательность и очередность горизонтов, на которых размер площадки уменьшен до 20 m или до 0

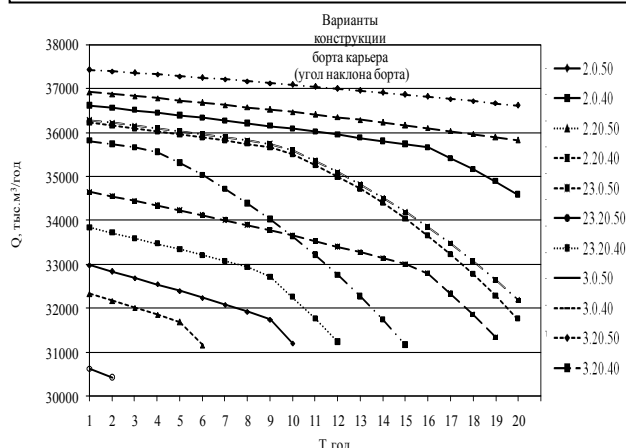


Рис. 2. Изменение производительности экскаваторно-автомобильного комплекса оборудования (Q) в процессе развития горных работ при различных конструкциях и углах наклона рабочего борта

(чередование и ширина берм различного назначения), роль которой в этом случае, несомненно, должна возрастать.

Исходя из этого, обоснование конструкции рабочего борта глубоких карьеров в условиях недостатка готовых к выемке запасов горной массы, обеспечивающей повышение эффективности применения экскаваторно-автомобильного комплекса оборудования, является актуальной научной задачей.

Для моделирования развития горных работ создана математическая модель участка рабочего борта карьера. Модель описывает участок рабочего борта карьера, состоящий из 3 добычных и 13 вскрышных уступов (рис. 1). Высота уступов всех горизонтов 15 m. Длина горизонтов (снизу вверх) изменяется в пределах от 2400 до 3000 m. Суммарная длина уступов моделируемого участка борта составляет 40,2 km. Из них на долю добычных приходится 7,2 km.

Отработка участка ведется с использованием экскаваторно-автомобильного комплекса оборудования. В добычной зоне выемка полезного ископаемого осуществляется тремя экскаваторами ЭКГ-15. Работы во вскрышной зоне выполняют 12 экскаваторов ЭКГ-20. Расчетная производительность экскаваторов ЭКГ-15 и ЭКГ-20, соответственно, 2160 и 2700 тыс. м³.

Плановый годовой объем добычи полезного ископаемого 6480 тыс. м³ при среднем коэффициенте вскрыши $K_{ср}=5$, что соответствует извлечению 32400 тыс. м³ вскрышных пород. Требования к качественному составу полезного ископаемого отсутствуют. Осуществляется валовая выемка полезного ископаемого. Но предложенная модель позволяет учитывать требования по формированию грузопотоков с заданными характеристиками.

Формирование различных конструкций рабочего борта карьера осуществляется на основе комбинирования его элементов. Для моделирования развития горных работ на рассматриваемом участке выделены 4 типа площадок. Площадки на горизонтах шириной 50, 40, 20 и 0 m.

Первые два типа площадок соответствуют различной ширине рабочих площадок. Площадка шириной 20 m рассматривается как минимальная транспортная или предохранительная берма. Нулевое значение площадки говорит о том, что на данном горизонте уступы сдвоены. На основе различного количества и комбинаций 4-х типов площадок сформированы несколько вариантов конструкции борта карьера. Для удобства обработки данных введена классификация вариантов на основе обозначения и порядка элементов, формирующих эти варианты. В табл. 1 представлена

Таблица 2

Характеристика вариантов конструкции борта карьера

Вариант	Отстаивание вскрышных работ, тыс. м³	Подготовленные для выемки объемы горной массы			Средний размер площадки на уступе		Угол наклона борта, град
		п.и., тыс. м³	вскрыша, тыс. м³	всего, тыс. м³	добычным, m	вскрышным, m	
Базовый	0	54000	113784	167784	50,0	50,0	15,9
3.20.50	56700	39960	87324	127284	40,0	40,2	19,2
2.20.50	71064	32400	70368	102768	40,0	35,1	20,9
3.0.50	94500	30600	69684	100284	33,3	33,6	22,1
3.20.40	88440	29520	64704	94224	40,0	33,5	22,1
2.20.40	98868	25560	58350	83910	40,0	30,1	23,6
23.20.50	107370	24840	55914	80754	30,0	30,2	24,0
2.0.50	118440	18000	41424	59424	33,3	25,2	26,1
23.20.40	122220	19440	43764	63204	26,7	26,8	26,1
3.0.40	126240	20160	47064	67224	33,3	26,9	26,1
2.0.40	145392	10080	24456	34536	26,7	20,2	30,3
23.0.50	178950	5400	17334	22734	16,7	17,0	35,2
Конечный	183468	0	0	0	10,0	14,9	38,7

классификация рассматриваемых вариантов конструкции рабочего борта карьера.

Обозначение варианта соответствует принципу его формирования. Например, номер 3.20.50 получен пересечением вертикального столбца 20 поля таблицы 50 с горизонтальной строкой, соответствующей цифре 3 из колонки конструкции борта карьера. Он означает, что в данном варианте в начальном положении на каждом третьем уступе ширина площадки - 20 м, на остальных горизонтах ширина рабочей площадки принята равной 50 м.

В классификацию вариантов не попали конструкции нерабочего борта карьера и проектного рабочего борта карьера.

На нерабочем борту сдвоен каждый второй уступ. Величина площадок, оставшихся на остальных горизонтах, 30 м. В дальнейшем этот вариант будем именовать конечным.

В качестве проектного принят контур рабочего борта с 50 метровыми площадками на каждом горизонте карьера. Сокращенное название этого варианта – базовый.

Геометрические и количественные характеристики всех моделируемых вариантов конструкции борта карьера представлены в табл. 2.

Данные табл. 2 в колонке «Отставание вскрышных работ от базового варианта» характеризуют объем работ по горной массе, который необходимо выполнить для формирования из текущего контура, соответствующий базовому варианту.

Для всех рассматриваемых вариантов проведены расчеты в соответствии с описанным ранее сценарием развития горных работ: постепенное выбытие мощностей по полезному ископаемому, обеспечивающее минимальное отклонение от плановых показателей добычи.

Моделируемый период работы предприятия - 20 лет. Каждая итерация определяет годовые показатели работы предприятия и соответствующее им изменение формы и параметров рабочей зоны карьера.

В соответствии с рис. 2 срок службы карьера в некоторых из рассматриваемых вариантов не достиг 20 лет. Одним из критериев, по которому определялся срок службы карьера, является конструкция и параметры рабочего борта - добычные и вскрышные работы в карьере могут осуществляться до тех пор, пока угол рабочего борта меньше, чем угол нерабочего борта карьера.

Анализ проведенных расчетов позволил выявить существенное влияние на производительность комплексов оборудования количества запасов горной массы, расположенных под нерабочими площадками уступов (транспортируемые бермами и бермами безопасности).

При проведении расчетов предполагалось не вносить существенных изменений в конструкцию рабочего борта карьера. Например, если на каждом третьем уступе оставлена берма безопасности

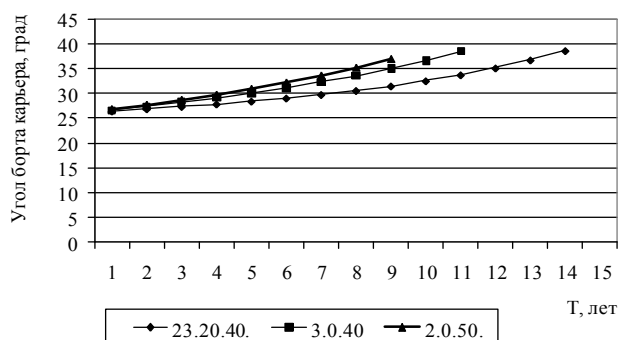


Рис. 3. Увеличение угла рабочего борта карьера при моделировании развития горных работ (варианты 23.20.40, 3.0.40 и 2.0.50)

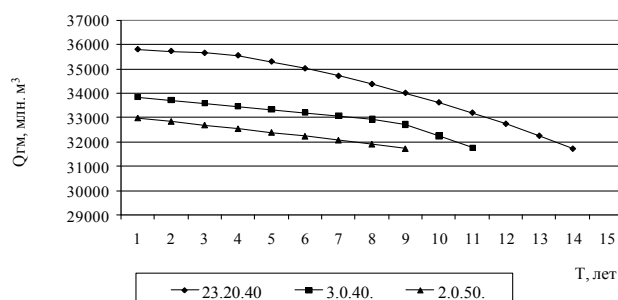


Рис. 4. Изменение производительности экскаваторно-автомобильного комплекса оборудования карьера (Q) в процессе развития горных работ при различных конструкциях и углах наклона рабочего борта (варианты 23.20.40, 3.0.40 и 2.0.50)

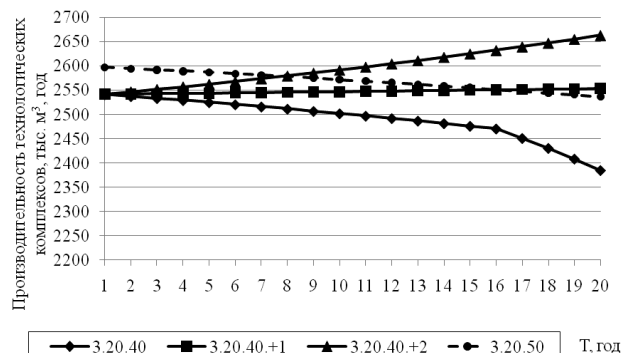


Рис. 5. Изменение производительности технологических комплексов (варианты 3.20.40, 3.20.40+1, 3.20.40+2 и 3.20.50)

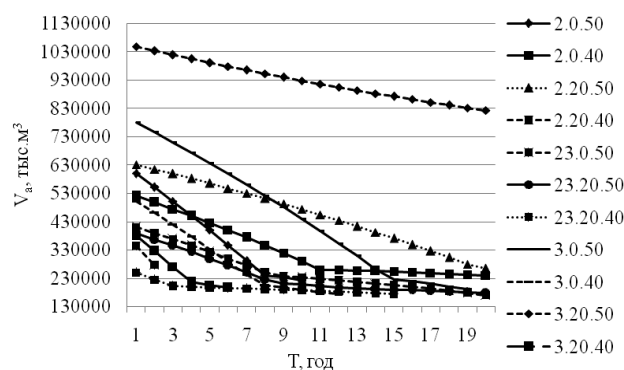


Рис. 6. График изменения объемов активных запасов (Vₐ) в процессе развития горных работ

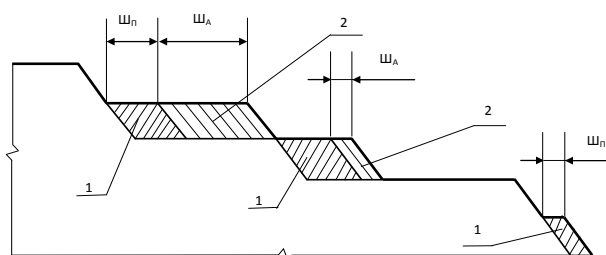


Рис. 7. Активные и пассивные запасы горной массы: 1, 2 – пассивные и активные запасы горной массы; $\text{Ш}_\text{А}$, $\text{Ш}_\text{П}$ – площади пассивных и активных запасов горной массы на горизонте

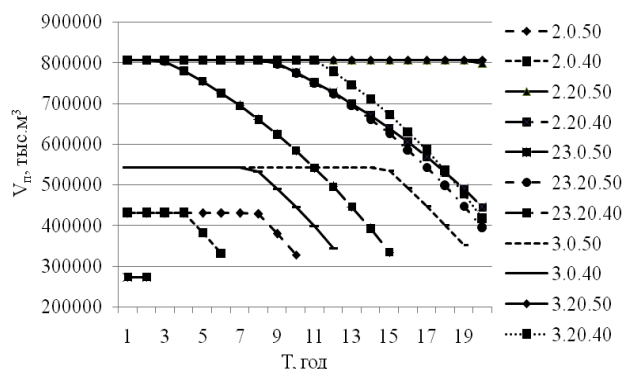


Рис. 8. График изменения объемов пассивных запасов ($V_\text{п}$) в процессе развития горных работ

(транспортная берма) шириной 20 м, увеличение угла рабочего борта происходит только за счет сокращения средней ширины рабочей площадки на остальных горизонтах, т.е., фактически, за счет сокращения объемов подготовленных запасов.

Процесс изменения конструкции борта начинался, когда объем подготовленных запасов достигал некоторой минимальной величины. В этом случае дальнейшее увеличение угла борта карьера происходило за счет сокращения числа нерабочих площадок (сдваивания уступов), то есть выбытия запасов, расположенных под бермами безопасности и транспортными бермами. Как показали расчеты, сокращение площадей нерабочих площадок существенно ускорило процесс снижения производительности выемочного оборудования. Это хорошо видно на рис. 2. На кривых, описывающих производительность предприятия, можно увидеть точку, после которой процесс падения производительности ускоряется. Эта точка соответствует моменту начала сокращения площадей нерабочих площадок уступов. Проведенные расчеты подтвердили, что угол рабочего борта карьера, хотя и оказывает существенное влияние на производительность предприятия в целом, не является единственным определяющим фактором. Например, начальный угол рабочего борта в варианте 23.20.50 – 24° , что на $1,9^\circ$ круче, чем в варианте 3.0.50 ($22,1^\circ$), а срок службы предприятия по этому варианту больше. На рис. 3 и 4 представлены графики, описывающие ряд показателей вариантов 23.20.40, 3.0.40 и 2.0.50. Во всех трех

вариантах начальная конструкция борта соответствует углу рабочего борта карьера в $26,1^\circ$. Срок службы карьера по вариантам соответственно 14, 11 и 8 лет. Существенная разница срока службы между вариантами вызвана различной конструкцией рабочего борта карьера. Варианту развития горных работ с наибольшей производительностью экскаваторно-автомобильного комплекса оборудования и сроком службы карьера соответствует наибольшее количество запасов, расположенных под площадями соответствующими нерабочим площадкам.

Сравнение вариантов показало, что вторым фактором, оказывающим влияние на производительность предприятия, является количество готовых к выемке запасов. Относительное падение производительности карьера на последний рассматриваемый год при разных сценариях развития работ составило 243 тыс. м^3 и 2330 тыс. м^3 соответственно для вариантов 3.20.50 и 3.20.40. Относительное увеличение угла рабочего борта карьера – $1,12^\circ$ и $6,47^\circ$. Отставание по вскрыше увеличилось на 5,7 % и 20,4 % соответственно.

Описанные выше расчеты охватывают варианты работы предприятия имеющимся парком оборудования. Во всех вариантах конструкция рабочего борта карьера соответствует худшим условиям разработки относительно проектных условий. Геометрически разницу в условиях описывают объемы пород, которые необходимо удалить, чтобы вернуться к проектной (оптимальной) конструкции борта. Имеющийся в распоряжении предприятия парк оборудования, с учетом падения его производительности, не может решить задачу разнеса борта до его проектной конструкции. Для выхода на проектную конструкцию рабочего борта необходимо или перераспределение объемов вскрышных и добычных работ (в сторону снижения добычных), или ввод дополнительных выемочных мощностей. В данном случае не рассматриваются варианты повышения производительности за счет совершенствования организации работ и схемы вскрытия. В соответствии с условиями работы предприятия ввод дополнительных мощностей стабилизирует показатели работы предприятия, замедляет процесс отставания от плановых показателей или позволяет предприятию постепенно вернуться к плановым показателям работы. Для вариантов 3.20.50 и 3.20.40 были проведены расчеты, имитирующие ввод дополнительных мощностей на вскрышных работах. Увеличение мощностей на вскрышных работах достигается за счет ввода дополнительного вскрышного оборудования: одного или двух экскаваторов ЭКГ-20. Обозначение варианта с вводом дополнительных мощностей имеет дополнительный индекс +1 или +2. Он указывает, какое количество вскрышных комплексов было добавлено к базовому варианту.

На расчетный период отставание по вскрышным работам составляет в вариантах 3.20.50. и 3.20.40, соответственно, 56,7 и 88,4 млн. м^3 .

В варианте 3.20.40+1 ввод одного экскаватора

позволяет стабилизировать показатели работы предприятия. Объем извлекаемых вскрышных пород превышает значение планового показателя (32400 тыс. м³) и на первый расчетный год составляет 33040 тыс. м³. Но величина превышения очень незначительна и ее влияние несущественно. К концу рассматриваемого периода (20 лет) изменение показателей работы предприятия не превышает 0,03%.

Вариант 3.20.50 относительно варианта 3.20.40 соответствует лучшим условиям ведения горных работ. Ввод еще одного вскрышного комплекса позволяет выйти уже на первом шаге расчета на годовой объем вскрышных работ - 33764 тыс. м³. Улучшение условий ведения работ за счет разноразмерности бортов позволяет на конец рассматриваемого периода повысить показатели работы выемочного оборудования на 1,9%. Отставание по вскрышным работам сокращается с 56,7 до 27,2 млн. м³. Возможность выхода на плановые показатели к концу рассматриваемого периода рассмотрена на примере варианта конструкции борта карьера 3.20.40. Разница по объему выполненных вскрышных работ между вариантами 3.20.40 и 3.20.40+1 составляет 66,1 млн. м³. Отставание в базовом варианте по вскрышным работам превышает 88,4 млн. м³. Показатели варианта 3.20.40+1 практически соответствуют плановым показателям работы предприятия. Соотношения указанных значений позволили сделать предположение, что выход на проектные показатели контура карьера возможен при дополнительном вводе двух вскрышных комплексов оборудования.

В рассмотренном варианте 3.20.40+2 не удалось за расчетный период полностью ликвидировать отставание по вскрышным работам и вернуться к оптимальной конструкции рабочего борта. Величина отставания сократилось до 14,6 млн. м³. Но при данных темпах развития работ она будет ликвидирована за 3-4 года. Разнос борта карьера в рассматриваемых вариантах улучшает показатели работы выемочных комплексов оборудования. Изменение производительности выемочных комплексов в сравнении с базовым вариантом представлено на рис. 5. В рассматриваемых вариантах не учитывалось падение производительности выемочного оборудования, вызванное его физическим и моральным износом.

Рассмотренные сценарии развития работ при различных вариантах параметров и конструкции рабочего борта карьера показывают достаточно широкие возможности созданной модели для оценки и прогноза возможных вариантов развития горных работ.

Моделирование развития работ при различных параметрах и форме рабочего борта карьера показало,

что при работе на бортах карьера с углом, близким к нерабочему углу рабочего борта, на производительность выемочного оборудования существенное влияние оказывает конструкция рабочего борта карьера [1, 2]. Об этом свидетельствует существенная разница срока эксплуатации карьера и производительности экскаваторно-автомобильного комплекса оборудования на начальной стадии моделирования между вариантами с одинаковым углом наклона рабочего борта.

Для выявления зависимости между производительностью экскаваторно-автомобильного комплекса оборудования и конструкцией рабочего борта карьера на основании результатов моделирования выполнен анализ динамики активных и пассивных запасов горной массы на уступах карьера.

Выбор данных категорий запасов не случаен, поскольку, с одной стороны, в них прослеживается связь с технологическим комплексом карьера, а с другой стороны, они через площадные характеристики однозначно определяются на плане горных работ. Схема расположения активных и пассивных запасов горной массы на уступах карьера представлена на рис. 6. Анализ изменения распределения активных и пассивных запасов выявил полную корреляцию динамики распределения пассивных запасов по уступам карьера и производительности экскаваторно-автомобильного комплекса оборудования. Причем наблюдается прямо пропорциональная зависимость между количеством активных и пассивных запасов и производительностью экскаваторно-автомобильного комплекса оборудования. Графики изменения объемов активных и пассивных запасов в карьере в процессе развития горных работ представлены на рис. 7 и 8. На кривых, описывающих изменение производительности комплекса оборудования, можно увидеть точку, после которой процесс падения производительности ускоряется. Эта точка соответствует моменту начала сокращения площадей пассивных запасов, что еще раз подчеркивает взаимосвязь производительности экскаваторно-автомобильного комплекса оборудования и распределения активных и пассивных запасов по уступам карьера.

Таким образом, анализ результатов моделирования позволяет сделать следующий вывод: в условиях недостатка готовых к выемке запасов горной массы для различных углов наклона рабочего борта карьера могут существовать различные конструкции рабочего борта, обеспечивающие максимальную производительность экскаваторно-автомобильного комплекса оборудования. Об этом свидетельствует пересечение кривых производительности вскрышного комплекса оборудования на графике рис. 2.

Список литературы:

1. Пастихин Д.В., Аникин К.В., Толипов Н.У. Рациональная конструкция рабочего борта глубоких карьеров при применении экскаваторно-автомобильного комплекса оборудования // Обоснование конструкции рабочего борта глубоких карьеров: Отдельные статьи Горного информационно-аналитического бюллетеня. – М.: МГГУ, 2011. – №2. – С. 3-10.
2. Пастихин Д.В., Толипов Н.У. Влияние конструкции рабочего борта карьера на производительность экскаваторно-автомобильного комплекса оборудования // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: МГГУ, 2010. – №1. – С. 185-192.

УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ СОРБЦИОННОГО ЦИАНИРОВАНИЯ ПРОДУКТА БИООКИСЛЕНИЯ НА ГМЗ-3

Санакулов К.С., генеральный директор НГМК, докт. техн. наук; **Эргашев У.А.**, главный технолог Северного рудоуправления НГМК, канд. техн. наук; **Ахатов Н.А.**, директор ГМЗ-3 НГМК

В мировой практике на предприятиях, работающих по технологии биоокисления-«Вилуна» и «Фостервилл» Австралия, «Ашанти» Гана, «Фейрвью» ЮАР, «Суздаль» Казахстан и др., в качестве сорбента при сорбционном цианировании продукта биоокисления применяется уголь.

В Навоийском ГМК проведены исследования по-

ведения ионообменных смол и угля в непрерывных циклах «насыщение-регенерация» в режиме сорбционного цианирования кека биоокисления (рис. 1-7, табл. 1-5). Схема проведения опытов приведена на рис. 1. На первом этапе проведения испытаний передвижение смолы по цепочке сорбции осуществляли периодически путем перемещения сетчатых патро-

нов, содержащих порции смолы, соответствующие загрузке 5% об. Перемещение патронов производилось по мере насыщения смолы в «головном» пачуке сорбции до емкости 4-7 mg/g. Далее насыщенную смолу выводили на регенерацию, проводимую в режиме работы завода ГМЗ-2. После проведения пяти циклов «сорбция-регенерация» на отработанной и свежей смоле были сняты изотермы сорбции методом «смола в растворе». Изотермы сорбции золота на смолу (свежую и после пяти циклов) приведены на рис. 2.

Из рис. 2 видно, что изотерма, полученная на смоле, прошедшей пять циклов «насыщение-регенерация» расположена ниже изотермы, снятой на свежей смоле. Это свидетельствует об ухудшении сорбционных свойств ионита, использованного в циклах сорбционного цианирования кека биоокисления.

На втором этапе исследований передвижку смолы по цепочке, состоящей из шести пачуков, производили путем перемещения порций смолы из патрона в патрон по 10-20 ml/d, контролируя емкость насыщенную смолы. По мере накопления насыщенную смолу 50-60 ml проводили ее регенерацию в режиме работы завода ГМЗ-2. Содержание смолы на втором этапе составляло 8% объема пульпы. Общее время сорбционного цианирования 36 h. После проведения пяти циклов на отработанной и свежей смоле были сняты изотермы сорбции методом «смола в растворе» (рис. 3).

Из рис. 3 видно, что снижение сорбционных свойств смолы становится особенно заметным при низких содержаниях золота в жидкой фазе, например, менее 0,3-0,5 у.е. (хвостовые пачуки сорбции кека биоокисления). Если провести экстраполяцию изотермы сорбции отрегенированной смолы в область более низких значений содержания золота в жидкой фазе (рис. 4), то становится видно, что уже при снижении содержания золота в растворе менее 1,0 у.е. соот-

Таблица 1

Содержание тиоцианатов и других примесей в жидких хвостах сорбции

Су- тки	Содержание примесей в жидкой фазе сбросных хвостов сорбции кека биоокисления, у.е.						
	Ag	Fe	Cu	Zn	Ni	Co	CNS ⁻ (роданид)
1	0,61	3,50	5,75	0,40	0,39	0,23	1 746
2	1,20	8,83	12,00	0,95	0,43	0,25	3 337
3	1,54	10,60	12,00	3,00	0,49	0,24	3 467
4	1,75	10,40	14,70	4,00	0,45	0,23	4 057
5	1,58	12,04	13,70	0,71	0,42	0,26	4 108
6	1,51	6,84	11,70	0,67	0,37	0,24	3 322
7	0,70	7,60	10,00	0,50	0,33	0,26	2 744
8	1,19	5,10	12,60	0,65	0,32	0,25	3 884
9	1,11	10,70	10,70	0,43	0,29	0,23	3 578
10	1,28	8,45	11,00	0,88	0,31	0,21	2 670
11	1,59	5,01	15,50	0,83	0,39	0,23	4 692
12	1,73	10,40	13,10	0,75	0,44	0,24	4 622
13	<0,1	3,18	0,46	0,10	0,11	0,20	2 362
14	1,44	12,30	10,80	1,17	0,34	0,24	4 108
15	1,51	6,35	9,60	0,87	0,32	0,22	3 351
16	1,52	14,60	17,00	0,75	0,50	0,31	6 194
17	1,67	5,50	12,80	0,44	0,45	0,29	5 687
18	1,14	16,00	13,10	0,29	0,43	0,30	5 957
19	1,84	7,03	11,10	0,71	0,46	0,26	7 253
20	1,03	6,58	10,10	0,20	0,31	0,20	4 930
21	1,67	13,80	18,40	0,72	0,44	0,31	6 842
22	1,34	6,90	15,10	0,44	0,50	0,36	7 215
23	1,39	7,75	15,00	0,68	0,54	0,34	7 510
24	0,55	11,40	5,80	0,24	0,29	0,20	2 619
25	1,43	10,50	13,80	0,65	0,64	0,35	8 184
26	1,66	23,00	15,40	0,58	0,65	0,41	8 761
27	0,98	19,00	14,30	0,52	0,63	0,35	5 918
28	1,03	5,53	8,90	0,48	0,42	0,25	4 955
29	1,20	5,43	10,30	0,43	0,41	0,26	5 982
30	0,79	12,60	10,80	0,19	0,42	0,28	5 283
31	1,29	8,05	10,50	0,64	0,52	0,27	3 530
32	1,36	13,10	9,75	0,59	0,42	0,23	3 030

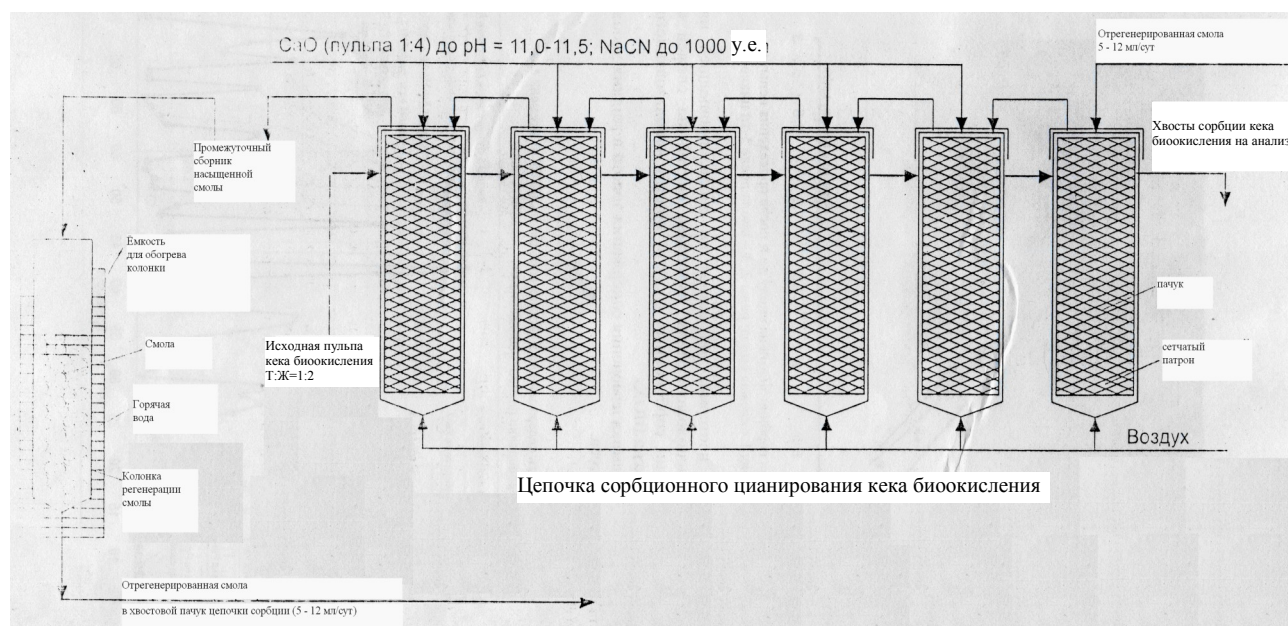


Рис. 1. Аппаратурная схема проведения циклов «насыщение - регенерация» смолы на ГМЗ-3

ветствующая равновесная ёмкость смолы стремится к нулю, то есть сорбционная способность ионита после 5-ти циклов при данных концентрациях снижается, чем и объясняется повышение содержания золота в жидких хвостах сорбции.

Одной из причин снижения рабочей ёмкости ионита (особенно при низких концентрациях золота в растворе) может являться высокое содержание тиоцианатов (роданидов) металлов в растворе при сорбции кекса биоокисления.

Динамика изменений содержания золота в жидких хвостах сорбции при проведении циклов «насыщение-регенерация» на II этапе показана на рис. 5. В данном рис. также прослеживается тенденция к неуклонному росту содержания золота в жидких хвостах сорбции до 1,0 у.е. и более, несмотря на то, что продолжительность сорбционного цианирования составляла 36 часов, загрузка смолы 8% г. При этом подача свежей или отрегенированной смолы в хвостовые пачуки цепочки сорбции лишь на некоторое время снижает концентрации Au в жидкой фазе хвостов, после чего вновь происходит её повышение.

Содержание тиоцианатов и других примесей в жидких хвостах сорбции (табл. 1) весьма велико, что может являться одной из причин отравления и снижения емкости смолы по Au. Тиоцианаты в щелочной среде являются активными десорбентами золота, что и вызывает смещение равновесия «сорбция-десорбция» в сторону десорбции и повышению содержания Au в жидких хвостах, а также снижению рабочей обменной емкости сорбента.

Проведены сравнительные испытания по сорбционному цианированию кекса биоокисления со

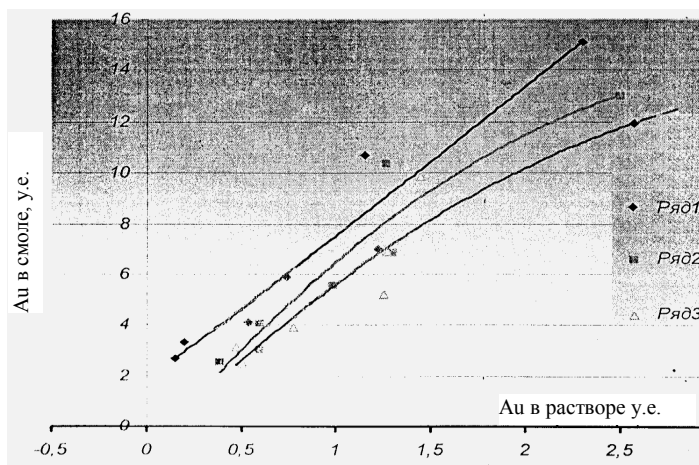


Рис. 2. Изотермы сорбции золота на смолу до и после проведения испытаний этапа I: ряд -1 свежая смола; ряды 2,3 – смола после 5 циклов

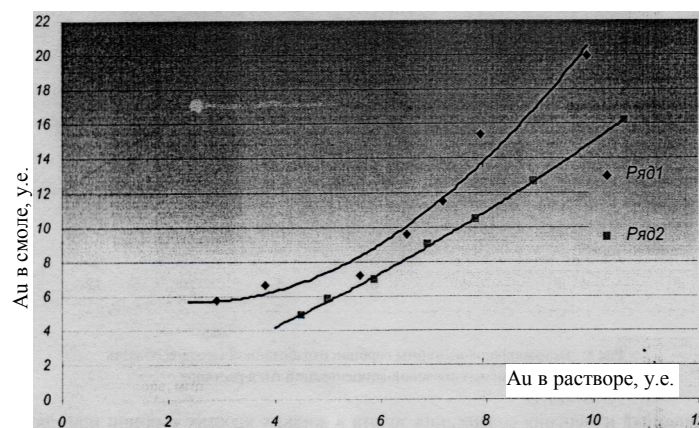


Рис. 3. Изотермы сорбции золота на смолу после проведения II этапа испытаний

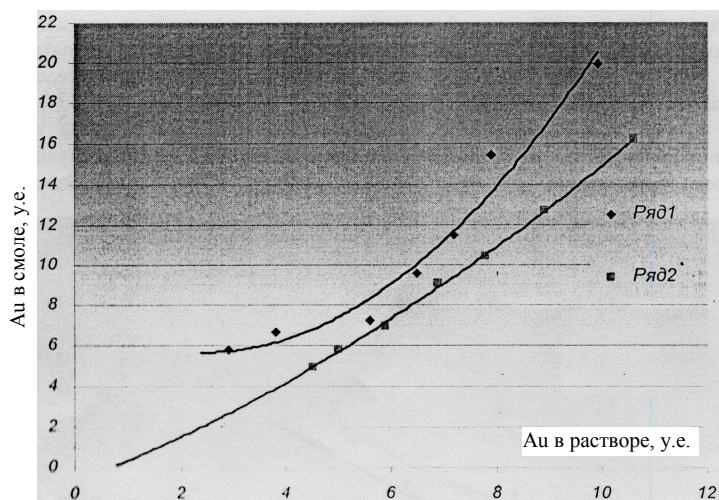


Рис. 4. Экстраполяция изотермы сорбции отработанной смолы в область более низких значений концентрации Au в растворе

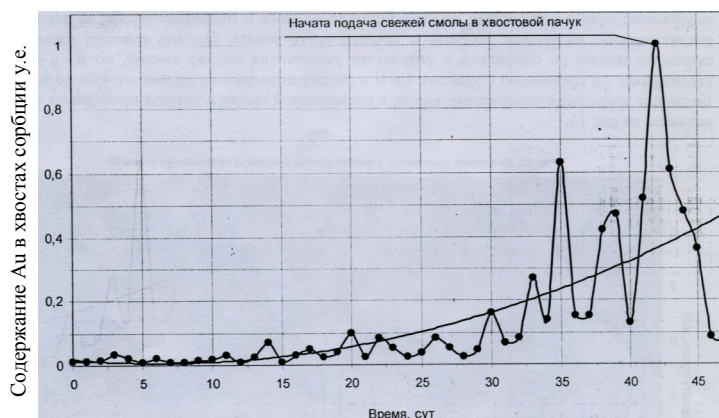


Рис. 5. Динамика изменения содержания Au в жидких хвостах сорбции в период II этапа

смолой и углем (табл. 2).

Условия сорбционного цианирования:

- C_{NaCN} - 1000 mg/l с коррекций каждые 2- h;
- загрузка сорбентов: смола – 5 %; уголь – 5 %;
- $T:Ж = 1:2$; $pH = 10,5 \div 11,5$;
- время сорбционного цианирования - 36 h.

Для снятия кинетики сорбции через 6, 12, 24, 30, 36 h отобрана проба на определение содержания Au в твердой и жидкой фазе.

Содержание Au в исходной пробе - 24,32 у.е.; S^{2-} - 3,07%;

Из данных табл. 2 видно, что сорбция на уголь имеет определенные преимущества по содержанию золота в жидких хвостах сорбции, а также наблюдается относительно более высокое извлечение. Следует отметить, что содержание золота в хвостах сорбции определено в отмытых от жидкой фазы (с содержанием растворенного золота) пробах. При определении золота в упаренных пробах хвостов сорбции, в случае использования в качестве сорбента смолы, его значение выше и, соответственно, извлечение золота ниже.

В процессе укрупненных испытаний техноло-

гии бактериального выщелачивания флотационного концентрата, полученного из смеси руд месторождений Кокпатас и Даугызтау, было получено 250 у.е. окисленного материала. Полученный материал после сгущения и промывки отфильтровывали и кеки с влажностью 20-25% использовали для испытаний процессов сорбционного выщелачивания. На первой стадии испытаний в качестве сорбента использовали активированный уголь, на второй стадии - ионообменную смолу. Эксперимент непрерывного сорбционного выщелачивания проводили в батарее из восьми последовательно установленных пачуков, вместимостью каждого 600 ml. Пульпу дозировали непрерывно из расходного пачука вместимостью 3,6 l. Перемешивание осуществляли воздухом. Принципиальная технологическая-аппаратурная схема установки показана на рис. 6.

Пуск установки осуществляли следующим образом:

В расходный пачук загружали пульпу при соотношении $Ж : Т = 2 : 1$. В пачук вносили известь в виде 10% известкового молока (из расчета 12 kg/t). Пульпу агитировали и включали эрлифт, который с заданным расходом перекачивал пульпу в батарею сорбционных пачуков. По мере заполнения сорбционных пачуков в них подавали цианид натрия в виде 20% раствора (из расчета 5 kg/t) и загружали сорбент (уголь или смолу). Периодически (раз в 2-4 h) в расходный пачук подгружали свежеприготовленную пульпу при соотношении $T:Ж = 2 : 1$ и порции реагентов.

В первом сорбционном пачуке после загрузки пульпы определяли pH раствора и концентрацию цианида (раз в 2-4 h).

Концентрацию цианида в сорбционном пачуке поддерживали на уровне 2,5 - 3 g/l. Известь вносили по мере необходимости, поддерживая pH раствора на уровне 10,5.

Таблица 2

Сорбционное цианирование кека биоокисления со смолой и углем

Время опыта, h	Тв. хвосты, у.е.*		Ж. хвосты, у.е.		Извлечение, %	
	Смола	Уголь	Смола	Уголь	Смола	Уголь
6	6,08	6,03	0,419	0,173	75,0	75,2
12	5,35	5,20	0,278	0,092	78,0	78,6
24	5,08	4,36	0,395	0,046	79,1	82,09
30	5,3	4,4	0,410	0,033	78,2	81,9
36	5,11	4,33	0,361	0,030	79,0	82,2

*) Содержание золота в отмытых пробах

Таблица 3

**Результаты испытания сорбционного цианирования
продуктов БВ с активированным углем**

Сутки	Смена	рН исходной пульпы	Конц. цианида в сбросной пульпе, г/л	Сод-е золота в хвостах, у.е.	Концентрация золота в сбросных растворах, у.е.	Извлечение золота, %	Содержание золота в на- сыщенном угле, у.е.
1	1	10,5	0,5	-	-	-	-
	2	10,8	0,6	-	-	-	-
2	1	10,8	0,3	2,7	>0,01	89,6	-
	2	10,4	0,4	-	>0,01	-	-
3	1	10,5	0,5	2,8	> 0,01	89,2	-
	2	10,5	0,4	-	0,02	-	-
4	1	10,7	0,5	2,6	0,03	89,6	-
	2	10,6	0,5	-	0,08	-	-
5	1	10,5	0,6	2,7	0,11	88,4	-
	2	10,6	0,6	-	0,21	-	-
6	1	10,6	0,4	2,8	0,12	88,6	5,5
	2	10,6	0,3	-	0,04	-	-
7	1	10,9	0,6	3,0	0,03	88,1	6,0
	2	11,0	0,8	-	0,06	-	-
8	1	ПД	1,0	2,3	0,12	89,7	6,5
	2	10,8	0,7	-	0,25	-	-
9	1	10,8	0,7	2,6	0,15	89,1	6,3
	2	10,9	0,8	-	0,09	-	-
10	1	10,7	0,6	2,7	0,07	89,0	6,5
	2	10,7	0,6	-	0,10	-	-
11	1	10,5	0,6	2,4	0,11	90,2	6,9
	2	10,5	0,5	-	0,04	-	-
12	1	10,7	0,4	2,5	0,07	89,9	6,4
	2	10,8	0,4	-	0,06	-	-
13	1	10,7	0,6	2,5	0,06	90,0	-
	2	10,7	0,5	-	0,05	-	-
14	1	10,6	0,6	2,7	0,03	89,2	6,5
	2	10,5	0,5	-	0,07	-	-
15	1	10,8	0,6	-	0,07	-	6,4
	2	10,9	0,4	-	0,04	-	-
16	1	10,8	0,3	3,1	0,05	87,5	6,6
	2	10,8	0,6	-	0,09	-	-
17	1	11,4	0,6	2,9	0,08	88,8	6,5
	2	11,2	0,7	-	0,05	-	-
18	1	10,8	0,6	2,7	0,05	89,1	6,3
	2	10,5	0,6	-	0,09	-	-
20	1	10,3	0,4	2,7	0,05	89,2	6,1
	2	10,2	0,6	-	0,07	-	-

За сутки через пачуки пропускали 8,4 л пульпы (24 л сорбционного цианирования). Производительность по твердому 3,4 у.е. в сутки.

Сорбент загружали в каждый из восьми сорбцион-

Таблица 4

**Результаты испытаний сорбционного цианирования
продуктов БВ с ионообменной смолой**

Сутки	Смена	рН исходной пульпы	Конц. Цианида в сбросной пульпе, г/л	Сод-е золота в хвостах, у.е.	Концентрация золота в сбросных растворах, у.е.	Извлечение золота, %	Содержание золота в на- сыщенной смоле, у.е.
1	2	3	4	5	6	7	8
1	1	10,3	0,3	-	-	-	-
	2	10,6	0,4		0,04		
2	1	10,8	0,5	-	0,04	-	-
	2	10,4	0,3		0,06		
3	1	10,3	0,5	2,8	0,03	88,9	-
	2	10,7	0,4		0,05		
4	1	10,3	0,4	2,6	0,08	89,2	-
	2	10,6	0,4		0,12		
5	1	10,5	0,5	2,4	0,12	90,0	-
	2	10,3	0,5		0,08		
6	1	10,9	0,6	2,4	0,06	90,2	4,1
	2	11,2	0,4		0,08		
7	1	10,9	0,6	2,6	0,06	89,3	5,2
	2	10,2	0,6		0,12		
8	1	10,6	0,4	2,8	0,09	88,5	5,8
	2	10,4	0,5		0,10		
9	1	11,0	0,6	2,6	0,09	89,1	5,9
	2	10,3	0,5		0,15		
10	1	10,6	0,6	2,6	0,15	89,0	5,6
	2	10,7	0,6		0,12		
11	1	10,7	0,7	2,3	0,17	89,9	5,2
	2	10,4	0,4		0,16		
12	1	10,5	0,5	2,5	0,17	88,9	4,5
	2	10,4	0,5		0,21		
13	1	10,2	0,5	2,8	0,15	87,8	3,9
	2	10,5	0,4		0,19		
14	1	10,6	0,5	2,6	0,25	86,2	4,1
	2	10,6	0,4		0,20		
15	1	10,8	0,3	2,5	0,23	88,5	3,8
	2	10,6	0,5		0,25		
16	1	10,4	0,4	2,4	0,22	89,1	3,8
	2	10,4	0,3		0,22		
17	1	11,6	0,4	2,6	0,28	87,8	4,1
	2	11,3	0,5		0,28		
18	1	10,9	0,6	2,7	0,26	87,2	3,9
	2	10,5	0,5		0,28		
20	1	11,0	0,6	2,9	0,30	86,2	3,8
	2	11,2	0,7		0,28		
21	1	10,9	0,6	2,8	0,27	86,4	3,7
	2	10,8	0,5		0,29		

ных пачуков по 50 мл (8% объемных). Передвижку угля начали на 6 сутки работы установки. За это время произошло частичное насыщение угля золотом. Передвижку осуществляли четыре раза в сутки по 5-7

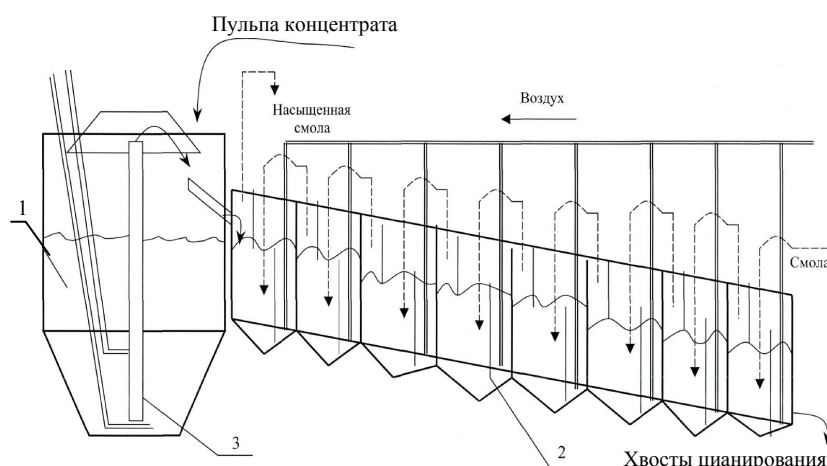


Рис. 6. Принципиальная схема установки непрерывного сорбционного выщелачивания: 1 - расходный пачук; 2 - батарея из 8-ми пачуков; 3 - эрлифт

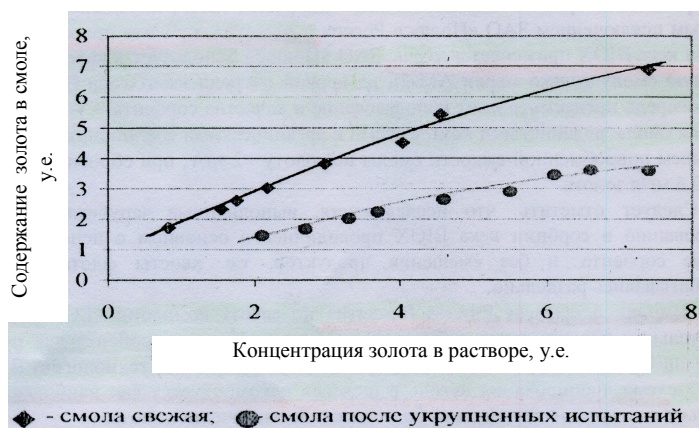


Рис. 7. Изотермы сорбции золота на смолу при цианировании продукта БВ

мл, ориентируясь по остаточной концентрации золота в хвостах. В процессе испытаний вели периодический (раз в 2-4 h) и накопительный (ежесменный) отбор проб обеззолоченных растворов и ежесуточный отбор проб угля и твердых продуктов выщелачивания. По мере накопления 45-50 мл насыщенного угля, проводили автоклавную десорбцию золота при 170° С в течение 60 минут и обработку обеззолоченного угля раствором соляной кислоты (50 г/л, в течение 60 минут при Ж : Т = 5 : 1). Регенерированный уголь загружали обратно в процесс сорбции. Остаточное содержание золота в угле составляло менее 0,1 у.е. Испытания продолжались 20 суток (табл. 3).

Испытания смоляной технологии. Сорбент загружали в каждый из восьми сорбционных пачуков по 50 мл (8% объемных). Передвижку смолы начали на 6 сутки работы установки. За это время произошло частичное насыщение смолы золотом. Передвижку осуществляли четыре раза в сутки по 6-15 мл, ориентируясь на остаточную концентрацию золота в хвостах. В процессе испытаний вели периодический (раз в 2-4 h) и накопительный (ежесменный) отбор проб обеззолоченных растворов и ежесуточный отбор проб смо-

лы и твердых продуктов выщелачивания. По мере накопления 45-50 мл насыщенной смолы, проводили ее регенерацию.

Фактически регенерированная оборотная смола стала поступать в процесс, начиная с 10 суток работы установки. Установка находилась в работе 21 сутки.

Режимы элюирования и регенерации смолы представлены в табл. 4 и 5. Как видно из табл. 4, содержание золота в жидкой фазе хвостов цианирования было несколько выше, чем в варианте с угольной сорбцией. Кроме того, прослеживалась тенденция к повышению остаточной концентрации золота в хвостах и снижению его извлечения.

С целью снижения концентрации золота в хвостах передвижку смолы осуществляли большими объемами по сравнению с угольным вариантом (до 40 мл смолы в сутки), что привело к снижению емкости сорбента.

На рис. 7 представлены изотермы сорбции на смолу до и после проведения испытаний. Наблюдается значительное изменение изотермы сорбции, снятой на смолу после проведения испытаний, что свидетельствует об ухудшении сорбционных свойств смолы.

Таким образом, были изучены технологические свойства продуктов биоокисления, проведены сравнительные испытания с использованием сорбентов смола и уголь в процессе сорбционно-го выщелачивания продукта биоокисления, определены основные режимные параметры и ожидаемые показатели переработки продукта биоокисления по CIL технологии (уголь в пульпе).

Таблица 5

Режимы элюирования и регенерации смолы

Операция	Состав элюента	Продолжительность, h	Объемы элюента на объем смолы	Температура, С
Цианистая Обработка	30 у.е. NaCN, 5 у.е. NaOH	3	3	25
Отмывка	Вода	1	5	55
Кислотная Обработка	40 у.е. H ₂ SO ₄	2	3	25
Десорбция Золота	20 у.е. H ₂ SO ₄ , 80 у.е. Thio	3	2	55
Отмывка	Вода	1	5	55
Щелочная Обработка	20 у.е. NaOH	2	3	55
Отмывка	Вода	1	5	55

Для проведения ТЭР и проектирования реконструкции гидрометаллургического узла ГМЗ-3 выданы исходные данные, ЦПБ (центральное проектное бюро) НГМК выполнено РП (рабочий проект) реконструкции

узла. В январе 2012 г. узел сорбционного цианирования продукта биоокисления, работающий по схеме «Смола в пульпе», переведён на схему «Уголь в пульпе», что позволило увеличить извлечение золота на 10%.

УДК 669. 822.3

© Петухов О.Ф., Саттаров Г.С., Туресебеков А.Х. 2012 г.

О ПРИЧИНЕ УПОРНОСТИ ЧЁРНОСЛАНЦЕВЫХ РУД В ОТНОШЕНИИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ИЗ НИХ ВАНАДИЯ

Петухов О.Ф., начальник геотехнологической лаборатории по урану ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук; **Саттаров Г.С.**, ведущий инженер ЦНИЛ, докт. техн. наук, профессор; **Турсебеков А.Х.**, зав. лабораторией «Геохимии и геотехнологии» Института геологии и геофизики АН РУз, канд. геол.-минер. наук

Чёрносланцевые уран-ванадиевые руды Центрально-кызылкумской провинции являются перспективным сырьём как с точки зрения добычи урана, так и ванадия. Целью настоящей работы было исследование кинетики выщелачивания металлов, главным образом ванадия, сернокислыми растворами, с целью установления причин упорности руд с точки зрения выщелачивания ванадия. Исследования проводили на пробе руды месторождения Новое (табл. 1-4, рис. 1-4).

Состав пробы руды представлен следующими основными минералами, %: кварц – 55; кварц с углестым веществом – 20; каолинит – 2; мусковит – 7; гидроокислы железа – 5. Содержание лёгких фракций составляет 67%, тяжёлых электромагнитных – 1,7%, глинистых – 25%. Урановая минерализация представлена уранинитом, торбернитом и метаторбернитом. Руды представлены углеродисто-кремнистыми сланцами, микрокварцитами. Химический состав пробы

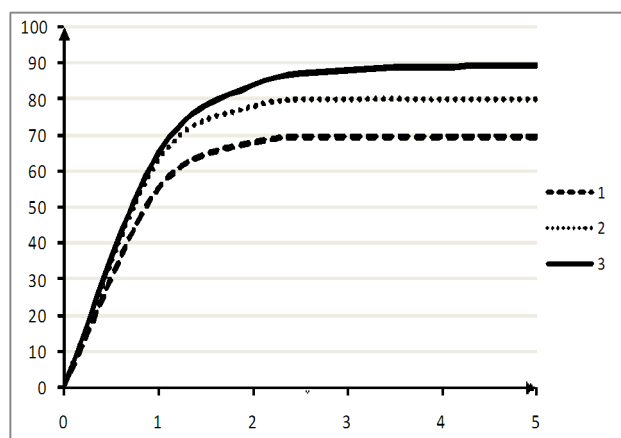


Рис. 1. Кинетика выщелачивания ванадия из корвуситсодержащего образца при исходной концентрации $H_2SO_4 = 20$ у.е. и температурах, °C: 1 - 25; 2 - 60 и 3 - 80

представлен в табл. 1.

Исследования проводили в агитационном режиме в термостатированном реакторе, снабжённом электромеханической мешалкой, pH - и Eh – метрами и системой автоматического регулирования температуры. Исследования проводили на пробе, измельчённой до класса -0,074 mm (80%). Скорость вращения мешалки была постоянной и составляла 300 г/мин.

В табл. 2 представлены данные по кинетике выщелачивания урана и ванадия сернокислыми растворами различной исходной концентрации. Постоянные условия выщелачивания: Т:Ж = 1:3, $t = 25^\circ C$. Из табл. 2 видно, что с точки зрения выщелачивания урана оптимальной является концентрация серной кислоты в исходном растворе, равная 20 у.е. При этом для достижения максимального извлечения по урану, равному 88,2% необходимо 4 h. Добавка в качестве окислителя пиролюзита не привела к повышению извлечения урана. Для ванадия при этих услови-

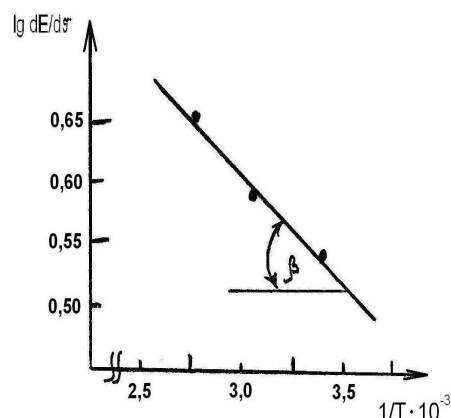


Рис. 2. Определение кажущейся энергии активации для корвуситсодержащего образца

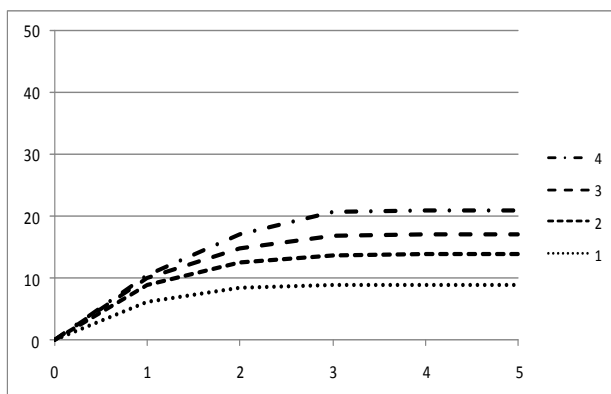


Рис. 3. Кинетика выщелачивания ванадия из роскоэлитсодержащего образца при исходной концентрации $H_2SO_4 = 20$ у.е. и температурах, °C: 1 - 25; 2 - 40; 3 - 60 и 4 - 80

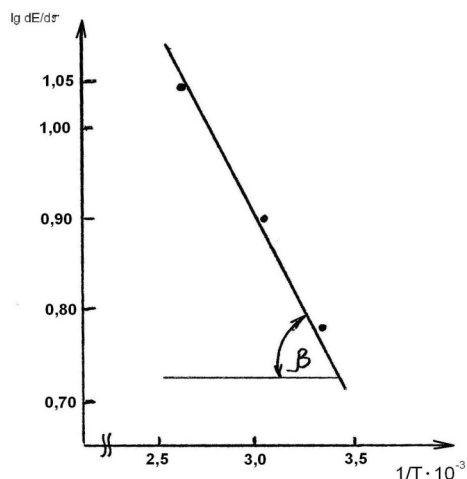


Рис. 4. Определение кажущейся энергии активации для роскоэлитсодержащего образца

ях извлечение составило всего 28,0%. Повышение концентрации серной кислоты до 30 у.е. не привело к увеличению извлечения ванадия.

Для выяснения причины упорности руды с точки зрения выщелачивания из неё ванадия был проведён рентгенофазовый анализ пробы в Институте геологии и геофизики АН РУз. Анализ проводили с применением электронно-зондового микроанализатора JXA – 8800R «Superprobe» (Jeol, Япония). Этот прибор является прибором нового поколения, сочетающий в себе возможности двух приборов – рентгеновского микроанализатора с электронным зондом и сканирующего электронного микроскопа. Химический анализ отдельных элементов в минералах проводили с использованием ИСП-масс-спектрометра Elan – 6000 (Perkin Elmer, США).

Рентгенофазовый анализ показал (табл. 3), что в исследуемой пробе руды ванадий представлен в основном следующими минералами: роскоэлитом, корвуситом, карнотитом и тюямунитом. Основное содержание ванадия в пробе (до 65%) приходится на минерал роскоэлит.

Таблица 1

Химический состав пробы руды месторождения Новое

Элементы	U	V	CO ₂	Fe ⁺³	Fe ⁺²	Ca
Содержание, %	0,081	0,21 2	0,31	4,54	0,64	0,83

На мономинеральных образцах роскоэлит и корвусита (табл. 4) были проведены исследования по кинетике выщелачивания ванадия при условиях, описанных выше.

Кинетические кривые выщелачивания ванадия из кокуситсодержащего образца представлены на рис. 1. Как видно из кинетических кривых выщелачивания, извлечение ванадия протекает с высокой скоростью и достаточно высоким выходом ванадия в раствор.

На базе полученных кинетических зависимостей были рассчитаны скорости реакций (dE/dt) выщелачивания путём построения касательных и определения тангенса угла наклона для каждой кинетической кривой.

Построение зависимостей в координатах $lg dE/dt - 1/T \cdot 10^{-3}$ (рис. 2) позволило определить $tg \beta = 0,833$ и рассчитать кажущуюся энергию активации, $E_{каж} = 15,93$ kJ/mol. Установленное значение кажущейся энергии активации говорит о том, что процесс выщелачивания ванадия из корвуситсодержащего образца находится в диффузионной области.

На рис. 3 представлены кинетические кривые выщелачивания ванадия из роскоэлитсодержащего образца. Как видно из этих кинетических кривых выщелачивания, извлечение ванадия протекает с заметно меньшей скоростью и невысоким выходом ванадия в раствор.

Были также рассчитаны скорости реакций (dE/dt) выщелачивания путём построения касательных и оп-

Таблица 2

Кинетика сернокислотного выщелачивания урана и ванадия

τ, h	Извлечение (E, %) металлов при исходной концентрации кислот							
	$H_2SO_4 = 5$ у.е.		$H_2SO_4 = 10$ у.е.		$H_2SO_4 = 20$ у.е.		$H_2SO_4 = 30$ у.е.	
	U	V	U	V	U	V	U	V
0 (исх.)	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
1	0,0	0,0	34,6	12,5	84,7	20,0	85,1	20,0
2	0,0	0,0	57,8	14,5	85,9	25,6	85,9	25,6
4	0,0	0,0	65,8	15,0	88,2	28,0	88,7	28,0
6	0,0	0,0	65,8	15,0	89,6	28,0	89,6	28,0
6 h + 2 kg/t MnO ₂	0,0	0,0	65,8	15,0	89,6	28,0	89,6	28,0

Таблица 3

Ванадиевые минералы в пробах руды месторождения Новое

Ванадиевый минерал	Формула минерала	Содержание V в минерале, %	Относительное содержание V в пробах, %
Роскоэлит	$KV_2[AlSi_3O_{10}][OH]_2$	22,8	60-65
Корвусит	$V_2O_5 \cdot 6V_2O_5 \cdot nH_2O$	31,5	15-20
Тюямунит	$CaO \cdot 2UO_3 \cdot V_2O_5 \cdot 8H_2O$	10,6	2-5
Карнотит	$K_2[UO_2]_2[VO_4] \cdot 3H_2O$	20,2	8-10

ределения тангенса угла наклона для каждой кинетической кривой. Построение зависимостей в координатах $\lg dE/dt - 1/T \cdot 10^{-3}$ (рис. 4) позволило определить $\lg \beta = 2,83$ и рассчитать $E_{\text{КАЖ}} = 54,12 \text{ kJ/mol}$. Установленное значение кажущейся энергии активации говорит о том, что процесс выщелачивания ванадия из роскоэлитсодержащего образца находится в кинетической области.

Изложенные исследования позволяют сделать вывод о том, что упорность чёрносланцевых руд (на примере месторождения Новое) в отношении выщелачивания ванадия обусловлена присутствием в руде значительной части ванадия в виде упорного минерала

Таблица 4

Состав мономинеральных образцов ванадия

Образец	Содержание, %				
	V_2O_5	Fe_2O_3	Al_2O_3	SiO_2	$Na_2O + K_2O$
Роскоэлитсодержащий	3,47	6,86	14,3	65,2	0,5
Корвуситсодержащий	2,56	2,77	10,1	69,9	0,2

роскоэлита. Так как сернокислородное выщелачивание роскоэлита протекает в кинетической области, то наиболее эффективным путём интенсификации процесса выщелачивания ванадия является повышение температуры и концентрации серной кислоты. Это возможно реализовать только в условиях автоклавного выщелачивания.

В условиях кучного выщелачивания это осуществить невозможно, и поэтому при разработке ТЭО для варианта кучного выщелачивания ванадия из руд месторождения Новое необходимо ориентироваться на извлечение ванадия на уровне 20 - 30%.

УДК 622.766

© Базаров У.М., Саттаров Г.С., Ослоповский С.А. 2012 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ ГРАВИОКОНЦЕНТРАТА УГЛЕРОДИСТО-СУЛЬФИДНЫХ РУД

Базаров У.М., начальник ЦНИЛ НГМК; Саттаров Г.С., ведущий инженер ЦНИЛ НГМК, докт. техн. наук, проффесор; Ослоповский С.А., директор Рудоуправления «ГМЗ-1» НГМК

Истощение сырьевой базы золотосодержащих руд в качестве актуальной задачи выдвигает необходимость разрабатывать приемлемые технологии извлечения золота из углеродисто-сульфидных «упорных» руд на базе существующих технологий в комбинате, с учетом экологического состояния Марджанбулакского рудного региона.

В лабораторных условиях были проверены различные варианты переработки гравиоконцентрата углеродисто-сульфидных руд месторождения Марджанбулак, основанные на известных методах предварительного вскрытия золотосодержащих сульфидов, путем окислительного обжига, азотнокислого выщелачивания, «сверхтонкого» помола, предварительной обработки гравиоконцентрата с NaOH с

последующим сорбционным цианированием полученных продуктов.

Также в работе представлены результаты полупромышленных испытаний по схеме «обжиг-сорбционное цианирование» и результаты проведенных укрупненных лабораторных исследований по извлечению золота из гравиоконцентрата по схеме «биоокисление-сорбционное цианирование» (табл. 1-3).

Испытанию подвергли гравиоконцентрат, полученный с дезинтеграцией песковой части руды с содержанием золота 21,0 у.е., серы сульфидной 22,0%, углерода общего 0,66%, углерода органического 0,61%, мышьяка 0,57%, железа 21,4%.

Исследование фракционного состава гравиокон-

центра показало, что золото распределено в классах крупности: -1,0+0,4 mm -14,9%; -0,4+0,16 mm-52,4%; -0,16 +0,1 mm - 22,2%; - 0,1 mm – 10,5%. Исследование влияния «сверхтонкого» помола (– 44 mkm -100%) гравеоконцентрата на степень извлечения золота показало низкую степень извлечения и незначительное повышение степени извлечения золота при сорбционном цианировании (с 9,5 до 12,9%).

Рассматривали три варианта переработки гравеоконцентратов: сорбционное цианирование, обжигово-сорбционное, биооксидно-сорбционное.

Сорбционное цианирование гравеоконцентрата. Исследовали влияние концентрации цианидов, в процессе сорбционного цианирования показано, что увеличение исходной концентрации NaCN с 250 до 1000 mg/l позволили повысить извлечение золота на 6,2-8,9%.

При интенсивном цианировании (NaCN-20 g/l) для пробы при времени измельчения 50 min, извле-

чение составило 28,8%. Следует отметить, что при тонком измельчении гравеоконцентрата снижается содержание золота в исходном продукте.

При сорбционном цианировании песков гидроциклона извлечение золота на смолу составило в порядке 10,0%, из хвостовых пульп золото практически не извлекается. При сорбционном цианировании гравеоконцентрата без обработки (Т:Ж=1:2; рН=10,5; концентрация NaCN, 1000 mg/l, время сорбционного цианирования - 24 h; загрузка смолы - 3%; смола в «голову» процесса) извлечение золота составило 21,4%.

Показатели сорбционного цианирования гравеоконцентрата (исходного и после предварительного окисления), при параметрах Т:Ж=1:3, NaCN-1 g/l с корректировкой 1 раз в 2 h, загрузка смолы -5%, время цианирования -24 h приведены в табл. 1.

При сорбционном цианировании гравеоконцентрата после предварительного азотнокислого выщелачивания извлечение золота составило от 40,5 до 78,9%.

Обжигово-сорбционная схема. При сорбционном цианировании гравеоконцентрата, после предварительного окислительного обжига при температуре от 400-450 °C в течение 6 h, извлечение золота составило 56,6-56,8%; при температуре от 500 до 700 °C извлечение золота составило от 71,2 до 85,8%. При дополнительной обработке огарка (t-700 °C) раствором гидроксида натрия (100 g/l) извлечение золота не изменилось и составило 85,7% (табл. 1).

Рациональный анализ огарка гравеоконцентрата с содержанием золота 20,8 у.е. показал наличие в нем: свободно-цианируемого золота 77%; покрытое пленками 3,3%; связанного с оксидами и гидроксидами железа 4,7%; ассоциированного с сульфидами 3,4%; ассоциированного с углеродистым веществом 1,5%; тонковкрапленного в порообразующие минералы 10,1%.

По результатам полупромышленных испытаний процесса окислительного обжига гравеоконцентрата при температуре от 650-700 °C в течение 4 h появилась возможность получения огарка с содержанием золота 20,4 у.е., серы суль-

Таблица 1

Показатели сорбционного цианирования гравеоконцентрата

№2	Параметры окисления и подготовки пробы к сорбционному цианированию	Содержание			Результаты цианирования			
		S _{общ}	S _s	C _{орг}	Содерж Au, у.е		Изв, %	
					Исх.	Хвост.		
1	Исх (NaCN-1 g/l)	22,2	19,5	0,66	21,0	16,5	21,4	
2	Обр-ка HNO ₃ 250 g/l T:Ж=1:5; время 2,0 (1,5 h при t-100 ⁰)	0,88	0,4	0,84	35,0	7.4	78.9	
	Обр-ка HNO ₃ 100 g/l T:Ж=1:3; время 2,0 (1,5 h при t-70 ⁰ -80 ⁰), с подачей воздуха	17,9	14,0	0,6	24,7	14.7	40,5	
3	NaOH-100 g/l, T:Ж=1:3; время 2 h (1,5 h после набора темп. 90 ⁰),	18,6	16,6	0,58	22,0	16,6	24,5	
4	Обжиг t-400	1h	-	18,2	0,52	21,2	13,4	36,8
		3h	-	16,6	0,50	21,7	11,0	49,3
		6h	-	16,3	0,35	21,9	9,5	56,6
	Обжиг t-450	1h	-	17,4	0,55	21,2	13,1	38,2
		3h	-	17,0	0,44	21,8	11,0	49,5
		6h	-	15,9	0,32	22,0	9,5	56,8
	Обжиг 4 h, t-500 ⁰ C		-	3,5	<0,1	22,9	6,6	71,2
	Обжиг 4 h, t-550 ⁰ C		-	2,85	<0,1	23,5	6,3	73,2
	Обжиг 4 h, t-600 ⁰ C		-	<0,28 (0,1)	<0,1	24,6	5,2	78,9
	Обжиг 4 h, t-700 ⁰ C		-	<0,28 (0,03)	<0,1	24,6	3,5	85,8
5	Обжиг 4 h, t-700 ⁰ C, далее щелочная обработка NaOH-100 g/l; T:Ж=1:2; время 2 h (1,5 h после набора темп.90 ⁰ C)	-	<0,28 (0,03)	<0,1	25,2	3,6	85,7	

фидной менее 0,1%, углерода органического менее 0,1%.

Лабораторные исследования по определению оптимальных параметров предварительного и сорбционного цианирования проводились на пробе огарка гравиконоцентрата, сформированной из проб, отобранных в период оперативного опробования

(при содержании Au-20,8 у.е., Ss<0,28%, Сорг<0,1%). Огарок предварительно измельчали до 90% класса крупности -0,074 mm и цианировали при Т:Ж=1:2; время - 6,12,18,24 h; концентрации NaCN 250, 500, 1000 mg/l; загрузка ионита-1, 3%.

По результатам оперативных опробований и генерального опробования установлено, что при со-

Таблица 2

Результаты опробований процесса адаптации биокультуры к пробе гравиконоцентрата

Кол-во дней	Плотность, г/дм ³	t, °C	pH	ОВЦ, мВ	Концентрация элементов, г/л				Содержание элементов в твердой фазе, %						
					Fe _{общ}	Fe ³⁺	Fe ²⁺	Au, у.е.	S _{общ}	Ss	C _{общ}	C _{орг}	As	Fe	Au, у.е.
1	1150	40,0	1.50	474	9.8	8.9	1.8	< 0.02	14.2	13.8	0.52	0.48	0.50	12.8	13,7
2	1145	40,0	1.40	490	8.9	6.8	2.1	-	-	-	-	-	-	-	-
3	1140	40,1	1.35	531	11.7	11.3	0.40	< 0.02	10,2	5.8	0.50	0.45	0.24	8.5	-
4	1145	40,0	1.42	547	12.3	11.9	0.40	-	-	-	-	-	-	-	-
5	1145	39,8	1.60	552	10.4	10.4	0.00	-	-	-	-	-	-	-	-
6	1150	39,6	1.50	586	12.7	12.7	0.00	< 0.02	7.9	2.18	0.50	0.44	-	-	-
7	1155	39,5	1.50	580	14.0	14.0	0.00	< 0.02	6.9	0.57	0.51	0.46	-	7.7	-
8	1145	40,0	1.40	688	15.2	15.2	0.00	< 0.02	6.7	0.29	0.52	0.48	0.20	7.6	-
9	1150	40,0	1.70	648	13.5	13.5	0.00	< 0.02	6.3	0.28	0.52	0.49	0.20	5.1	14,5

Таблица 3

Результаты опробований процесса биоокисления пробы гравиконоцентрата в периодическом режиме

Кол-во дней	Плотность, г/дм ³	t, °C	pH	ОВЦ, мВ	Концентрация элементов, г/л				Содержание элементов в твердой фазе, %						
					Fe _{общ}	Fe ³⁺	Fe ²⁺	Au, у.е.	S _{общ}	Ss	C _{общ}	C _{орг}	As	Fe	Au, у.е.
0	1150	41.0	1.39	500	4.18	4.18	0.00	< 0.02	14.2	13.8	0.52	0.48	0.50	12.8	13,7
1	1150	39.5	1.17	520	11.7	10.6	1.10	< 0.02	8.5	5.2	0.56	0.42	0.40	12.2	13.5
2	1150	39.0	1.34	532	12.2	11.9	0.30	< 0.02	7.6	3.2	0,56	0.45	0.37	12.0	13.1
3	1150	39.4	1.10	583	16.8	16.8	0.00	< 0.02	7.2	2.4	0,55	0.48	0.34	11.2	13.4
4	1145	40.0	1.37	599	18.1	18.1	0.00	< 0.02	7.1	1.7	0.56	0.47	0.27	8.7	13.7
5	1176	40.0	1.40	623	17.4	17.4	0.00	< 0.02	7.2	0.38	0.51	0.47	0.27	8.2	13.9
6	1130	40.0	1.61	653	16.9	16.9	0.00	< 0.02	7.0	0.35	0.51	0.47	0.26	8.2	14.1
7	1140	40.0	1.43	675	13.6	13.6	0.00	-	-	-	-	-	-	-	-
8	1150	40.0	1.65	648	13.9	13.9	0.00	-	-	-	-	-	-	-	-
9	1169	40.0	1.70	691	12.4	12.4	0.00	< 0.02	6.3	0.27	0.50	0.47	0.26	7.6	14.2

держании в огарке Ss- <0,1%, Сорг- <0,1% извлечение золота из продуктов обжига гравеоконцентрата составило 70,1 - 81,5%.

Извлечение золота при сорбционном цианировании огарка в режиме: класс крупности - 0,074 mm не менее 90 %; Т:Ж=1:2; время предварительного цианирования - 3 h; время сорбционного цианирования - 15 h; концентрация цианистого натрия на предварительном цианировании 0,5 g/l загрузка смолы 3,0% и составляет в порядке 80%. Содержание золота в хвостах сорбции огарка составляет 4,0 у.е., при исходном содержании золота в гравеоконцентрате 24,0 у.е. Извлечение золота из огарков гравеоконцентрата составляет 74,0-80,0%, сквозное извлечение по гравитационно-обжигово-сорбционной технологии составляет 60,0%.

Схема биоокисления - сорбционное цианирование. Для осуществления схемы формировали гравеоконцентрат весом 100 у.е. и измельчали до 100% класса -0,074 mm. В пробах гравеоконцентрата проводили процесс адаптации биокультуры, затем проводили процесс биоокисления гравеоконцентрата. После осуществления процесса биоокисления определяли химический состав (Au, S_{общ}, Ss, Fe, As, C_{общ}, C_{орг}) и проводили рациональный анализ кека биоокисления. Сорбционное цианирование кека биоокисления осуществляли в следующих режимах: Т:Ж = 1:3; C_{NaCN} = 1,0 g/dm³; pH = 10,5; загрузка смолы - 5,0%; τ - 24 h).

Анализ гранулометрического состава гравеоконцентрата показывает, что выход класса -0,074 mm составляет 93,9%, в том числе класс -0,040 mm - 77,4%.

Рациональный анализ исходного гравеоконцентрата с содержанием золота 13,7 у.е, серы общей-14,2%, серы сульфидной 13,0%, углерода общего 0,52%, углерода органического 0,48%, мышьяка 0,50%, железа 12,8% показал наличие в нем: свободно-цианируемого золота 23,4%; покрытое пленками 15,3%; связанного с оксидами и гидроксидами железа 19,7%; ассоциированного с сульфидами 25,5%; ассоциированного с углеродистым веществом 10,9%; тонковкрапленного в порообразующие минералы 5,2%.

Адаптация гравеоконцентрата производилась культурой Bioх, отобранной из первичных реакторов цеха биоокисления ГМЗ-3, во вторичном реакторе установки биоокисления опытного цеха № 1 ГМЗ-1. Полученный в результате процесса биоокисления адаптированный инокулят вносился в подготовленную к процессу биоокисления пульпу.

Проведение процесса адаптации биокультуры к пробе гравеоконцентрата осуществлялось путем предварительной декарбонизации гравеоконцентрата до pH = 1,4-1,6.

Процесс адаптации осуществляли при следующих технологических параметрах: Т:Ж = 1:5; pH = 1,4-1,6; t = 40-41 °C; постоянно осуществлялась

аэрация пульпы кислородом воздуха. В процессе адаптации постоянно осуществлялось опробование процесса, при котором контролировались следующие параметры: для пульпы: (pH, ОВП, ρ, t °C); жидкой фазы: (Fe_{общ}, Fe³⁺, Fe²⁺, Au); твердой фазы: (Au, S_{общ}, Ss, Fe, As, C_{общ}, C_{орг}). Результаты аналитического контроля процесса адаптации микроорганизмов приведены в табл. 2.

В результате проведенных исследований по схеме «биоокисление-сорбционное цианирование» установлено, что гравеоконцентрат успешно окисляется адаптированной культурой «биоокисления» в течение 4-5 суток, и получен кек с содержанием золота 14,2 у.е, серы общей- 6,3%, серы сульфидной 0,27%, углерода общего 0,50%, углерода органического 0,47%, мышьяка 0,26%, железа 7,6%. Результаты динамического биоокисления гравеоконцентрата приведены в табл. 3.

Сорбционное цианирование кека биоокисления проводили в следующих параметрах: Т:Ж = 1:3; C_{NaCN} = 1,0 g/dm³; pH = 10,5; загрузка смолы - 5,0%; τ - 24 h.

При этом содержание золота в твердой фазе хвостов цианирования составило 2,6 у.е., в жидкой фазе - 0,06 у.е., содержание цианидов натрия 785,0 mg/l и роданидов 1773 mg/l. Выход золота в смолу при сорбционном цианировании кека биоокисления составляет 81,7%.

Таким образом, на основании проведенных лабораторных и опытно-промышленных испытаний можно констатировать следующее:

1. Сквозное извлечение золота из руд по флотационно-обжигово-сорбционной технологии составляет 75,3%, с учетом выхода в флотоконцентрат 85,4% и извлечение золота из огарков флотоконцентрата 85,0%.

2. Сквозное извлечение золота из руд по гравитационно-обжигово-сорбционной технологии составляет 60,0%, с учетом выхода золота в гравеоконцентрат с дезинтеграцией руд 74,0 отн. % и извлечение золота из огарков гравеоконцентрата 74,0-80,0%.

3. Сквозное извлечение золота из руд по гравитационно-биоокислительно-сорбционной технологии составляет 60,4%, с учетом выхода золота в гравеоконцентрат с дезинтеграцией руд 74,0 отн. %, выхода золота в смолу при сорбционном цианировании кека биоокисления 81,7%.

4. Обогащение золота по комбинированной технологии (гравитационно-флотационный) позволяет извлечь из руды 77,7% золота относительно от исходного его количества в руде. Однако имеются определенные трудности переработки флотоконцентрата с содержанием золота в порядке 5,0 у.е.

На основании проведенных работ и полученных результатов переработка первичных руд месторождения «Марджанбулак» целесообразно по двум технологиям: флотационно-обжигово-сорбционной и гравитационно-биоокислительно-сорбционной.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ УПОРНЫХ РУД

Хван А.Б., зам. главного технолога НГМК; **Базаров У.М.**, начальник ЦНИЛ НГМК; **Назаров В.Ф.**, главный инженер Рудоуправления «ГМЗ-1» НГМК; **Саттаров Г.С.**, ведущий инженер ЦНИЛ НГМК, докт. техн. наук, профессор

В работе рассматриваются возможности гравитационной схемы обогащения первичных углеродисто-сульфидных руд месторождения Марджанбулак после шарового измельчения и с последующей дезинтеграцией (доизмельчением) песковой фракции руды (табл. 1-2, рис. 1-3). Содержание в руде суммы кварца и каолина составляет ~ 86,1%, пирита ~ 6,0%; арсенопирита ~ меньше 0,1%. Содержание золота в исходной руде - 2,5 у.е.; серы сульфидной - 3,21%; железа общего 2,5%; мышьяка менее 0,09%; $C_{орг}$ - 1,0%. В исследуемой пробе видимого самородного золота не обнаружено.

Золото достаточно неравномерно распределено по классам крупности в исходной руде. Руда обогащена 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 до 2,7 мм).

Золото и сульфиды, в том числе в руде, концентрируются в песковой фракции, углистые вещества концентрируются в глинистой части руды. Рациональным анализом установлено, что доля цианируемого золота составляет 7,4%.

Гравитационная схема с шаровым измельчением. Исходная золотосодержащая руда крупностью до 150 мм поступает на операцию мокрого измельчения. Измельченная руда поступает на отсадку. Концентрат отсадочной машины, для доводки, подается на концентрационный стол. Гравиоконцентрат, полученный на столе, загружается в мешки для дальнейшей переработки. Хвосты отсадки и концентрационного стола направляются на операцию классификации. Пески классификации возвращаются на стадию измельчения, сливы направляются на операцию гидроциклонирования № 1, пески гидроциклонирования № 1 направляются на операцию гидроциклонирования № 2.

Сливы ГЦ - 1 и ГЦ - 2 направляются на стадию сгущения, куда подается полиакриламид и гашеная известь. Сгущенный продукт с pH 10,6-10,8 направляется на сорбционное цианирование.

Концентрат песков, полученных после гидроциклонирования № 2, поступает на концентрационный стол. Хвосты концентрационного стола направляются на операцию гидроциклонирования № 3. Полученные пески гид-

роциклонирования направляются на операцию фильтрации, слив гидроциклонирования направляется на хвосты.

Характеристика продуктов, полученных в процессе балансовых опытно-промышленных испытаний по гравитационной схеме с шаровым измельчением (измельчение 79,0% фракции -0,074 мм), представлена в табл. 1.

В процессе гравитации при выходе 79,0% класса крупности частиц -0,074 мм достигается выход концентрата 3,8% и извлечение золота в гравиоконцентрат составляет 36,1%, при содержании золота 25,8 у.е., серы сульфидной 26,5%, углерода органического 0,63%. В технологическом процессе выход углерода органического в гравиоконцентрат и пески ГЦ составляет 1,7 и 4,0 отн. % соответственно. Анализ данных опробования показал, что при проведении испытаний по данной схеме произошло переизмельчение руды.

При осуществлении процесса гравитации при выходе 70,3% класса крупности частиц -0,074 мм извлечение золота в гравиоконцентрат составляет 52,1%, при содержании золота 34,8 у.е., при выходе концентрата 4,1%. Таким образом, эффективность процесса гравитации зависит от крупности частиц в процессе гравитации. Согласно результатов проведенных исследований, для более эффективного осуществления процесса гравитации, найдены оптималь-

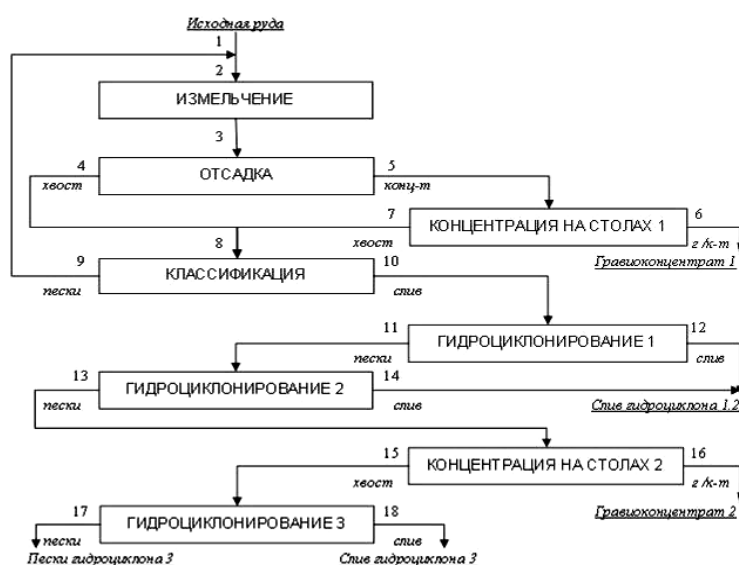


Рис. 1. Гравитационная технологическая схема переработки золото-содержащей руды с выделением концентрата песков

Таблица 1

Характеристика полученных продуктов

№ п/п	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
			Au, у.е.	Ss	C _{орг}	Au,	Ss	C _{орг}
1	Гравиоконцентрат 1	3,4	28,5	29,30	0,54	35,6	44,4	1,3
2	Гравиоконцентрат 2	0,40	3,2	2,74	1,35	0,50	0,50	0,40
Объединенный концентрат		3,8	25,8	26,5	0,63	36,1	44,9	1,7
3	Слив ГЦ 1,2	86,3	1,75	1,20	1,47	55,9	46,4	87,5
4	Слив ГЦ 3	5,7	1,1	0,79	1,74	2,3	2,0	6,8
5	Пески ГЦ 3	4,2	3,6	3,54	1,36	5,7	6,7	4,0
Исходная руда		100,0	2,7	2,23	1,45	100,0	100,0	100,0

Таблица 2

Характеристика продуктов по гравитационной схеме с дезинтеграцией песков

№ п/п	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
			Au, у.е.	Ss	C _{орг}	Au,	Ss	C _{орг}
1	Гравиоконцентрат 1	7,20	26,5	25,3	0,52	66,3	71,2	2,6
2	Гравиоконцентрат 2	0,70	11,6	18,1	0,50	2,8	4,9	0,2
3	Гравиоконцентрат 3	2,6	5,3	5,6	1,1	4,8	5,7	2,0
Объединенный концентрат		10,5	20,3	19,9	0,66	73,9	81,8	4,8
4	Слив ГЦ-1	54,40	0,50	0,27	1,63	9,4	5,7	61,3
5	Слив ГЦ-2	26,7	1,56	1,09	1,32	14,5	11,3	24,2
6	Слив ГЦ-3	8,4	0,75	0,38	1,68	2,2	1,2	9,7
Объединенный слив		89,5	0,84	0,52	1,54	26,1	18,2	95,2
Исходная руда		100,00	2,9	2,56	1,45	100,0	100,0	100,0

ные значение класса крупности частиц.

Проведение опытно-промышленных испытаний по гравитационной схеме с шаровым измельчением исходной руды и выделением концентрата песков с последующей их переработкой осуществляли в следующих условиях (рис. 1): вес переработанной руды 80,9 т с средним содержанием золота 2,5 у.е., серы сульфидной 2,55%, время переработки 101 h. В процессе переработки руды получен гравиоконцентрат весом 3,036 т; с содержанием золота в 25,1 у.е., серы – 20,0%. Извлечение золота в гравиоконцентрат составляет 38,3%. Получено песков гидроциклонирования (ГЦ) весом 3,497 т, содержание золота в песках ГЦ – 3,1 у.е., серы сульфидной 3,3%, выход концентрата 3,75%. Выход концентрата песков гидроциклонирования – 4,3%. Извлечение золота в песок гидроциклонирования составляет – 5,4 отн. %. Количество твердого, сброшенного с хвостами (слив ГЦ) 74,376 т с содержанием золота в хвостах 1,51 у.е., серы сульфидной 1,12%.

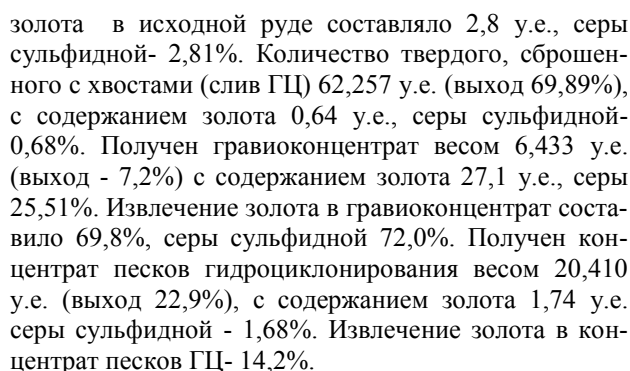
В опытно-промышленных условиях произведена переработка песков гидроциклонирования (перечистка на столе, гидроциклонирование) весом 8,442 т, с содержанием золота 2,4 у.е., при времени работы схемы – 48,0 h с получением концентратов песков гидроциклонирования. Получен гравиоконцентрат весом 0,318 у.е. (выход 3,8%), с содержанием золота 8,7 у.е. и серы сульфидной – 8,5%. Извлечение золота в гравиоконцентрат – 13,8%. Получен концентрат песков ГЦ весом 3,497 у.е. (выход 41,4%), с содержанием золота в 3,1 у.е. и серы сульфидной 3,4%. Извлечение золота в песок гидроциклонирования составляет 53,0%. Количество твердого, сброшенного с хвостами (слив ГЦ) составляет – 4,627 у.е. (выход 54,0%), с содержанием золота – 1,44 у.е., с содержанием серы сульфидной – 1,5%.

Опытно-промышленное испытание гравитационной схемы обогащения золота с дезинтеграцией песков.

Исходная золотосодержащая руда крупностью до 150 mm (рис. 2) поступает на операцию дезинтеграции с выделением фракции + 5 mm. Далее пульпа фракции – 5 mm поступает на операцию грохочения с выделением фракции + 1 mm, фракция – 1 mm поступает на концентрационный стол. Хвосты концентрационного стола направляются на операцию классификации. Пески классификации возвращаются на стадию дезинтеграции, слив плотность пульпы 1100 – 1150 у.е. и под давлением 2,5 kgf/cm². Слив классификации направляется на гидроциклонирование.

Слив гидроциклонирования направляется на хвосты, пески гидроциклонирования направляются на операцию гравитации. Гравиоконцентрат загружается в мешки, хвосты концентрационного стола направляются на операцию гидроциклонирования, слив гидроциклонирования направляется на хвосты, пески направляются на доизмельчение.

Полученные при операции грохочения продукты



Переработку пробы руды (класса +1 и +5 mm) в количестве 14,90 t с дезинтеграцией песковых частей производили при загрузке 1,2 t шаров, с гравитацией концентраторов и гидроциклонированием песков в течение 38 h. Содержание золота в исследуемой пробе составляет 2,28 у.е., сульфидной серы 2,4%. Количество твердого, сброшенного с хвостами (слив ГЦ) составило- 7,792 у.е. (выход 52,3%), с содержанием золота -0,92 у.е., серы сульфидной - 1,0%. Получен гравиоконцентрат весом 0,983 у.е. (выход -6,6%), с содержанием золота 16,8 у.е., серы сульфидной 17%. Извлечение золота в гравиоконцентрат составило 48,4%. Гравиоконцентрат загружается в мешки, хвосты концентрационного стола направляются на стадию гидроциклонирования, слив гидроциклонирования направляется на хвосты, пески направляются на операцию доизмельчения. Получен концентрат песков гидроциклонирования весом 6,125 у.е. (выход 41,1%), с содержанием золота - 1,7 у.е., серы сульфидной 1,74%. Извлечение золота в концентрат песков гидроциклонирования составило 30,5%.

Таким образом, максимальное извлечение золота в гравеоконцентрат (выход 10,5%) было получено по гравитационной схеме с дезинтеграцией и составило 73,9 отн. %, извлечение серы сульфидной 81,8%. уг-

49

лерода органического 4,8%. При этом содержание золота в гравеоцентрате составляет 20,3 у.е., серы сульфидной 19,9% углерода органического 0,66%.

Количество золота в хвосте (слив гидроциклонирования) составляет – 26,1% (содержание золота- 0,84 у.е.) относительно от общего количества золота в исходной руде. На основе проведенных исследований предложена схема (рис. 3) гравитационного обогащения углеродисто-сульфидных руд месторождения

Марджанбулак с дезинтеграцией песковой части руд.

Проведение исследований по сорбционному цианированию продуктов, отобранных во время опробования, показали низкое извлечение золота из всех полученных продуктов, что требует рассмотреть возможности применения метода обжига и биоокисления гравеоцентрата с целью достижения максимального сквозного извлечения золота из смешанных углеродисто-сульфидных руд.

УДК 622

© Кульмуратов Н.Р. 2012 г.

СИСТЕМА АВТОМАТИЧЕСКОЙ ОПТИМИЗАЦИИ ПРОЦЕССА ДРОБЛЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

Кульмуратов Н.Р., ст. преподаватель кафедры «Технология машиностроения и автоматизация машиностроительных производств» НГГИ

В данной работе рассматриваются вопросы автоматической оптимизации процесса дробления горных пород в конусных дробилках. Подобные задачи характерны для многих систем управления сложными технологическими процессами.

Задача оптимизации процесса дробления. Для рассматриваемого класса объектов вопросы построения систем автоматической оптимизации, обеспечивающей поддержание оптимального значения выбранного критерия эффективности, представляют значительный теоретический и практический интерес.

Наличие случайных помех, накладывающихся в процессе поиска на критерии эффективности оптимизируемой системы, приводит к появлению ошибок при принятии решения о направлении рабочих шагов управления. Эти ошибки значительно снижают эффективность поиска, и необходимость их уменьшения требует разработки методики сбора и обработки статической информации в системе оптимизации процесса дробления.

Для уменьшения количества проб и сокращения времени гранулометрического анализа продуктов дробления применен последовательный анализ, позволяющий учитывать результаты предыдущих измерений. Результаты указанного метода используются для принятия решения об изменении величины разгрузочной щели дробилки.

Для процессов стохастической природы, к которым относятся процессы дробления, при решении задачи оптимального управления целесообразно рассматривать систему вида:

$$\frac{d\bar{y}}{dt} = f(\bar{y}, \bar{x}, \bar{u}), \quad (1)$$

где: $\bar{y} = (y_1, \dots, y_n)$, n - мерный вектор выходных величин;

$\bar{x} = (x_1, \dots, x_{n_1})$, n_1 - мерный вектор возмущения;

$\bar{u} = (u_1, \dots, u_{n_2})$, n_2 - мерный вектор управляющих воздействий.

Задача оптимального управления процессом дробления, описываемая системой (1), состоит в том, что управление $U(t)$ выбирается таким, чтобы решение системы (1) оптимизировало некоторый функционал:

$$\int_{t_1}^{t_2} F\{\bar{u}(t), \bar{x}(t), \bar{y}(t)\} dt.$$

Очевидно, что t_1 при некотором известном критерии эффективности процесса дробления E функционально связано с вектором задачи управления процессом (1) и сводится к оптимизации функционала:

$$\int_{t_1}^{t_2} F\{\bar{x}(t), \bar{u}(t)\} dt. \quad (2)$$

Задачу оптимизации процесса дробления сформулируем следующим образом: для любого набора значений параметров, определяющих технологическую ситуацию в текущий момент времени (т.е. возмущений $\{\bar{x}\}$, отыскивается такой режим $\{u\}$, при котором критерий E будет максимальным. Критерий эффективности процесса дробления E является функцией параметров $\{\bar{x}\}$, и $\{u\}$ процесс определяется в фиксированные, соответствующие установившимся режимам моменты времени поверхностью $E\{\bar{x}, u\}$ заданной в пространстве значений параметров $x_1, \dots, x_{n_1}$ и u . Алгоритм статической оптимизации при этом значительно упрощается, так как отыскание оптимальных управлений в статике не требует $\max E\{\bar{x}, u\}$ в точках, отвечающих установившимся режимам. Исходя из реального диапазона колебаний возмущающих воздействий, технических условий эксплуатации ко-

нусных дробилок и производственного плана предприятия по выпуску товарных фракций щебня, на систему автоматической оптимизации процесса дробления накладываются ограничения вида: $a_j \leq x_j \leq b_j$; $j=1, \dots, n$; $c \leq u \leq d$. При $a_i \leq y_i \leq b_i$; $i=1, \dots, n$; производительности не ниже заданной $Q \geq Q_c$.

В ряде случаев ограничение накладывается только на выпуск наиболее ценной мелкой фракции щебня, пользующейся повышенным спросом, причем во всех случаях $a_1 \leq u_1$ предполагается, что: $a_i > 0$; $c > 0$; $a_i > 0$.

Построение системы автоматической оптимизации при неконтролируемых возмущениях. Для процесса дробления в конусной дробилке конечной стадии задача оптимизации состоит в том, чтобы при воздействии на систему неконтролируемых возмущений $\bar{x}(t)$, являющихся случайными функциями времени, обеспечить такое управление величиной разгрузочной щели U , чтобы получить максимально возможное значение критерия эффективности процесса дробления.

На рис. 1 представлена функциональная схема поисковой системы автоматической оптимизации процесса дробления в конусной дробилке.

Конусная дробилка как объект регулирования ОР в общем случае находится под воздействием неконтролируемых возмущений, характеризующих изменения прочности, крупности, производительности поступающей горной массы и абразивного износа конусов дробилки. Выделение различных фракций дробленого материала после конусной дробилки осуществляется с помощью грохотов, а для контроля фракционного состава дробленого материала используются интеграторы расхода с жесткой подвеской.

Для формирования критерия эффективности процесса дробления в блок формирования критерия БФК вводятся коэффициенты спроса на щебень различных фракций K_i и оптовая цена по прейскуранту C_i . На выходе БФК получаем случайную функцию изменения критерия эффективности процесса дробления E_i .

Данные о величине критерия эффективности E поступают на блок статистической обработки БСО. Использование в системе блока БСО вызвано необходимостью накопления данных с целью уменьшения влияния случайных помех, накладывающихся в процессе поиска на показатель качества оптимизируемой системы. Процесс накопления при наличии помех выполняет роль фильтрации, позволяющей улучшить соотношение полезного сигнала и помехи и тем самым понизить вероятность ошибки при принятии решения о направлении рабочего шага.

Автоматический оптимизатор АО системы автоматического поиска предназначен для того, чтобы поддерживать

величину E на выходе системы по возможности максимальной, и изменяет значения U в некоторые дискретные моменты времени. Управляющие сигналы U формируются двух классов - сигналы, предназначенные для извлечения информации о неизвестном параметре X и сигналы, предназначенные для управления. Система автоматической оптимизации производит n наблюдений величины E при фиксированном управляющем воздействии $u = u_x - \delta$, что дает некоторую выборку $\{E_i = E(t_i)\}$; $i=1, 2, \dots, n$. Затем происходит скачкообразное изменение управляющего воздействия на величину 2δ и производится следующая серия из n наблюдений, но уже для фиксированного управляющего воздействия $u = u_x + \delta$. По этим наблюдениям (измерениям) в общем количестве $2n$ принимается решение о том, на какую величину Δu изменить управляющее воздействие на входе объекта, чтобы величина E приняла максимальное значение. Определение величины рабочего шага производится по алгоритму:

$$\Delta u = u_{x+1} - u_x = \frac{\bar{E}_1 + \bar{E}_2}{2} \text{Sign}(\bar{E}_1 - \bar{E}_2),$$

где: средние значения E_1 и E_2 определяются на основе пробных шагов и выражаются в следующем виде (рис. 1).

Переход системы из одного состояния в другое осуществляется через фиксированный интервал времени:

$$T_{\text{д.е}} = 2(n\Delta t + t_1),$$

где: $T_{\text{р.ш.}}$ - интервал времени между рабочими шагами;

n - количество анализированных проб дробленого материала;

t_1 - время осуществления пробного шага с учетом времени переходного процесса, вызванного этим шагом.

В ряде случаев более эффективными являются

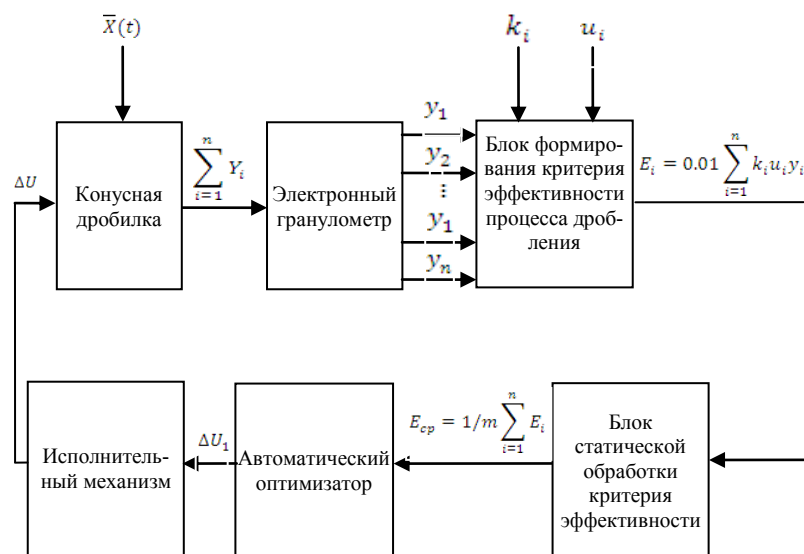


Рис. 1. Функциональная схема поисковой системы автоматической оптимизации

алгоритмы шагового поиска, в которых рабочее движение совмещается с пробными шагами. В основу стратегий поиска положен хорошо известный метод проб и ошибок. Стратегия поиска у шагового экстремального регулятора или автоматического оптимизатора АО заключается в следующем. Из положения, в котором находится система оптимизации, производится шаг на уменьшение или увеличение разгрузочной щели дробилки. Если в результате этого движения увеличивается критерий эффективности процесса дробления, то система продолжает движение в том же направлении; если уменьшается величина критерия эффективности, то система реверсируется.

При этом, если шаг изменения регулирующего воздействия конечен, система всегда пройдет экстремум, и вокруг точки экстремума установятся автоколебания, частота и амплитуда которых будет зависеть от параметров объекта и начальных условий. Наибольшее распространение получили системы автоматической оптимизации с постоянным шагом регулирования. Направление движения в этом случае будет определяться знаками приращения показателя эффективности процесса дробления и предыдущего приращения регулирующего воздействия. Управление производится по следующему алгоритму:

$$\text{Sign}\Delta u_x = \text{Sign}(E_x - E_{x-1}) \text{Sign}\Delta u_{x-1} \quad \text{при } E_x - E_{x-1} > \Delta$$

$$\text{Sign}\Delta u_x = \text{Sign}\Delta u_{x-1} \quad \text{при } E_x - E_{x-1} < \Delta$$

$$u_x = u_{x-1} + \Delta u \text{Sign}\Delta u_x.$$

Моделирование системы автоматической оптимизации процесса дробления в конусной дробилке. Решение задач статической динамики требует знания вероятностных характеристик случайных процессов на входе и выходе изучаемого объекта. Исходным материалом для получения вероятностных характеристик служат осциллографические записи исследуемых процессов. Использовались результаты исследований конусной дробилки третьей стадии дробления КМД-2200. В качестве входного воздействия рассматривался случайный процесс $X(t)$ - изменение во времени проч-

ности горной массы. В качестве выходного параметра рассматривался случайный процесс $E(t)$ - изменение во времени критерия эффективности процесса дробления.

Получены осциллограммы основных параметров процесса дробления в конусной дробилке. Стабильность загрузки конусной дробилки обеспечивалась системой поддержания заданной производительности на входе технологической линии. Крупность горной массы на входе исследуемой дробилки после двух стадий дробления и усреднения в процессе транспортировки считалась стабильной. Испытания проводились при постоянной величине разгрузочной щели дробилки. Абразивный износ конусов дробилки в течение 7,5 часов не учитывался, и на указанном интервале времени процесс дробления рассматривался как стационарный. При постоянных значениях возмущающих воздействий: производительности загрузки, крупности на входе исследуемой дробилки и величины разгрузочной щели мощность дробления, регистрируемая датчиком мощности, характеризует прочность поступающей на дробление горной массы. Это подтверждено исследованиями и сопоставлением результатов осциллографической записи мощности с данными испытания прочности сжатием в цилиндре.

Для контроля процентного выхода товарных фракций щебня и критерия эффективности процесса дробления смоделирована система автоматического контроля гранулометрического состава продуктов дробления в соответствии с функциональной схемой (рис. 1). На первом этапе реализовывался процесс дробления при постоянной величине разгрузочной щели 10 мм, и вычислялось значение:

$$E_i = 0.01 \sum_{i=1}^n K_i u_i y_i$$

На втором этапе осуществлялась оптимизация процесса дробления по критерию эффективности E , величина которого, сравненная с E_2 , оказалась на 20% выше. Последнее подтверждает эффективность оптимизации процесса дробления в конусной дробилке по экономическому критерию.

УДК 622.766

© Шаев Ж.И. 2012 г.

ПРИМЕНЕНИЕ РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОГО МЕТОДА СОРТИРОВКИ РУД

Шаев Ж.И., главный геофизик Северного рудоуправления НГМК

На сегодняшний день специалистами Северного рудоуправления НГМК получен достаточно большой опыт в разработке рациональных и экономически рентабельных методик, технологических схем рудо-сортировки, обеспечивающих получение высоких

технологических показателей по извлечению, производительности и качеству конечного продукта технологии рентгенометрической сортировки.

Особенность месторождения «Кокпаташ» заключается в существовании геохимической связи между

добываемым металлом и рядом сопутствующих элементов, характерной для всего рудного поля, геохимической зависимости содержания Au и As.

В период 2008-2010 гг. был введен в эксплуатацию рудосортировочный комплекс по предварительному обогащению руд месторождения «Кокпатас». В состав комплекса входят двухпоточная рудоконтролирующая станция предварительной сортировки в объеме кузова автосамосвала и рудосортировочный комплекс по кусковой сепарации.

На первом этапе поступающая горная рудная масса с карьеров проходит посамосвальную сортировку. Выделенные горнорудные участки карьеров после погрузки в автосамосвалы, направляются на рудоконтрольную станцию, где непосредственно проходят сканирование рентгенорадиометрическим зондом всего кузова самосвала. В результате проведенного измерения автоматическая система управления рудоконтрольной станции принимает решение о дальнейшем месте разгрузки промеренных автосамосвалов по сортам на склады и на дальнейшую переработку на рудосортировочном комплексе.

Поступающая горная масса на стадии рудоподготовки проходит предварительное дробление и грохочение, разделяясь на четыре класса крупности - 200+100 mm; -100+50 mm; -50+25 mm; -25+0 mm. Класс -25 + 0 mm, выделяясь на первом этапе после грохочения по сравнению с исходным содержанием входящего на переработку сырья, обогащается в 1,2 раза и направляется в концентрат. Выделенные классы -200+100 mm и -100+50 mm поступают на рентгенорадиометрическую сортировку, производимую на сепараторах ленточного типа РМ-200Р и РМ-100Р в цех № 1. Поступающий рудный материал с расход-

ных бункеров подается на вибропитатели, с отсеиванием раздробленных частиц и улавливанием пылевой фракции, далее материал подвергается раскладке и подаче на конвейерные ленты сепараторов. Материал проходит через рентгенорадиометрические измерительные устройства, расположенные в шахматном порядке, производящие двухсторонний осмотр, далее система управления, производя расчет, принимает решение и подает команду на срабатывание клапана разделительной системы подающего сжатый воздух при обнаружении рудных кусков.

Выделенный класс - 50+25 mm поступает на рентгенорадиометрическую покусковую сортировку, производимую сепараторами типа РРС-50 микроцефа № 2. Поточно-транспортная система цеха предусматривает подачу материала в расходные бункера сепараторов. Подающийся материал проходит предварительное отсеивание мелких частиц и при вибрации с наклоном поступает на раскладчик, состоящий из восьми ручьев. Следующий этап-рентгенорадиометрическое опробование разложенного потока кусков в свободном падении. Здесь за доли секунды рентгенорадиометрический измерительный прибор производит анализ содержания золота с подачей команды на срабатывание клапана разделительной системы подающего сжатый воздух при обнаружении руды. Выделенные продукты сортировки поступают на отвальные конвейеры концентрата и хвостов, с которых автоматическими пробоотборниками отбираются и формируются представительные пробы, направляемые в лабораторию для анализа полученных продуктов.

По результатам сортировки машинных классов - 200+25 mm содержание в концентрате, в зависимости от исходного сырья, увеличивается в два раза.

УДК 553.81:550.83(575.1)

© Дадаев Д.М. 2012 г.

ПРИМЕНЕНИЕ ГЕОФИЗИЧЕСКИХ МЕТОДОВ ПРИ ПОИСКАХ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ, НЕ СВЯЗАННЫХ С КИМБЕРЛИТАМИ ПОРОД

Дадаев Д.М., стажер-исследователь Института геологии и геофизики АН РУз

До середины семидесятых годов прошлого века поиски коренных алмазосодержащих пород ограничивались согласно «правилу Клиффорда» центральными частями докембрийских кратонов. Но после того, как алмазы, не связанные с кимберлитами, были обнаружены в складчатых палеозойских областях различных регионов – в перидотитах Армении и Корякского нагорья, в оливиновых базальтах Камчатки, в камптонитах Среднего Тиммана, в щелочных оливиновых

базальтах Кастекского хребта в Казахстане, в метаморфических породах Северного Казахстана область поисков коренных алмазов была значительно расширена (рис. 1-3).

В настоящее время установлены факты присутствия акцессорных алмазов в породах щелочно-ультраосновного и щелочно-базальтоидного состава [1]. По петрографическому составу они относятся к лампрофирам (камптонитам), альнеитам, лимбурги-

там, пикритах и пикритовым порфирикам. Морфология тел близка к кимберлитовым – трубки взрыва, дайки, жерла, штоки, силлы. Происхождение алмаза обусловлено аналогичными кимберлитам причинами – зарождением в мантийных условиях при высоких температурах и давлениях с последующим ксеногенным выносом. Эти представления, наряду с данными о прямых находках алмаза в Гиссарском хребте, послужили основанием для постановки в 1987 г. тематических работ по выявлению алмазоносности трубок

взрыва и даек щелочных базальтоидов, а также ультрабазитов Гиссарского хребта и гор Нуратау. Они завершились в 1990 г. разработкой комплекса признаков потенциальной алмазоносности базальтоидов Южного Тянь-Шаня и установлением мелких алмазов в нескольких дайках и трубках взрыва, а также в отдельных телах пикритов асмансайского комплекса в Северном Нуратау. На последующих этапах поисково-картировочных работ и специализированных шлихоминеральных поисков в Гиссарском регионе,

Северном и Южном Нуратау, Букантау были получены сведения о присутствии мелких алмазов в пикритах, относящихся к субвулканическим образованиям тубабергенской свиты (Букантау), а также установлена группа потенциально алмазоносных трубок взрыва и даек щелочных базальтоидов (Букантау, Гиссары, Северный и Южный Нуратау) и карбонатитов чагатайского комплекса (Южный Нуратау) [2-3]. В Южном Нуратау в бассейне р. Актепасай в трубках взрыва и дайках чагатайского трахит-карбонатитового комплекса были установлены мелкие алмазы.

Несмотря на установление алмазов в рыхлых отложениях и благоприятные геолого-тектонические предпосылки, поисковыми геологическими маршрутами не всегда удается выявить местоположение новых трубок взрыва. Поэтому при поисках потенциально алмазоносных образований, оконтуривания их в плане, а также определения глубины элементов залегания используют геофизические методы поисков в составе магниторазведки, электроразведки и гравитарезки. Ни один из этих методов, взятых в отдельности, не может однозначно решить поисковую задачу. Магниторазведка используется для выявления магнитных аномалий и непосредственного обнаружения трубок взрыва. Методы

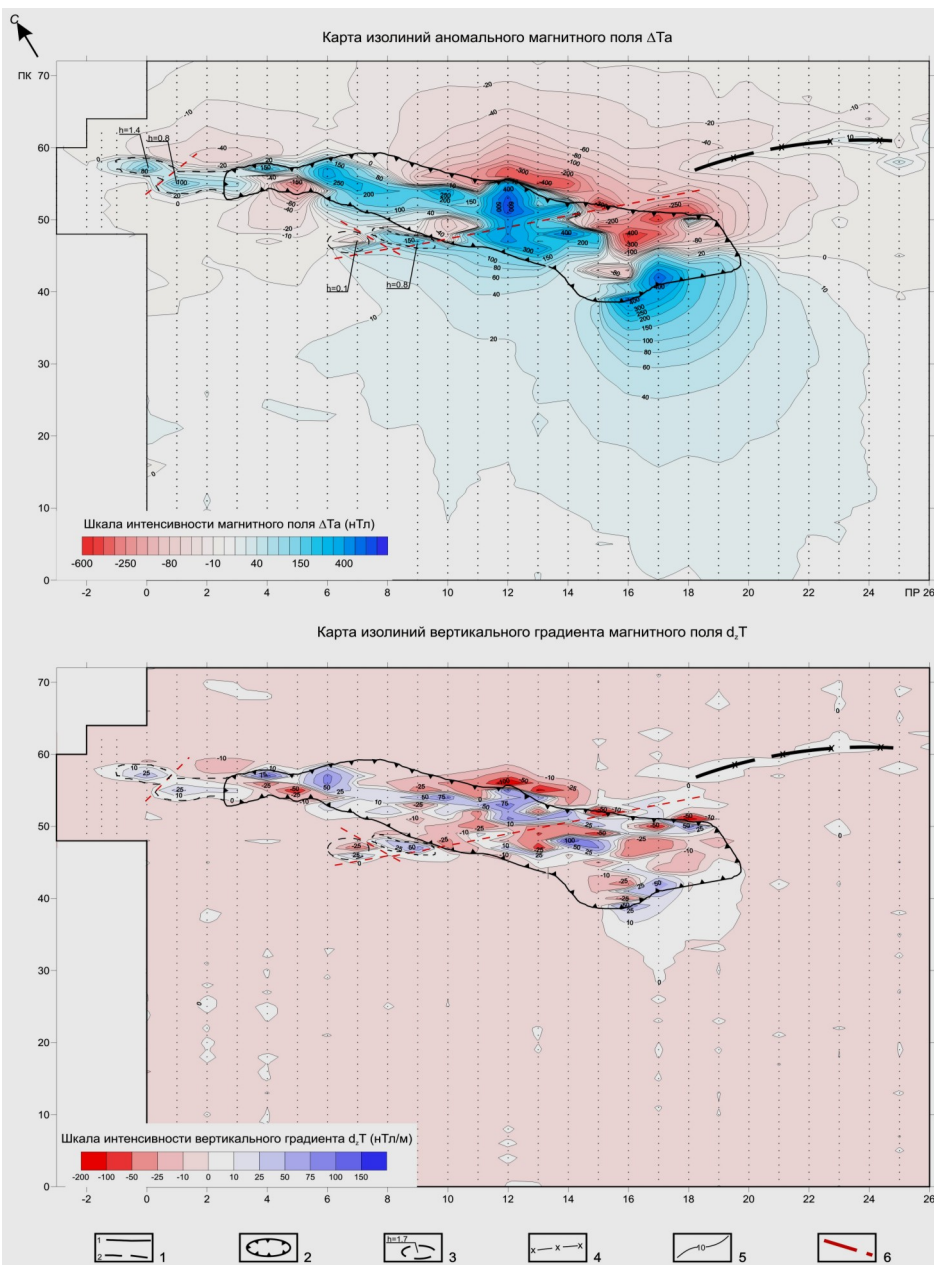


Рис. 1. Результаты детальных магниторазведочных работ на диатреме Тусун (горы Нуратау): 1 - контакты пород по геологическим данным (1), по геофизическим данным (2); 2 - общий контур трубки взрыва по геологическим данным; 3 - контур трубки по геофизическим данным, h - глубина залегания магнитного тела в метрах; 4 - ось магнитной аномалии, обусловленной слабомангнитными наносами в русле сая (область сноса); 5 - изолинии магнитного поля (нТ) и вертикального градиента d_zT (нТ/м); 6 - тектонические нарушения по геофизическим данным

электроразведки и гравиразведки, входящие в геофизический комплекс, относятся к числу дополнительных и применяются с целью определения природы магнитных аномалий, оконтуривания трубок с прослеживанием их корневых частей, локализации трубок под покровами осадочных отложений.

В Узбекистане эффективность применения геофизических методов в составе магниторазведки, электроразведки и гравиразведки при поисках и детальной оценки коренных месторождений алмазов, не связанных с кимберлитами, была установлена геофизическими исследованиями, проведенными в горах Букантау и Нуратау [4-5].

Апробация рационального комплекса микрогеофизических исследований на диатреме Тусун выполнялась в масштабе 1:1000 – с использованием комбинированной съемки магнитного поля и его градиентов, гравиметрической съемки и профильной электроразведки.

Трубка взрыва Тусун расположена на правом борту одноименного сая и приурочена к зоне Дарнсайского разлома, Южная Нурата. Диатрема вытянута в СЗ направлении, ее размер 350×20-70 м. Она прорывает вмещающую песчано-сланцевую толщу наукасайской свиты ($S_{IV} nkt$), часто сминая, подворачивая ее в складки и милонитизируя. Падение контактов трубки крутое (80-90°).

На участке Тусун выполнена комбинированная съемка магнитного поля и градиентов масштаба 1:1000 по сети 10×5 м. Магнитная восприимчивость потенциально алмазоносных пород, слагающих трубку Тусун, изменяется в широком диапазоне от 43 до 815×10^{-5} ед. СИ в зависимости от петрографической разновидности, минералогического состава, степени гипергенных и гидротермально-метасоматических изменений и обуславливается, в первую очередь, присутствием магнетита и его содержаниями. Магнитная восприимчивость оливин-пироксеновых трахибазальтов в зависимости от содержаний магнетита изменяется в пределах $550-815 \times 10^{-5}$ ед. СИ, лавобрекчий – $154-391 \times 10^{-5}$ ед. СИ, туфобрекчий – $22-51 \times 10^{-5}$ ед. СИ. Сильно измененные разности характеризуются низкими значениями магнитной восприимчивости $4,3 \times 10^{-5}$ ед. СИ. Значительное различие по магнитным свойствам алмазоносных руд и вмещающих пород создает благоприятные условия для эффективного применения магниторазведки для их поисков, а дифференциация трубочных пород по магнитным свойствам, в зависимости от петрографической разновидности, позволяет использовать данные магниторазведки для литологического расчленения трубок сложного строения и прогнозировать вещественный состав погребенных.

Наличие пород с обратной намагниченностью характерно для трубок взрыва (например, кимберлитовые трубки Якутии, диатрема Учкудук в горах Букантау). Для трубок Якутии установлено, что брекчеевидные кимберлиты намагничены по современно-

му полю и, соответственно, отмечаются положительными аномалиями. Магматические кимберлиты обладают противоположным современному полю вектором естественной остаточной намагниченности и, соответственно, отмечаются отрицательными аномалиями обратного намагничения. Какой-либо связи между алмазоносностью и намагниченностью кимберлитов не установлено [6].

Причины обратной намагниченности пород разными исследователями трактуются по-разному. Одни связывают возникновение обратного намагничения самоинверсией вектора естественной остаточной намагниченности, другие с палеомагнитной эпохой образования пород, когда магнитное поле Земли было противоположно по знаку современному, третьи с перемагничиванием внедряющихся магнитных пород полем вмещающих магнитных пород.

Отсюда по данным магниторазведки можно сделать вывод, что штоки трахибазальтов, отмечаемые положительными аномалиями, относятся к брекчеевидному типу с малым количеством обломков вмещающих пород, а базальты, фиксируемые отрицательными аномалиями, – магматические.

Над диатремой зафиксирована положительная магнитная аномалия северо-западного простирания линейной морфологии. С северо-восточного фланга аномалии наблюдается зона отрицательных значений магнитного поля, обусловленная косым намагничением. Поперечные размеры аномалии от 20 м на северо-западе до 70-100 м на юго-западе, по простиранию 400 м. По типу кривой аномалия идентична вертикальной составляющей магнитного поля Z от вертикального пласта бесконечного простирания на глубину при косом намагничении. Морфология аномалии в плане в целом линейная. На юго-восточном замыкании аномалии кривая типа Z сменяется кривой типа горизонтальной составляющей магнитного поля H изометричной морфологии, что связано, возможно, с изменением простирания трубки на субширотное или с самоинверсией вектора естественной остаточной намагниченности, что в принципе характерно для магматических пород, либо с расположением трубки относительно форм рельефа (рис. 1).

Общий контур магнитной аномалии значительно шире намагниченного тела диатремы. В связи с чем, границы трубки по карте магнитного поля Ta определяются неуверенно с большой погрешностью. Трудности вызывает и косое намагничение, в условиях которого часто меняется тип кривых и, соответственно, принципы картирования. В общем случае можно отметить, что геологический контур трубки охватывает эпицентральный часть магнитной аномалии Ta .

По карте локальных аномалий магнитного поля границы трубки определяются более уверенно, в связи с подавлением медленно убывающей составляющей магнитного поля. Но при этом, как и при всякой трансформации, возникают фиктивные локальные аномалии, связанные с математическими свойствами

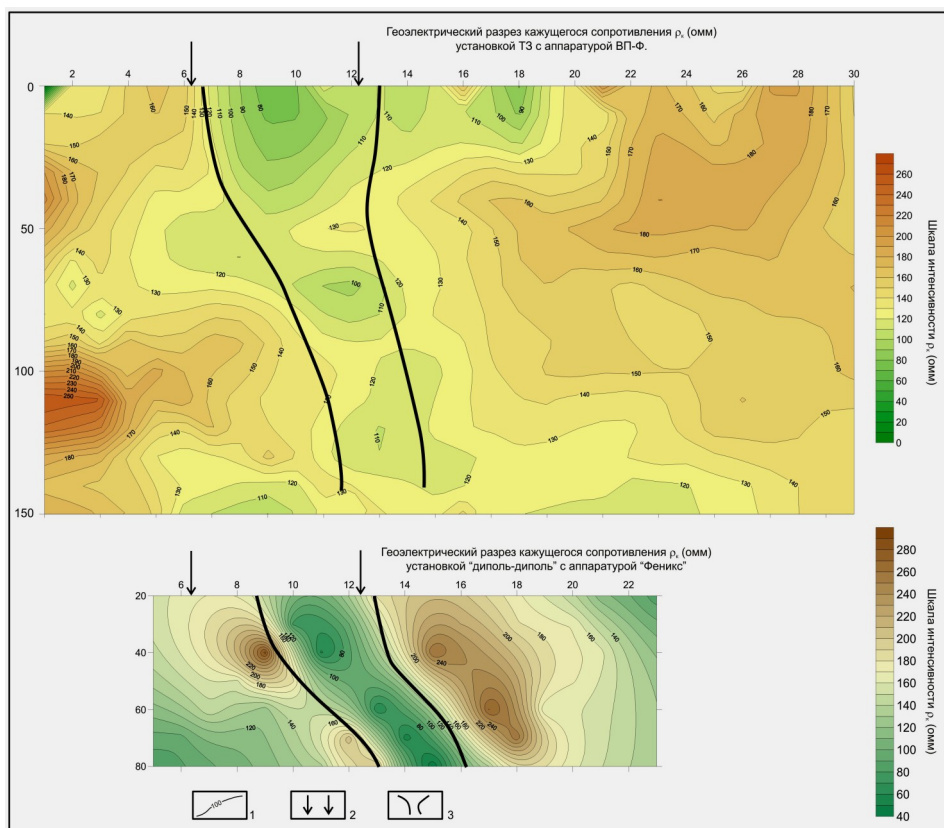


Рис. 2. Геоэлектрический разрез кажущегося сопротивления ρ_k (омм): 1 - изолинии ρ_k и их значение; 2 - граница трубки взрыва по геологическим данным; 3 - контур трубки взрыва по геофизическим данным

трансформации, не имеющие отношение к геологическому строению и искажающие вид аномальных кривых. Геологический контур трубки охватывает практически все локальные аномалии Ta как положительные, так и отрицательные. Ошибка определения контура трубки (с включением всех локальных аномалий обоего знака) по карте локальных аномалий составляет $\pm 10-15$ m и зависит от параметров примененной трансформации. При других параметрах трансформации ошибка может достигать до 20 m и более.

По данным магнитной съемки градиентов местоположение трубки определяется более точно, чем по общему и локальному магнитному полю, в связи с тем, что уменьшение градиентов с изменением расстояния от объектов происходит быстрее, чем изменение магнитного поля. На карте градиентов трубка на фоне практически спокойного поля достаточно резко и уверенно выделяется областью, насыщенной локальными аномалиями градиента разного знака. Геологический контур трубки охватывает практически все локальные аномалии вертикальных градиентов как положительные, так и отрицательные. Ошибка определения границ трубки (с включением всех локальных аномалий) по карте вертикальных градиентов, как правило, 0-5 m и не превышает 10 m.

Магнитное поле над трубкой крайне неоднородно, нагружено локальными аномалиями различных по-

рядков, разных знаков, размеров и интенсивности, обусловленными как литологическими разновидностями пород, так и сильно пересеченным горным рельефом. Следует отметить, что в условиях сильно пересеченного рельефа, аномалиями отмечаются все неровности его поверхности. Впадины в нормально намагниченном объекте отмечаются пониженными значениями интенсивности магнитного поля вплоть до появления отрицательных аномалий, а выступы – повышенными. Эта закономерность резко проявляется при наземных съемках. Однако при сопоставлении карты магнитного поля с высотным планом участка достоверно установлена только одна отрицательная рельефная аномалия, не связанная с геологическим строением трубки. В остальных случаях прямой корреляции магнитных

аномалий с рельефом не обнаружено.

По данным магниторазведки диатрема Тусун представляет собой вертикальное дайкообразное тело, слегка расширяющееся в верхней своей части, что также подтверждается и материалами электроразведочных работ. Северо-западный фланг трубки выполняют туфобрекчии. В юго-восточном направлении на глубине в составе диатремы увеличивается роль лавобрекчий и трахибазальтов, отдельные выходы которых вскрыты канавами, и на восточном фланге трубки их присутствие в разрезе становится преобладающим. Северо-западный фланг диатремы осложнен разрывным нарушением северо-восточного направления. По разлому породы трубки сдвинуты относительно друг друга на 2-5 m. На юго-востоке диатремы выделена зона дробления мощностью 40 m.

На трубке взрыва Тусун электроразведочные работы проведены по четырем профилям: 5, 6, 7, 8.

Трубка взрыва представлена магматическими образованиями различного состава: туфобрекчиями, на 60-80% состоящих из обломков терригенных вмещающих пород и интенсивно ожелезненных эффузивов среднего-основного состава, лавобрекчий и оливин-пироксеновых базальтов, характеризующихся, в целом, пониженными значениями кажущегося сопротивления (ρ_k от 120 до 80 Ω m). Вмещающими породами являются песчано-сланцевые отложения наукат-

сайской свиты нижнего силура (S_{1nkr}), характеризующиеся повышенными значениями кажущегося сопротивления (ρ_k от 120-130 до 250 $\Omega \cdot m$).

На профиле 5 граница трубки по геологическим данным расположена в интервале пикетов 6÷12. По электроразведочным данным граница трубки несколько смещена в сторону увеличения пикетов, причём по данным метода ТЗ с аппаратурой ВП-Ф, граница трубки по геофизическим данным практически совпадает с границей трубки по геологическим данным, а по данным, полученным с канадской аппаратурой «PHOENIX» наблюдается большее смещение границы трубки. По электроразведочным данным по разрезу 5, полученным с применением установок ТЗ (ВП-Ф) и «диполь-диполь» (PHOENIX) по пониженным значениям кажущегося сопротивления, выделен контур трубки взрыва Тусун. По электроразведочным данным трубка в верхней своей части расширяется, а с глубиной сужается, что подтверждается данными магниторазведочных работ (рис. 2).

На профиле 6 граница трубки взрыва по геологическим данным расположена в интервале пикетов 6÷12. Граница трубки взрыва, выделенная по электроразведочным данным, полностью совпадает с геологическими границами. По электроразведочным данным, по разрезу 6, полученному с применением установок ТЗ (ВП-Ф) и «диполь-диполь» (PHOENIX) по пониженным значениям кажущегося сопротивления, выделен контур трубки взрыва Тусун, которая в верхней своей части расширяется, а с глубиной сужается.

На профиле 7 граница трубки взрыва по геологическим данным расположена в интервале пикетов 6÷12. Граница трубки взрыва, выделенная по электроразведочным данным, полностью совпадает с геологическими границами. По электроразведочным данным по разрезу 7, полученному с применением установок ТЗ (ВП-Ф) и «диполь-диполь» (PHOENIX) по пониженным значениям кажущегося сопротивления, выделен контур трубки взрыва Тусун, которая в верхней своей части расширяется, а с глубиной сужается.

На профиле 8 граница трубки взрыва по геологическим данным расположена в интервале пикетов 12÷18. Граница трубки взрыва, выделенная по электроразведочным данным, несколько шире и расположена в интервале пикетов 13÷18.

По геоэлектрическим разрезам, полученным с примени-

ем установок ТЗ (ВП-Ф) и «диполь-диполь» (PHOENIX) по пониженным значениям кажущегося сопротивления выделен контур трубки взрыва Тусун, которая в верхней своей части расширяется, а с глубиной сужается.

По составу и строению диатрема представляет собой многофазовое магматическое образование. К первой фазе внедрения относятся туфобрекчии, слагающие основную часть объема трубки. Породы второй фазы внедрения представлены лавобрекчиями с трахибазальтовым цементом, которые прорывают туфобрекчии в центральной части диатремы в виде субмеридионально вытянутого дайкообразного тела, мощностью до 40 м в раздуве и мелких непротяженных даек, развитых преимущественно в юго-восточной части трубки. В третью фазу внедрения сформировались линзообразные тела и дайки оливин-пироксеновых анальцитсодержащих трахибазальтов, установленные по всей площади диатремы, а также вне ее, прорывая вмещающие сланцы под острым углом к их простиранию. В пределах трубки одна из таких даек прорывает тело лавобрекчии, остальные – туфобрекчии.

Туфобрекчии на 60-80% состоят из мелких (0,5-1,5 см) обломков терригенных вмещающих пород и интенсивно ожелезненных эффузивов среднего – основного состава, редко встречающихся биотитовых гранитов, альбит-биотитовых метасоматитов, а также минеральных дезинтегрантов этих пород, плотно сцементированных значительно хлоритизированной, карбонати-

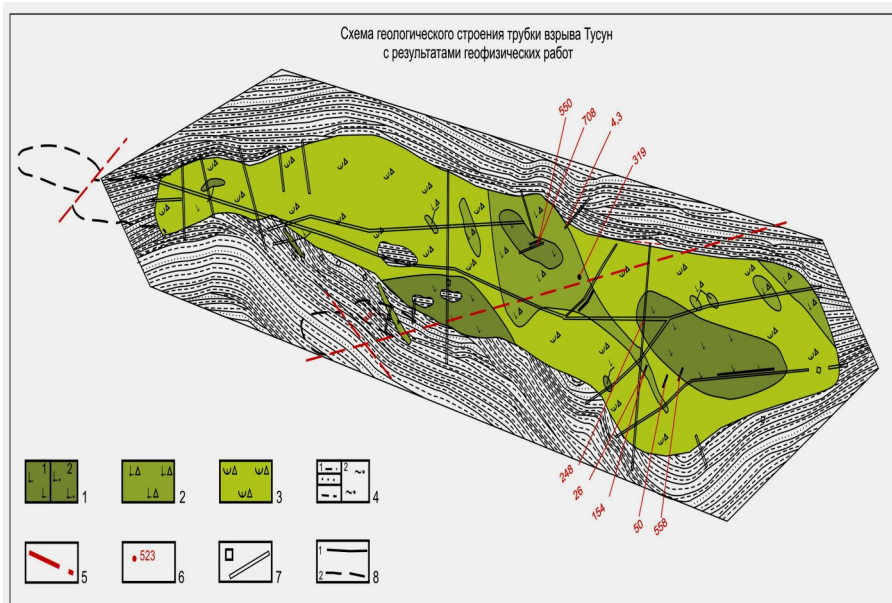


Рис. 3. Схема геологического строения трубки взрыва Тусун с результатами геофизических работ: 1 - трахибазальты оливин - пироксеновые, анальцитсодержащие, $\rho_k = 650 \cdot 10^{-5}$ ед.СИ, (1 - прямого намагничения; 2 - обратного намагничения); 2 - лавобрекчии с трахибазальтовым цементом, $\rho_k = 290 \cdot 10^{-5}$ ед.СИ; 3 - туфобрекчии, $\rho_k = 31,5 \cdot 10^{-5}$ ед.СИ; 4 - наукатская свита (S_{1v} pkt), Переслаивание песчаников и сланцев, $\rho_k = 1,5 \cdot 10^{-5}$ ед.СИ, (1 - на схеме; 2 - на разрезе); 5 - тектонические нарушения по геофизическим данным; 6 - точки отбора образцов на петромагнитные исследования и значение магнитной восприимчивости ρ_k ($n \cdot 10^{-5}$ ед.СИ); 7 - Канавы и шурфы; 8 - Контакты пород по геологическим данным (1), по геофизическим данным (2)

зированной и ожелезненной, пронизанной густой сетью карбонатных микропрожилков, пепловой массой.

Лавобрекчии второй фазы отличаются от туфобрекчии первой фазы меньшим количеством обломков (50-60%) и их большим размером от 0,5 до 10-15 см. Состав обломков самый разнообразный – сланцы, песчаники, кварциты, кварц, но преобладают обломки афировых базальтоидов и карбонатных пород. Обломки цементируются афировыми стекловатыми базальтами с обилием мелких миндалин карбонатного и хлоритового состава. Местами лавобрекчия повторно брекчируется и цементируется карбонатным веществом в виде прожилков и гнезд.

Оливин-пироксеновые базальты – это визуально редковкрапленные стекловатые мелкопорфированные массивные породы темно-серого, до черного цвета. Под микроскопом они представляют собой мелкопорфировые породы с интерсертальной и, часто, пылевидной вкрапленностью рудного минерала. Порода нередко бывает пронизана сетью мелких прожилков карбонатного, хлорит-карбонатного, кварц-карбонатного и анальцимового состава. В интенсивно измененных породах количество анальцима достигает 5-25%, вместе с карбонатом он выполняет интерстиции и миндалины (рис. 3).

Геофизическими работами установлена эффективность применения магнитной съемки в сочетании с

измерениями вертикальных градиентов магнитного поля при поисках и детальной оценке месторождений алмазов в горах Нуратау. Измерения вертикальных градиентов магнитного поля при детальной разведке с неглубоко залегающими намагниченными породами позволяют более точно локализовать рудные тела (в данном случае трубки взрыва), а комбинированные измерения градиентов и магнитного поля позволяют более точно определять глубину залегания намагниченного тела.

В то же время магниторазведкой Ta не решается однозначно задача определения угла падения крутых наклонных тел. Для определения морфологии крутых контактов трубчатых тел с прослеживанием их корневых частей рекомендуется применение электроразведки методами точечных вертикальных зондирования. Применение гравиразведки на стадии детальной оценки неэффективно.

Таким образом, на поиски и детальную оценку коренных месторождений алмазов на закрытых и слабо обнаженных территориях в горах Нуратау в качестве оптимального геофизического комплекса рекомендуется проведение магниторазведочных работ с решением задач поиска трубок, оконтуривания их в плане и литологического расчленения и электроразведочных работ с решением задач прослеживания корневых частей трубок.

Список литературы:

1. Геология и генезис алмазных месторождений. Москва ЦНИГРИ, кн. 1, 1989. 242 с., кн. 2, 1989. 424 с.
2. Диваев Ф.К., Шумилова Т.Г., Юшкин Н.П. и др. Первая находка алмазов в шонкинит-порфирах Северного Тамдытау (Центральные Кызылкумы, Западный Узбекистан) // ДАН, 2009, том 424, №6, с. 785-787.
3. Диваев Ф.К. Чагатайский трахит-карбонатитовый комплекс Южного Нуратау. Автореферат дисс.канд.г.м.н.. Ташкент, ИМР, 2000, 25с.
4. Головки А.В., Яковенко Н.Е. и др. Опережающие специализированные поисковые работы по изучению потенциальной алмазоносности аплювиальных отложений основных водных бассейнов Западного и Южного Узбекистана. Отчет о результатах опережающих специализированных поисковых работ за 1996-2000 гг. ГПП «Самаркандгеология». Самарканд, 2000, 230с.
5. Головки А.В. Характеристика алмазов и трубок взрыва гор Букантау// Материалы научной конференции «Магматические, метасоматические формации и связанное с ними оруденение» Ташкент, 2005, с. 76-79.
6. Саверасов Д.И. Некоторые сведения об эффективности применения методов магниторазведки при поисках коренных месторождений алмазов. Геология и геофизика, №8, 1962 г.

УДК 622.33.012:623.332

© Султанов К.С., Халикулов Э.Х., Руми Д.Ф. 2012 г.

ДИНАМИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ КНК-270/3500 ПРИ ВОЗНИКАЮЩИХ ВОЗДЕЙСТВИЯХ В УСЛОВИЯХ КАРЬЕРА МУРУНТАУ

Султанов К.С., главный научный сотрудник Института механики и сейсмостойкости сооружений АН РУз, докт. физ.-мат. наук, профессор; **Халикулов Э.Х.**, директор Центрального рудоуправления НГМК; **Руми Д.Ф.**, ст. научный сотрудник Института механики и сейсмостойкости сооружений АН РУз, канд. техн. наук

Строительство крутонаклонного конвейера КНК-270/3500 на карьере Мурунтау является уникальным

продвижением, не имеющих аналогов в мире при разработке месторождений полезных ископаемых.

Эксплуатация комплекса КНК-270 ставит новые задачи обеспечения безопасности работы КНК при всевозможных действиях внешних сил, возникающих как при ведении горных работ на карьере Мурунтау, так и силы природных процессов таких, как землетрясение [1-4]. Внешние силы в данном случае в основном разделяются на три вида:

1. Силы, возникающие при массовых взрывах, производимых на карьере Мурунтау при разработке горной породы. Эти силы являются кратковременными динамическими силами, имеющие значительные амплитуды, порядка десятка и сотни МПа.

2. Сейсмические силы, возникающие при землетрясениях. Эти силы являются длительнопериодными с низкой амплитудой, порядка 1 МПа.

3. Вибрационные силы, возникающие при функционировании КНК-270. Эти силы являются технологическими силами длительного воздействия с незначительной амплитудой, порядка 0,01 МПа.

Взрывные нагрузки опасны тем, что могут вызвать сдвиги, трещины, скольжения самого борта карьера, на котором расположен КНК. Сейсмические нагрузки могут инициировать колебания горного массива с частотами, близкими к частоте собственных колебаний КНК, что может вызвать резонансные явления в его конструкции. Вибрационные нагрузки могут вызвать усталостные явления на самих конструкциях КНК, также на опорах при долговременном действии.

Рассмотренные выше нагрузки, под возможным воздействием которых находится комплекс КНК-270, являются существенными и обеспечение безопасности его функционирования на воздействия динамических нагрузок является актуальной проблемой.

Решение динамической задачи о частотах, собственных формах и колебаниях Восточного борта с конструкцией КНК-270 возможно с использованием численных методов (рис. 1-2). Метод конечных элементов позволяет учитывать нерегулярность рассматриваемой области, в данной задаче – это плоско деформируемая область горного массива и удлиненная конструкция конвейера, в соответствии с принятой расчетной схемой, приведенной в [1].

Математическая модель задачи включает в себя вариационный принцип возможных перемещений совместно с принципом Даламбера, учитывающим силы инерции:

$$\delta A = - \int_V \sigma_{ij} \delta \varepsilon_{ij} dV + \int_V \rho g \delta v dV - \int_V \rho \frac{\partial^2 u}{\partial t^2} \delta u dV = 0. \quad (1)$$

Расчетная модель откоса плоско-деформируемого тела представляется четырехугольными и треугольными элементами. Расчетная модель КНК-270 представляется плоской рамой, стойки которой жестко укреплены на откосе, а другой конец жестко соединен с ригелем. В этом случае конечно-элементная дискретизация будет включать в себя не только плоские элементы, но и стержневые, моделирующие кон-

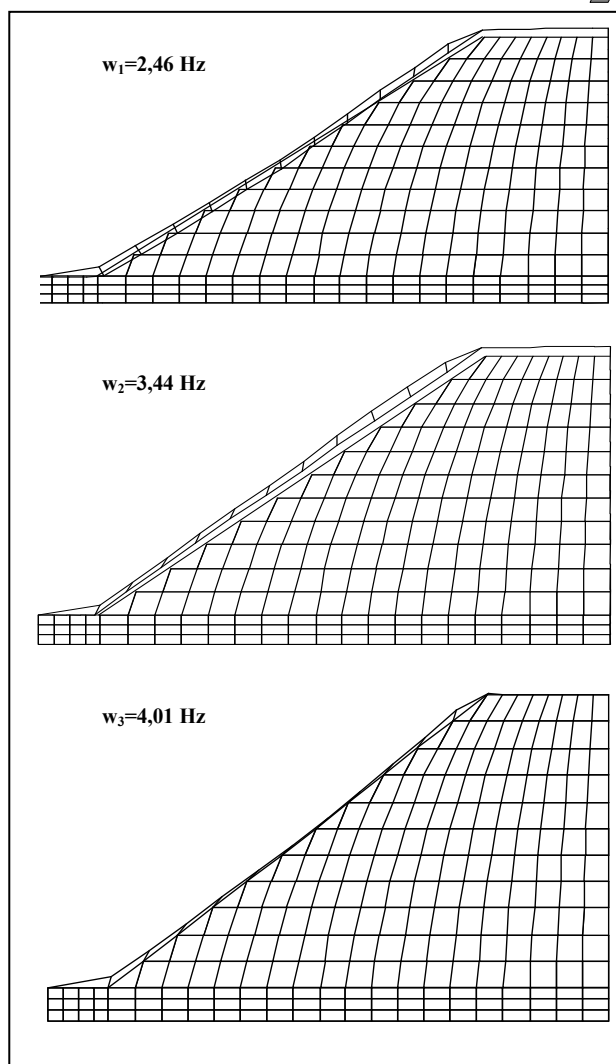


Рис. 1. Первые три собственные формы колебаний системы «Откос – КНК»

струкцию КНК-270. При этом предполагается, что стержневые элементы находятся в условиях изгибно-сдвиговой деформации.

В результате конечно-элементной дискретизации и процедуры объединения элементов (плоских и стержневых) в единую систему получается разрешающая система дифференциальных уравнений:

$$[M]\{\ddot{q}\} + [K]\{q\} = \{P(t)\} \quad (2)$$

где $[K]$ и $[M]$ - матрицы жесткости и масс всей системы, формируемые из матриц отдельных элементов; $\{P(t)\}$ - зависящий от времени вектор узловой нагрузки;

$\{q\}$ - искомый вектор узловых перемещений. Матрицы жесткости для плоских и стержневых элементов приводятся в [2-4].

Полученная система дифференциальных уравнений (2) решается методом Ньюмарка [2].

Следует отметить, что при определении напряженно-деформированного состояния Восточного борта при установленном КНК-270, мы ограничились

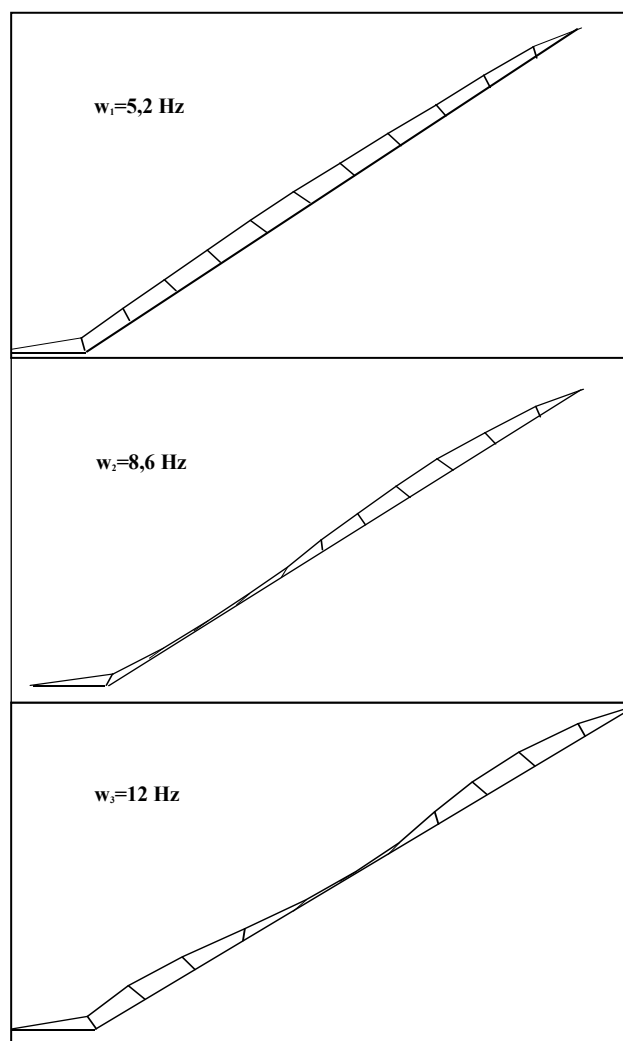


Рис. 2. Первые три частоты и формы собственных колебаний стержневой модели конвейера КНК-270 на откосе

данными, касающимися только веса конвейера, приходящегося на опоры. Эта узловая нагрузка принята равной 1 MN. При колебательном процессе системы, включающей горный откос и конвейер, помимо физико-механических параметров элементов плоской системы (горной породы) необходимо знание таких параметров конструкции КНК, как площадь и моменты инерции поперечного сечения. В расчетах для стержневых элементов были условно приняты следующие значения указанных параметров: $F=1m^2$, $J=1m^4$.

Наибольшую опасность представляет периодическая динамическая нагрузка, способная вызвать резонанс в конструкции КНК-270 и привести его к разру-

шению. Для определения параметров подобной нагрузки необходимо определить собственные параметры колебаний КНК-270 – его собственной частоты и формы колебаний, после чего проанализировать возможность возникновения динамической нагрузки с таким спектром, с целью недопущения резонансных колебаний конструкции. Решение поставленной задачи (нахождения динамических характеристик конструкции) заключается в отыскании решений, т.е. нахождения собственных значений и векторов системы:

$$([K] - \omega^2 [M])\{q\} = 0, \quad (3)$$

где, ω – собственная частота;

$\{q\}$ – соответствующий ей вектор собственной формы.

Решение алгебраической системы (3) осуществляется методом Мюллера. Задача нахождения частот и форм собственных колебаний решалась для системы «Откос – КНК» и отдельно для самой конструкции КНК-270.

Конструкция КНК-270 имеет 11 опор, жестко закрепленных на откосе и соединяющий их ригель [1]. Геометрические размеры КНК-270, а также горного массива Северо-Восточного борта карьера Мурунтау приведены в [1]. На рис. 1 показаны первые три формы собственных колебаний системы «Откос-КНК» с указанием определенных соответствующих собственных частот.

Приведенные на рис. 1 формы и частоты собственных колебаний системы «Откос-КНК» могут проявиться при динамических воздействиях, вызванных волновыми и сейсмическими воздействиями на грунт, т.е. когда в движение включаются откос и вместе с ним конструкция КНК на откосе. В этом случае горный массив деформируется как по высоте, так и вдоль линии откоса (рис. 1), вызывая деформацию конструкции конвейера КНК-270. Следующие результаты (рис. 2) касаются форм и частот колебаний самой конструкции КНК-270, жестко закрепленной на наклонной плоскости Восточного борта. Такие колебания могут быть вызваны вибрациями работающих механизмов. В этом случае сам горный массив остается неподвижным и недеформируемым.

Полученные результаты численных решений показывают, что основные формы представляют собой изгиб стержневой конструкции в плоскости откоса. Составленные расчетные схемы колебаний опор самой конструкции КНК-270 и Восточного борта позволяют провести комплексные расчеты по определению напряженно-деформированного состояния Восточного борта и конструкции КНК-270 и резонансные режимы при динамических нагрузках, возникающих в условиях ведения горных работ на карьере Мурунтау.

Список литературы:

1. Санакулов К.С., Шеметов П.А., Киченко В.И. Особенности технологии монтажа крутонаклонного конвейера // Горный вестник Узбекистана. - Навои, 2011.-№2. - С.18-26.
2. Зенкевич О.К. Метод конечных элементов в технике //«Мир». Москва, 1975.- 542 с.
3. Постнов В.А., Хархурим И.Я. Метод конечных элементов в расчетах судовых конструкций // «Судостроение». Ленинград, 1974. - 342 с.
4. Образцов И.Ф., Савельев Л.М., Хазанов Х.С. МКЭ в задачах строительной механики летательных аппаратов // «Высшая школа», Москва, 1985. -392 с.

УСТОЙЧИВОСТЬ СЕВЕРО-ВОСТОЧНОГО БОРТА КАРЬЕРА МУРУНТАУ С КОМПЛЕКСОМ КНК-270/3500

Султанов К.С., главный научный сотрудник Института механики и сейсмостойкости сооружений АН РУз, докт. физ.-мат. наук, профессор; **Халикулов Э.Х.**, директор Центрального рудоуправления НГМК; **Саямова К.Д.**, зав. лаборатории «ДГ и МСН» Института механики и сейсмостойкости сооружений АН РУз, докт. техн. наук; **Руми Д.Ф.**, ст. научный сотрудник Института механики и сейсмостойкости сооружений АН РУз, канд. техн. наук; **Умаров Ф.Я.**, декан факультета «Геология и горное дело» ТашГУ, канд. экон. наук

Устойчивость Восточного борта карьера Мурунтау в пределах участка, где размещен комплекс КНК-270/3500, исследована в [1, 2]. Согласно геомеханическим расчетам, рассматриваемый участок Восточного борта на всю высоту имеет коэффициент запаса устойчивости в пределах 1,38-1,75, а для группы уступов общей высотой 270 м коэффициент устойчивости составляет $k=1,95-2,3$ [1]. Для отдельных уступов значение n находится в пределах от 1,3 до 3,0 при угле откоса 45° .

В [1] также установлено, что вероятность возникновения крупномасштабных деформаций откосов Восточного борта, способных привести к серьезным авариям комплекса КНК, практически отсутствует. Однако расчеты устойчивости Восточного борта карьера Мурунтау в [1] проведены простейшими методами сопротивления материалов, которые являются приближенными.

Восточный борт карьера Мурунтау, в первую очередь, необходимо рассматривать как массив горной породы со сложной структурой с учетом трещиноватости, блочности рассматриваемого массива. Кроме этого, необходимо рассматривать устойчивость Восточного борта карьера на динамические нагрузки, возникающие от массовых взрывов на карьере, а также возможные сейсмические нагрузки (рис. 1-4).

По данным геологических и геофизических исследований НГМК [2, 3] в разрезе Восточного борта карьера преобладают алевролиты углеродистого и слюдисто-кварцевого состава с линзами и прослоями слан-

цев различного состава, включая углеродистослюдистые (углистые) сланцы. Толща пород, описанная как песчаники углеродисто-кварцевые, идентифицируется с алевролитами того же состава. Вблизи крупных тектонических нарушений (зон дробления) развиты обломочные (щебенистые) разности. Развитие дизъюнктивных нарушений обуславливает сложное блочное строение борта [1-3].

В настоящее время устойчивость Восточного борта карьера в целом не вызывает опасения. Однако с учетом следующих факторов, влияющих на устойчивость борта и на устойчивость уступов, необходимо произвести тщательный расчет устойчивости борта современными методами [2]:

- ослабления физико-механических свойств пород в результате взрывных работ и процессов выветривания;
- наличие крупнопадающих разломов, параллельных направлению уступов, а также развитие секущих разломов, обуславливающих блоковое оползнение пород;
- наличие в толще сланцев, алевролитов и метасоматитов, прослоев милонитизированных углеродистослюдистых (углистых) сланцев;
- гидрогеологические условия — возможное формирование «висячих» линз подземных вод, что приводит к насыщению водой ослабленных зон и способствует оползнению пород;
- сложное горно-механическое состояние и крутизна откосов обуславливает неблагоприятность бор-

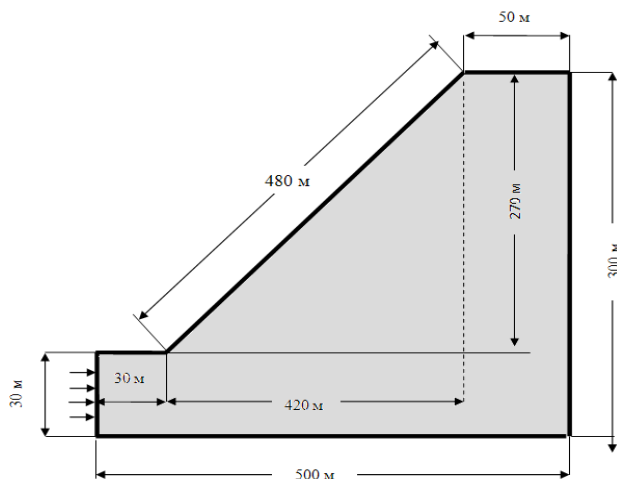


Рис. 1. Расчетная схема Восточного борта

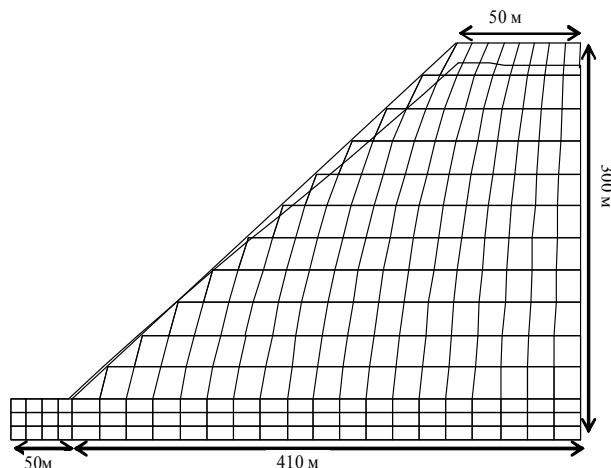


Рис. 2. Деформация горного откоса

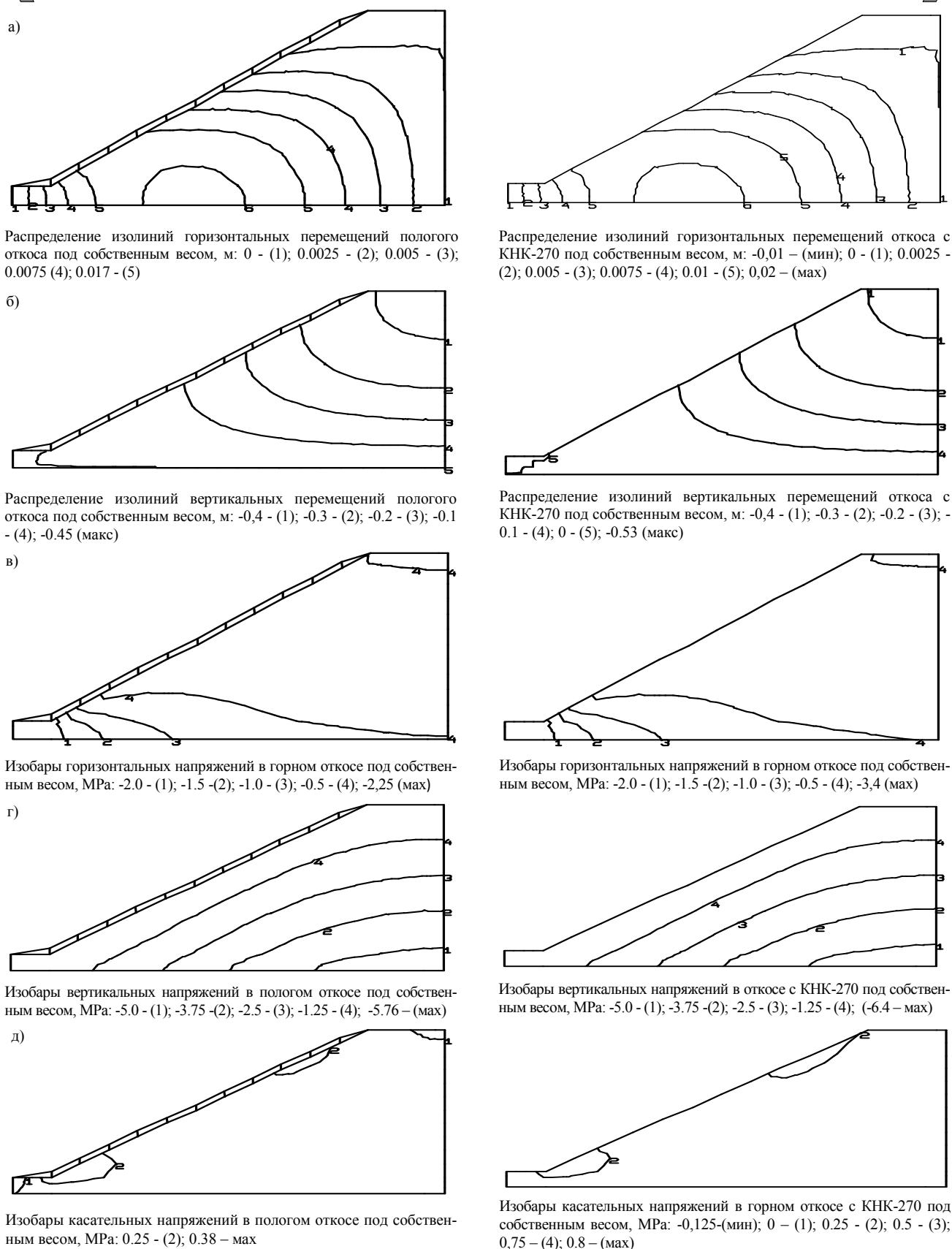


Рис. 3. Сравнение компонентов напряженно-деформированного состояния откоса с КНК-270 (слева) и без КНК-270 (справа): а) – горизонтальные и б) – вертикальные перемещения; в) горизонтальные σ_x , г) – вертикальные σ_y и д) – касательные τ_{xy} напряжения

та в сейсмическом отношении.

На основании вышеизложенного возникает необходимость расчета устойчивости Восточного борта карьера с учетом всех приведенных аспектов горно-механического состояния (трещиноватость, блочность, геометрические параметры) с применением современных методов исследования напряженно-деформированного состояния (НДС) массива горной породы.

Расчетная схема массива горной породы Восточного борта карьера Мурунтау (рис. 1) составлялась в соответствии с геологическим разрезом по линии КНК-270 [4, 5]. Для проведения расчета устойчивости Восточного борта карьера Мурунтау сначала массив горной породы считаем однородным и изотропным массивом. Геометрические размеры массива горной породы Восточного борта карьера приняты, исходя из реальных данных [4, 5]. Общая высота расчетного массива принята $H=300$ м. Высота наклонной части Восточного борта карьера, на котором установлен КНК-270, принята 270 м, угол наклона - $\alpha=37^\circ$, длина наклонной части $L=500$ м. В первом приближении профиль наклона принимается прямой линией, без учета геометрии уступов.

Нагрузки, действующие на массив горной породы Восточного борта карьера, разделяются на статические - собственный вес массива, вес нагруженного породой КНК-270; динамические - вибрационные нагрузки от функционирования КНК-270; взрывные - от ведения буровзрывных работ на карьере «М» и сейсмические - от возможных землетрясений. Наиболее опасным является действие полного сочетания перечисленных нагрузок как для КНК-270, так и для самого Восточного борта карьера.

Рассмотрим устойчивость Восточного борта под воздействием статической нагрузки (собственного веса). Ставится и решается в плоской постановке (плоское деформационное состояние) статическая задача о напряженно-деформированном состоянии Восточного борта под действием собственного веса. Метод математического моделирования с использованием численного метода МКЭ позволяет получать достоверную информацию о поведении изучаемых объектов со сложными физико-механическими и геометрическими характеристиками. Для решения задачи рассматривается плоская модель Восточного борта карьера (рис. 1), которая представлена как упругий горный массив, находящийся под действием собственного веса. Задача решается методом конечных элементов, в основе которого заложен вариационный принцип возможных перемещений:

$$\delta A = - \int_V \sigma_{ij} \delta \varepsilon_{ij} dV + \int_V \rho g \delta v dV = 0. \quad (1)$$

Оба интеграла в (1) представляют работу сил упругости (первый интеграл) и работу массовых сил (ρg) на вертикальных перемещениях δv (второй

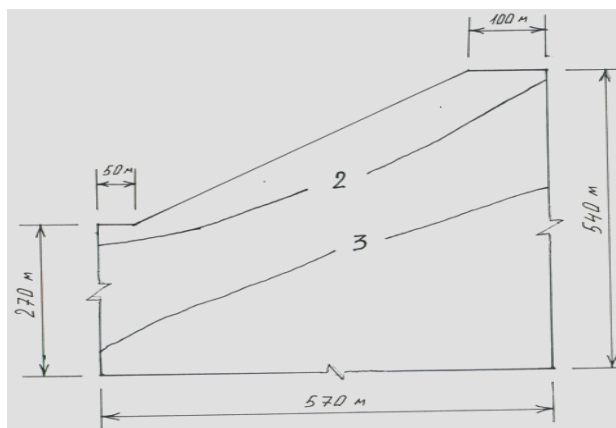


Рис. 4. Распределение линии равных уровней коэффициента прочности в массиве Восточного борта под действием сил гравитации

интеграл). Граничные условия на вертикальных участках границы массива принимались в виде:

$$\sigma_{ij} v_j \delta u_i = 0 \quad (2)$$

и означают ортогональность направляющего вектора u_i и вектора горизонтальных перемещений u_i .

Нижняя граница массива жестко закреплена

$$u=0; u|_y=0=0; v|_y=0=0. \quad (3)$$

На остальной (свободной) части границы, нагрузка отсутствует:

$$\sigma_{ij} v_j = 0. \quad (4)$$

Решением вариационного уравнения (1) являются неизвестные функции (перемещений узлов), реализующих экстремум (минимум) функционала работы (1) при граничных условиях (2)-(3). Область решения задачи разбивается на конечные элементы четырехугольной или треугольной формы. Если тот или иной элемент примыкает к границе области, то для него учитываются соответствующие граничные условия. Объединение элементов в единую систему с помощью процедуры метода конечных элементов приводит решение статической задачи теории упругости о напряженно-деформированном состоянии плоской области откоса под действием собственного веса к системе алгебраических уравнений большого порядка:

$$[K]\{q\} = \{P\}, \quad (5)$$

где $[K]$ - матрица жесткости всей системы, формируемая из матриц жесткости отдельных элементов;

$\{q\}$ - искомый вектор узловых перемещений;

$\{P\}$ - вектор узловой нагрузки, представляющий распределенные по узлам массовые силы системы.

Решение алгебраической системы уравнений (5) производится методом Гаусса. Значения физико-механических параметров горной породы в расчетах были следующими: модуль упругости $E=2000$ МПа, коэффициент Пуассона $\nu=0,3$, удельный вес $g=0,02$ МН/м³. На рис. 2 показана конечно-элементная дискретизация области прямоугольными и треугольными элементами, а также осадка (вертикальные перемещения) области под действием собственного веса.

Рассмотрим влияние на напряженно-деформированное состояние откоса (угол наклона $\beta=37^\circ$) установленного комплекса КНК-270. Расчетная модель транспортера представляется плоской рамой, опоры которой жестко укреплены на откосе, а другой конец жестко соединен с ригелем. При этом считалось, что вес КНК-270 через 11 опор действует на откос Восточного борта карьера. Значение веса, передаваемого через каждую опору, принималось равной 1 МПа. Опоры расположены через равные промежутки $l=48$ м.

На рис. 3 показано сравнение напряженно-деформированного состояния откоса с учетом (слева) и без учета (справа) веса КНК-270 и приведены результаты решения статической задачи о напряженно-деформированном состоянии Восточного борта карьера с углом наклона 37° с учетом веса на нем КНК-270, имеющем 11 опор. На основании полученных результатов можно сделать качественный вывод о влиянии КНК-270 на напряженно-деформированное состояние откоса. Значения смещений (в метрах) и напряжений (в МПа), соответствующие индексам на изолиниях, приведены под рисунками.

Сравнивая поля перемещений и напряжений в откосе без КНК-270 и с КНК-270 (рис. 3) можно отметить, что исследуемые компоненты практически неизменны. Отсюда следует, что вес КНК-270 практически влияния на НДС борта не оказывает.

Сравнение параметров, полученных с установкой конвейера и без него мало различимы. Заметную разницу составляет распределение касательных напряжений по откосу. Зона неустойчивости (ограниченная изолинией 2 в верхней части откоса) по площади уменьшается по сравнению с зоной неустойчивости, полученной в отсутствии конвейера (рис. 3, д).

Как показывают результаты расчетов напряженно-деформированного состояния Восточного борта карьера, различные участки характеризуются различным напряженным состоянием. В общем случае, в зависимости от величин действующих напряжений, одни области горной породы и участки могут находиться в предельном напряженном состоянии, другие не достигнут его, а на третьих - возможно наступление запредельного состояния.

Устойчивость массива горной породы определяется соотношением предельно допустимых для данной породы напряжений и фактически действующих.

Так как МКЭ позволяет рассчитать значения всех действующих напряжений по всему массиву горной породы, то, вводя местный коэффициент прочности в виде:

$$K = (\tau_{np} / \tau^0), \quad (6)$$

имеем возможность установить наличие, размеры и местоположение зон, в которых выполняется одно из следующих трех условий:

$K > 1$ - в этой области породы будут обладать запасом прочности, т.е. находятся в допредельном состоя-

нии;

$K = 1$ - в этом участке породы находятся в условии предельного равновесия;

$K < 1$ - в этой зоне прочность пород будет нарушена, и она представляет собой локальную зону неустойчивости.

Этот метод оценки напряженного состояния склонов и откосов горных пород общеизвестен. Для оценки напряженного состояния горных пород в массиве по условиям устойчивости, примем следующее:

- нарушение равновесия массива горных пород является следствием потерь упругой устойчивости, т.е. пренебрегается развитие пластических деформаций, что идет в запас устойчивости;

- разрушение горных пород в плоской постановке задачи происходит за счет сдвига одной части породы по другой, а условие предельного состояния принимается в виде прямолинейной огибающей кругов главных напряжений (кругов Мора).

По значениям главных σ_1 , σ_2 и касательных напряжений значения коэффициента устойчивости определялись по формуле:

$$K = \frac{0.5[(\sigma_1 + \sigma_2 - 2\tau_{\max} \sin \varphi) \operatorname{tg} \varphi + 2c]}{\tau_{\max} \cos \varphi}. \quad (7)$$

Выполнение расчета местного коэффициента прочности по (7) включено в программу, реализующей МКЭ на ПЭВМ.

На рис. 4 представлены изолинии равных значений коэффициента прочности K при тех же значениях напряженно-деформированного состояния (рис. 3) для увеличенной области горного массива Восточного борта карьера Мурунтау.

Как видно из рисунка, при этих геометрических и физико-механических параметрах под действием собственного веса массив горной породы Восточного борта карьера Мурунтау устойчив, что совпадает с результатами [1, 2].

На основании полученного напряженно-деформированного состояния Восточного борта карьера при гравитационной нагрузке можно сделать следующие выводы:

1. С использованием метода конечных элементов разработана методика численного расчета напряженно-деформированного состояния Восточного борта карьера Мурунтау.

2. На основе разработанной методики созданы алгоритм и программа для решения задачи о НДС Восточного борта. Полученные решения количественно и качественно согласуются с известными данными, что является обоснованием достоверности разработанной методики расчета.

3. Определены коэффициенты устойчивости Восточного борта карьера Мурунтау с использованием значений компонентов напряжений определенных численным решением плоской задачи для горного массива Восточного борта карьера Мурунтау.

ОЦЕНКА МАКСИМАЛЬНОГО ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО КЛАССА ЗЕМЛЕТРЯСЕНИЙ КЫЗЫЛКУМСКОГО РЕГИОНА

Марков А.В., ст. научный сотрудник ТашГТУ

Теоретические основы исследования сейсмического режима региона (рис. 1, табл. 1-5). Для описания сейсмического режима регионов до настоящего времени используются линейный закон повторяемости землетрясений Ю.В. Ризниченко [1]:

$$\text{Lg } N = \text{lg } A - \gamma(K - K_0) \quad (1)$$

и закон активности (А):

$$\text{Lg } A = \text{lg } \alpha + \beta(K_{\max} - K_0), \quad (2)$$

где N - количество землетрясений энергетического класса $K = \text{lg } E$, приведенное к единице площади осреднения (1 тыс. km^2) за единицу времени (1 г.);

E - сейсмическая энергия, j ;

A - «активность»- повторяемость класса K_0 , обычно применяют A_{10} для $K_0 = 10$;

γ - тангенс угла наклона для графика повторяемости в осях координат ($\text{Lg } N, K$).

При знаке «-» перед ним в зависимости (1) имеет положительное значение, $\text{lg } \alpha = -1.16$, $K_0 = 15$, $\beta = 0.21$ ($K_{\max} \leq 15$) и 0.39 ($K_{\max} > 15$).

Практически здесь важны большие величины K , соответствующие крупным - разрушительным землетрясениям.

Однако многие исследователи, включая [1-3] отмечают, что параметр γ зависит от широты ряда классов землетрясений, участвовавших при построении аппроксимации (1), убывая с включением больших величин K . Таким образом, формула (1) справедлива для узкого ряда энергетических классов землетрясений. При явном участии $K_0 = 10$, формула (2) эквивалентна следующей:

$$\text{Lg } A_{10} = \text{lg } \alpha - \beta(K_0 - 10) + \beta(K_{\max} - K_0). \quad (2a)$$

Следует отметить, что формулы (1) - (2a) не включают явно такую важную характеристику сейсмического режима, как период T_m повторяемости максимального по силе землетрясения $K_{\max}$. В работе [3] на основе степенной функции относительно $\text{Lg } N$ предложен, обобщающий зависимость (1), закон повторяемости для полного диапазона классов землетрясений, включающий явно такие параметры как T_m и $K_{\max}$:

$$\text{lg }^n (N \cdot T_m) = \gamma \cdot (K_{\max} - K), \quad (3)$$

где n - показатель нелинейности закона повторяемости;

γ - константа.

Из эквивалентности (это условие м.б. заменено с тем же результатом равенством наклонов (1) и (3) в окрестности K_0) (1) и (3) для узкого диапазона классов (в окрестности K_0) следуют формулы:

$$\gamma = n \cdot \gamma \cdot \text{lg }^{n-1} (A \cdot T_m), \quad (4)$$

$$\text{lg } A = -\text{lg } T_m + n \cdot \gamma \cdot (K_{\max} - K_0), \quad (5)$$

$$\beta = n \cdot \gamma. \quad (6)$$

В работе [3] отсутствует методика применения нелинейного закона (3).

Исследование сейсмического режима Кызылкумского региона на основе нелинейного закона повторяемости землетрясений. Попытка оценки опасности сейсмического режима Кызылкумского региона предпринята в [4]. При этом рассматриваемые геометрические параметры и повторяемость землетрясений региона соответствуют табл. 1, 2.

Вызывают сомнение следующие результаты [4]: величина $K_{\max} = 18$ принята ссылкой на другой источник, т.е. не обоснована авторами. Получено «Теоретическое» значение периода повторяемости землетрясения [4] для $K_{\max} = 18$: $T_{\text{теор}} = 100$ лет. При этом авторами использовано приведенное по времени (1 год) и площади (1 тыс. km^2) число землетрясений с распространенными результатами на весь регион. Далее будет показано, что периодичность крупнейших землетрясений T_m зависит от размеров площади осреднения, используемой при приведении повторяемости землетрясений. В первом приближении получим оценку параметра T_m по зависимости (2), имеющую согласно [1] универсальное значение независимо от региона осреднения. Сравнением формул (2a) и (5) с учетом (6) и значения $K_{\max} > 15$ получим для площади приведения 1 тыс. km^2 : $\text{lg } T_m = -\text{lg } \alpha + \beta(K_0 - 10) = 1,16 + 0,39 \cdot 5 = 3,11$. Следовательно, имеем: $T_m = 1288$ лет. Таким образом, значение $T_{\text{теор}} = 100$ лет, найденное [4] для стандартной площади, на порядок ниже значения, следующего из данных Ю.В. Ризниченко.

Методика оценки сейсмического режима на основе нелинейного закона повторяемости землетрясений. В данной работе периодичность T_m определяется из нелинейной зависимости повторяемости (3) и формулы активности (5), представленной в виде:

$$\text{lg } A + \text{lg } T_m = \gamma \cdot M - K_0 \cdot \gamma \cdot n, \quad (7)$$

где имеется 5 неизвестных при заданном K_0 : $A(K_0)$, $\gamma(K_0)$, n , T_m ,

$$M = n \cdot K_{\max}. \quad (8)$$

Прямая аппроксимация (3) по 7 классам в табл. 2 при 5 неизвестных будет безуспешна, в то время как

аппроксимации частичных классов, согласно (1), имеющие 2 неизвестные константы, будут успешны. Такие константы связаны с константами (3) формулами (4) - (7). Аппроксимацию частичного ряда r (табл. 3) из табл. 2, включающего n_r точек, выполним согласно (1) по методу наименьших квадратов, т.е. минимизируя невязку:

$$\Delta = \sum_{i=1}^{n_r} e_i^2 \Rightarrow \min, \quad (9)$$

где $e_i = \lg N_i - \lg A_r + \gamma_r(K_i - K_r)$, а неизвестные константы примут вид:

$$\lg A_r = \frac{\sum_{i=1}^{n_r} \lg N_i \cdot \sum_{i=1}^{n_r} (K_i - K_r)^2 - \sum_{i=1}^{n_r} (K_i - K_r) \cdot \sum_{i=1}^{n_r} (K_i - K_r) \cdot \lg N_i}{n_r \cdot \sum_{i=1}^{n_r} (K_i - K_r)^2 - [\sum_{i=1}^{n_r} (K_i - K_r)]^2}, \quad (10)$$

$$\gamma_r = \frac{\sum_{i=1}^{n_r} \lg N_i \cdot \sum_{i=1}^{n_r} (K_i - K_r) - n_r \cdot \sum_{i=1}^{n_r} (K_i - K_r) \cdot \lg N_i}{n_r \cdot \sum_{i=1}^{n_r} (K_i - K_r)^2 - [\sum_{i=1}^{n_r} (K_i - K_r)]^2}. \quad (11)$$

Формулы (10) и (11) позволяют определить по два параметра линейных графиков повторяемости для частичных рядов из табл. 2: ($\lg A_r$, γ_r , $r=1-2$). Поскольку N - приведенное по времени и площади число землетрясений в рассматриваемом регионе, то из этих формул следуют важные следствия. Обозначим коэффициент приведения через λ , т.е.:

$$N = \frac{N'}{\lambda}, \quad \text{либо } \lg N = \lg N' - \lg \lambda.$$

После подстановки $\lg N$ в формулы (10) и (11) легко получить:

$$\begin{cases} \lg A_r = \lg A'_r - \lg \lambda, \\ \gamma_r = \gamma'_r. \end{cases}$$

где N' , $\lg A'_r$, γ'_r - соответствуют региону в целом.

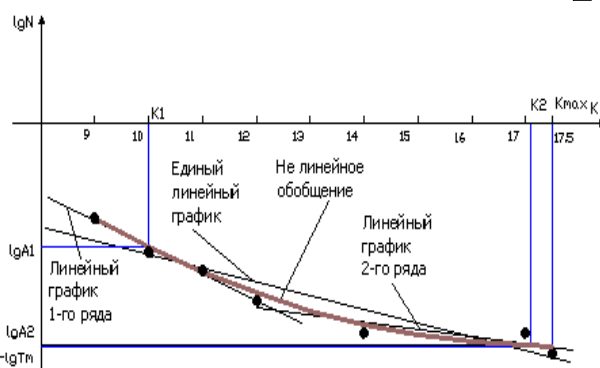


Рис. 1. Нелинейный график повторяемости землетрясений

То есть приведение числа землетрясений в той же мере отражается на их активности в (1), но не влияет на параметр γ (для того же набора классов в выборке). Выберем из табл. 2 два ряда событий, и выполним их линейную аппроксимацию согласно (1), получив согласно (7) систему 2-х уравнений (12) с тремя неизвестными M , n , T_m . Третий параметр определяется подбором с использованием критерия сохранения физического смысла результатов:

$$\begin{cases} \lg A_1 + \lg T_m = \gamma_1 \cdot M - \gamma_1 \cdot K_1 \cdot n, \\ \lg A_2 + \lg T_m = \gamma_2 \cdot M - \gamma_2 \cdot K_2 \cdot n. \end{cases} \quad (12)$$

Вычитание нижнего уравнения из верхнего дает зависимость: $M = \varphi + \psi \cdot n$, где обозначено:

$$\varphi = \frac{\lg A_1 - \lg A_2}{\gamma_1 - \gamma_2}, \quad \psi = \frac{\gamma_1 \cdot K_1 - \gamma_2 \cdot K_2}{\gamma_1 - \gamma_2}. \quad (13)$$

Из первого уравнения (12) получим:

$$\lg T_m = -\lg A_1 + \gamma_1 (M - K_1 \cdot n), \quad (14)$$

Таблица 1

Геометрические параметры
Кызылкумского региона

Параметр	Значение
Интервал широт, °	39- 42.67
Интервал долгот, °	63- 67
Площадь региона, тыс. km ²	105

Таблица 2

Повторяемость землетрясений
Кызылкумского региона (1969-1993 гг.)

K	9	10	11	12	14	17	17.5
N'	102	32	17	6	2	2	1

Таблица 3

Оптимальные частичные ряды выборок

Ряд 1	K _i	9	10	11	12			
	N' _i	102	32	17	6			
Ряд 2	K _i				12	14	17	17.5
	N' _i				6	2	2	1

Таблица 4

Нелинейная аппроксимация по минимуму σ

lg A ₁	γ ₁	K ₁	lg A ₂	γ ₂	K ₂
-1.8402	0.3966	10	-3.2888	0.1093	17.09
n	lg T _m	T _m , лет	T' _m , лет	K _{max}	σ
0.494	3.3109	2046.2	19.5	17.5	0.10757

$$K_{\max} = \psi + \frac{\varphi}{n}. \quad (15)$$

Учитывая, что прогнозируемый класс $K_{\max}$ землетрясения не может быть меньше максимальной величины $K_m=17,5$ уже произошедшего, имеем первый критерий подбора:

$$n \leq n_0 = \frac{\varphi}{K_m - \psi}. \quad (16)$$

Формула (16) позволяет осуществить подбор параметра n в цикле путем его последовательного снижения, начиная с величины n_0 .

С учетом (8) и (11) формула (14) обобщается на произвольный регион по классам выборки g :

$$\lg T_m - \lg \lambda = -\lg A'_r + \gamma'_r (M - K_r \cdot n) = \lg T'_m.$$

Следовательно, имеет место формула:

$$\lg T'_m = \lg T_m - \lg \lambda. \quad (17)$$

Из формулы (17) получим соотношение периодичности на площади региона в целом и стандартной площади приведения землетрясений:

$$T'_m = \frac{T_m}{\lambda}.$$

Вторым критерием является минимизация по параметру n суммы невязок в точках i эмпирического ряда для развернутой формулы (3):

$$e_i = \lg N_i + \lg T_m - \lg (A \cdot T_m) \cdot \left(\frac{K_{\max} - K_i}{K_{\max} - K_0} \right)^{\frac{1}{n}}. \quad (18)$$

Подстановка в выражение (15) $n=0$ приводит к землетрясению бесконечного класса, что не имеет смысла. Снижение n следует остановить в момент возрастания невязки (18) в данной выборке событий. Таким образом, формулы (14)-(16), (18) позволяют определить M , n , T_m .

Результаты оценки сейсмического режима Кызылкумского региона. Из табл. 1 имеем коэффициент приведения площади осреднения для всего региона: $\lambda_s=105$. Тогда по формуле (17) получим для рассматриваемого региона: $\lg T'_m=3,11 - \lg 105=1,09$. Следовательно, имеем: $T'_m=12$ лет. Дальнейшие результаты получены с помощью компьютерной програм-

Таблица 5

Теоретическая повторяемость землетрясений за год для площади 1 тыс. km^2

K_i	9	10	11	12	13
$\lg N_i$	-1.4172	-1.84	-2.2094	-2.5248	-2.788
N_i	0.0383	0.0145	0.0062	0.003	0.0016
$N_{\text{экс}}$	0.0389	0.0122	0.0065	0.0023	
K_i	14	15	16	17	17.5
$\lg N_i$	-2.9951	-3.1518	-3.2543	-3.3046	-3.3109
N_i	0.001	$7.05 \cdot 10^{-4}$	$5.57 \cdot 10^{-4}$	$4.96 \cdot 10^{-4}$	$4.89 \cdot 10^{-4}$
$N_{\text{экс}}$	$7.6 \cdot 10^{-4}$			$7.6 \cdot 10^{-4}$	$3.81 \cdot 10^{-4}$

мы, разработанной на основе методики оценки сейсмического режима.

Пара частичных рядов из табл. 2 определена по условию минимума невязок σ_1 и σ_2 по (9). В соответствии с методикой параметры нелинейного закона определены по минимуму невязки σ по (18), соответствующие графики показаны на рис. 1. При этом теоретическое значение $K_{\max}$ равно эмпирическому K_m (табл. 4).

Расчеты показывают, что превышение параметром $K_{\max}$ величины $K_m=17,5$ связано с ростом величины σ . Физически это означает необоснованное добавление в данную выборку ряда 2 сильных землетрясений, «неправильного» события.

Для рис. 1 повторяемость на стандартной площади при $K_0=10$ рассчитана в табл. 5 по формуле нелинейного закона:

$$\lg N_i = -3.3109 + 1.4707 \cdot \left(\frac{17.5 - K_i}{7.5} \right)^{\frac{1}{0.494}}.$$

Выводы:

1. Разработана методика определения параметров нелинейного закона повторяемости землетрясений и получены численные результаты для Кызылкумского региона.

2. Нелинейный анализ сейсмического режима Кызылкумского региона на момент 1993 г. за 25 лет показывает, что для данной выборки прогнозируемый максимальный энергетический класс землетрясения в регионе - $K_{\max} = 17.5$ с периодами повторяемости: для средней стандартной площади приведения - 2046 лет, для региона в целом - 19.5 лет.

Список литературы:

1. Ризниченко Ю.В. Расчет сотрясаемости точек земной поверхности от землетрясений в окружающей области. // Изв. АН СССР. Физика Земли. Вып. 5. 1966. С. 16-32.
2. Уломов В.И. Динамика земной коры и прогноз землетрясений. Ташкент: Фан. 1974. 215 с.
3. Артиков Т.У., Марков А.В. К обобщению закона повторяемости землетрясений. // Ташкент: Фан. Узбекский Геологический журнал. Вып. 2. 1989. С. 48-50.
4. Быковцев А.С., Прохоренко Г.А., Сытенков В.Н. Моделирование геодинамических и сейсмических процессов при разработке месторождений полезных ископаемых. Ташкент: Фан. 2000. С. 20-64.

ОСНОВЫ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ШАРОШЕЧНЫХ БУРОВЫХ ДОЛОТ

Тошов Ж.Б., ст. научный сотрудник-соискатель НГГИ, канд. техн. наук

Буровые шарошечные долота используются при разведочном и эксплуатационном бурении скважин на нефть, газ, воду, твердые полезные ископаемые, в строительной индустрии [1-4]. Общий объем шарошечного бурения достигает нескольких десятков миллионов метров. При таком объеме бурения проблема создания нового и совершенствования существующего породоразрушающего инструмента приобретает актуальное значение.

Со времен изобретения двух - и трехшарошечных долот с конусными шарошками их геометрия постоянно совершенствуется. Это обусловлено тем, что шарошечное долото по механизму взаимодействия с поверхностью забоя скважины универсально. К настоящему времени созданы сотни типоразмеров и модификаций шарошечных долот. Поиск новых, более эффективных модификаций буровых долот продолжается, так как разрушение горных пород при бурении – процесс неустановившийся. Обусловлено это постоянным изменением геологических условий, технических характеристик буровых установок, прочностными и абразивными свойствами пород, их перемежаемостью по глубине скважины.

В области породоразрушающего бурового инструмента (бурового долота) на протяжении столетия практически всегда конкурировали два основных вида шарошечных долот для бурения взрывных скважин на открытых горных работах:

а) Разработка, совершенствование и рациональное использование трехшарошечных буровых долот.

б) Разработка, совершенствование и эффективное использование одношарошечных буровых долот.

По пункту а. С момента появления трехшарошечных долот (первое десятилетие XX века) они так или иначе, в определенных условиях и при определенном способе бурения, были и остаются вне конкуренции. И сейчас из общего объема бурения взрывных скважин порядка 80÷90% приходится на трехшарошечные долота.

Прорывными этапами совершенствования трехшарошечных долот были:

- выполнение шарошек в форме несовершенного конуса;
- разработка этих долот с самоочищающимися шарошками;
- использование для вооружения шарошек твердосплавных элементов (наплавка стальных

зубьев шарошек твердым сплавом, использование вольфрамокобальтовых (ВК) вставных зубков);

- герметизация опор шарошек;
- использование определенных (высокотехнологичных) опор скольжения при использовании твердосплавного материала и драгоценных металлов.

Трехшарошечные буровые долота классифицированы по всей гамме горных пород от типа М (мягкие) до К и ОК (крепкие и очень крепкие), почему и имеют доминирующее положение в процессе бурения скважин самого разного назначения.

Естественно, при этом встает вопрос не только о преимуществе, но и о недостатках трехшарошечных буровых долот. Недостатки трехшарошечных буровых долот заключаются в следующем:

- трехшарошечные буровые долота эффективны при соблюдении высокотехнологичных процессов на всех этапах их изготовления;
- сравнительно высокая стоимость;
- как правило, шарошки разнонагружены, что приводит к опережающему выходу одной из шарошек и долота в целом;
- ограниченность прочностных характеристик опор шарошек;
- нерациональная (неравнозначная в количественном выражении) динамика вооружения смежных венцов шарошек и всех шарошек в целом;
- динамика смежных шарошек конструктивно у трехшарошечных долот такова, что она способствует процессу сальникообразования (шламовая подушка, засаливание шарошек, сальникообразование в наддолотном пространстве);
- неэффективный процесс разрушения горной породы (вдавливание) вооружением трехшарошечных долот;

- динамическая неустойчивость трехшарошечных долот на поверхности забоя скважины, в результате чего поперечные сечения скважины получаются не круглые (чаще всего в форме четырехгранного многоугольника с выпуклыми сторонами).

По пункту б. Изобретение и налаживание серийного выпуска одношарошечных буровых долот связаны с исследователем Зублина (США). Долота его конструкции широко использовались во всем мире, в том числе и в бывшем Союзе в 30-40 гг. XX-го столетия.

Практически все недостатки трехшарошечных долот, перечисленные «по пункту а», не имеют места или легко устранимы в конструкциях одношарошечных долот. В аспекте сравнительной оценки работоспособности одношарошечных буровых долот просматривается и тенденция их прямой зависимости от диаметра долота.

Учитывая масштабность и важность решаемых задач при изготовлении опытных образцов буровых долот и противосальниковых устройств, проводимые нами лабораторные исследования механизма взаимодействия рабочих органов породоразрушающих инструментов с горной породой, велись по разработанной нами методике, согласно которой непосредственно в условиях забоя скважины выпиливались на шести плоскостях породные кубики, размерами 250x250x250 mm. На каждом из этих кубиков бурят скважины диаметром 120 mm и глубиной 25 mm.

Бурение скважин производилось сверлильным станком с помощью инструментов фрезерного типа с различной конфигурацией формы режущего торца для придания забою желаемой геометрической формы. В качестве рабочего органа долота использованы твердосплавные зубцы, диаметром 10 mm со сферической головкой с радиусом сферы $r=(0,5\div 0,75)d$ и высотой 20 mm, которые припаивались к стержню, состоящего из хромоникелевой стали, марки ХН20А.

Экспериментальные исследования вдавливания зубка проводились на 50-тонном гидравлическом прессе, на нижней плите которого устанавливался породный кубик со скважиной, а на верхней плите с помощью специального приспособления монтировался стержень с твердосплавным зубком. Вдавливание зубка продолжалось до первого крупного скачка разрушения. Усилия разрушения фиксировались показателем стрелки динамометрического датчика, а глубина внедрения фиксировалась индикатором часового типа. Объем лунки разрушения горных пород и угол скалывания определялись путем отливки отпечатка с помощью сплава свинца или парафина.

На основе установленных закономерностей разрушения горных пород в стесненных условиях забоя под действием рабочих органов долота были определены их оптимальные параметры расстановки и расположения в теле долота, а также относительно плоскости забоя скважины. Данные параметры являются основой при конструировании и создании новых породоразрушающих инструментов для бурения взрывных скважин широкого диапазона по крепости горных пород $f=5\div 18$ по шкале проф. М.М. Протождяконова.

В результате исследований определены оптимальные параметры (вооружения шарошек) расположения и расстановки зубков в теле шарошки долота в зависимости от крепости пород и диаметра зубка. При этом определялось количество зубков в венце, параметры и количество венцов в шарошке

долота в зависимости от их диаметра. Для повышения эффективности работы показателей разработанной конструкции шарошечного бурового долота также проведены обратные аналитические исследования путем кинетики работы рабочих органов долота.

В трудах многих ученых вывод параметрических уравнений кинематики долота получен без учета внедрения его рабочих органов в породу забоя скважины. Поэтому результаты выполненных работ пригодны только для качественного анализа процесса разрушения горных пород при бурении и создании рациональных типов шарошечных долот.

С целью построения аналитической модели работы разработанного шарошечного бурового долота со сферической шарошкой были решены следующие вопросы:

- уточнены двухпараметрические уравнения траектории движения зуба сферической шарошки;
- построен алгоритм вычисления путей контакта зубьев шарошки на заданных сферических поясах поверхности забоя скважины;
- разработана методика аналитического вычисления передаточного отношения шарошки;
- разработана методика вычисления оценки работоспособности шарошечного долота в форме кинетических характеристик;
- перекрытие забоя скважины вооружением одношарошечного долота на реальной развертке за каждый оборот долота.

Наиболее ответственным здесь является вопрос построения алгоритмов вычисления путей контакта зубьев соответствующих венцов шарошки на тех или иных сферических поясах с аналитически точным назначением пределов интегрирования этих путей контакта.

В связи с этим была построена система автоматизированного вычисления и назначения пределов интегрирования путей контакта, что облегчило в одном непрерывном цикле вычисление относительных удельных контактных и объемных работ разрушения, когда пути контакта зуба того или иного венца шарошки необходимо распределять по отдельным сферическим поясам. Все другие вопросы аналогичны вопросам, решаемым при построении аналитической модели работы конических шарошек, например, трехшарошечных долот.

Естественно, с практической точки зрения наибольший интерес представляют результаты, полученные на основе построенной модели работы сферической шарошки. В этом плане необходимо рассмотреть: кинетический паспорт сферической шарошки; зависимость экстремальных величин A' и A'' от диаметра сферических шарошек; зависимости кинематических и кинетических соотношений от угла, заключенного между осями долота и шарошки.

В результате проведенных исследований представляется возможность вычисления и

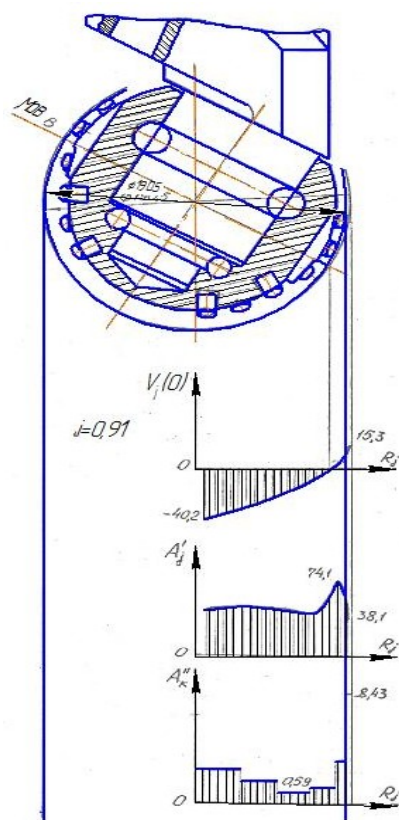


Рис. 1. Графика кинетического паспорта одно-шарошечного долота диаметром 190 mm

построения кинетического паспорта одношарошечного долота со ступенчатой формой шарошки диаметром 190,5 mm [2] (рис. 1). Он включает в себя три кинетические характеристики: скорость движения соответствующих зубьев в нижнем положении - $V_j(0)$, относительную удельную контактную работу разрушения - A'_j , относительную удельную объемную работу разрушения - A''_k . График $V_j(0)=f(R_j)$ показывает положение венца чистого качения, т.е. $V_j(0)=0$ и соотношения величин или степени положительного и отрицательного проскальзывания, соответственно зубьев периферийных и вершинных венцов.

Относительная удельная контактная A' и удельная объемная A'' работа разрушения горных пород определяется по следующим формулам:

$$A'_j = \frac{i \cdot S_j \cdot F_j}{\Delta S}, \text{ Н/мм}, \quad (1)$$

$$A''_k = \frac{\sum i \cdot S_j \cdot F_j \cdot z_j \cdot d_j}{V_k}, \text{ Н/мм}, \quad (2)$$

где i – передаточные отношения шарошки;

S_j – путь контакта зубца j – го венца при единичной углубке в породу, mm;

F_j – сила сопротивления движения j – ых зубцов в контакте с породой, Н;

ΔS – единичная площадь вершины зубца шарошки, mm²;

z_j – количество зубцов на j – ом венце, шт;

d_j – длина лезвия вершины j – го зубца, mm;

V_k – объем горной породы на k – ом кольцевом забое скважины при единичном заглублении зубцов в породу, mm³, V_k вычисляется по следующей формуле:

$$V_k = \frac{2\pi \cdot R_k \cdot D_k \cdot \delta}{i}, \text{ mm}^3, \quad (3)$$

где R_k – радиус середины кольцевого забоя скважины, mm;

D_k – ширина кольцевого забоя, mm;

δ – глубина погружения зубьев в породу, mm;

i – передаточные отношения шарошки.

На рис. 1 показано распределение удельной контактной работы разрушения горной породы зубьями по венцам шарошки. Полученные закономерности изменения удельной контактной работы разрушения горных пород по зубцам венцов происходят наиболее равномерно в силу того, что шарошка ступенчатая.

В результате исследований установлено, что максимальная удельная контактная работа разрушения горных пород происходит под действием зубцов периферийных венцов, работающих в режиме вдавливания и проскальзывания.

Закономерности изменения удельной объемной работы разрушения горных пород качественно одинаковы и отличаются количественно, при этом удельная объемная работа разрушения также зависит от пути, скорости, продолжительности и площади контакта зубьев венцов шарошки.

Рост и падение объемной удельной работы разрушения горных пород по венцам шарошки объясняется так же, как и при анализе удельной контактной работы разрушения.

Анализ кинематики одношарошечного долота основывался на стабильной динамической устойчивости его работы в забое скважины, динамическая устойчивость которой обеспечивается достаточной осевой нагрузкой и умеренным числом оборотов в процессе бурения скважин.

Результатами анализа кинематики одношарошечного долота установлено, что в отличие от существующих работ исследования кинетики долота выполнены с учетом внедрения зубцов в породу. Анализ полученных результатов и был использован при конструировании шарошечных буровых долот.

Исследованиями также установлено, что кинетика работы долота дает возможность определить удельную и объемную работу разрушения горных пород зубцами венцов и самой шарошки в целом, а также достичь наиболее равномерно-распределенных энергетических затрат в процессе бурения взрывных скважин.

Этим доказывается, что проведение исследования при конструировании и проектировании породоразрушающих буровых инструментов выполняет взаи-

мосьязи двух направлений, которые дают возможность наиболее эффективно оценивать и прогнозировать

конечные результаты и сокращать типаж буровых долот.

Список литературы:

1. Торғашев А.В. Пути совершенствования конструкций одношарошечных долот. / Обзорная информация. М., 1989. – 20с.
2. Стекланов Б.Л. Повышение эффективности породоразрушающих буровых инструментов на основе сравнительного анализа кинетических характеристик их вооружения. - Дис. на соиск. уч. степ. докт. техн. наук. - Ташкент. 1990.
3. Крюков Г.М. Физика разрушения горных пород при бурении и взрывании. М., Из-во «Горная книга», 2006. – 329 с.
4. Тошов Ж.Б. Повышение эффективности бурения взрывных скважин на карьерах за счет разработки нового комбинированного долота -Дис. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук. - Навои. 2008.

УДК 621. 892

© Эгамбердиев И.П. 2012 г.

ФОРМИРОВАНИЕ ВИБРОАКУСТИЧЕСКОГО СИГНАЛА В ПОДШИПНИКОВЫХ ОПОРАХ БУРОВЫХ СТАНКОВ

Эгамбердиев И.П., доцент кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, канд. техн. наук

Среди комплектующих элементов, имеющих важное значение для работоспособности машин, повышения их КПД и надежности работы, подшипники качения играют первостепенную роль. В буровых машинах подшипники качения используются в качестве опорных узлов, обеспечивающих постоянное положение оси вала относительно конструкции машины при минимальной потере энергии. В таких механизмах зазор в подшипниках должен быть наименьшим и удовлетворять требованиям, предъявляемым к данной конструкции. При вращении подшипники генерируют вибрации, интенсивность которых зависит от различных факторов. При этом использование методов для оценки качества и состояния исследуемых механизмов с учетом различных факторов в шарикоподшипниках связано с проработкой и оценкой, в частности, вопросов влияния фактических зазоров в подшипниках на работоспособность остальных механизмов (рис. 1-5) [1-3], а возможность использования безразборных методов оценки качества и состояния исследуемых механизмов представляет для буровых машин большой интерес.

В момент соударения возникающий импульс сжатия вызывает упругие колебания, которые распространяются по конструкции. Рассмотрим взаимодействие двух элементов подшипника: тела качения и внутреннего кольца. Очевидно, что N тел качения взаимодействуют с внутренним кольцом в N точках с силами $F_1(t), F_2(t), \dots, F_n(t)$ на интервале времени Δt . При наличии $NF_1(t)$ для любого момента времени справедливо равенство:

$$\vec{F}_1(t) + \vec{F}_2(t) + \dots + \vec{F}_n(t) = 0. \quad (1)$$

Это условие в реальных подшипниках просто невыполнимо из-за большого числа факторов, оказы-

вающих влияние друг на друга. Составные элементы подшипника не могут обладать абсолютной жесткостью. В результате под действием внешних сил $R(t)$ в подшипниках образуются зазоры.

Центробежная сила инерции шарика (рис. 1):

$$F_u = \frac{G\omega^2(R-r)}{4gR}, \quad (2)$$

где ω - угловая скорость вращения вала;

R - радиус окружности, проведенной через центры шариков;

r - радиус шарика.

Условие соприкосновения шариков в верхней части подшипника с внешним кольцом при наличии радиального зазора без учета погрешности поверхностей беговой дорожки можно записать:

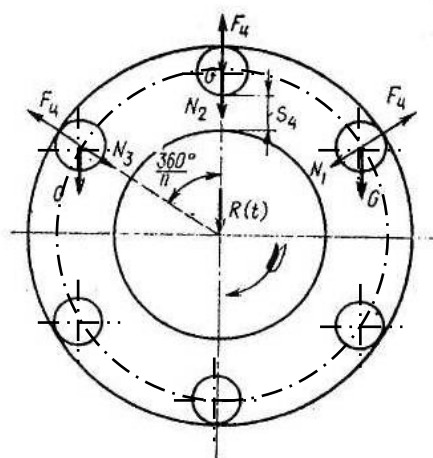


Рис. 1. Схема взаимодействия тел качения в подшипнике: S_4 - зазор; F_u - центробежная сила инерции шарика; G - сила тяжести; N - число шариков

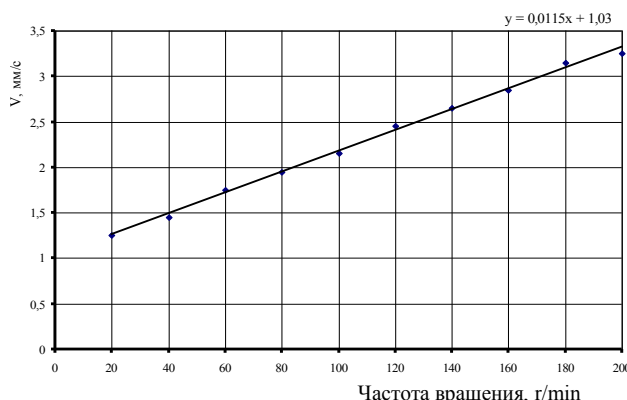


Рис. 2. Зависимость интенсивность вибрации подшипников от частоты вращения вала

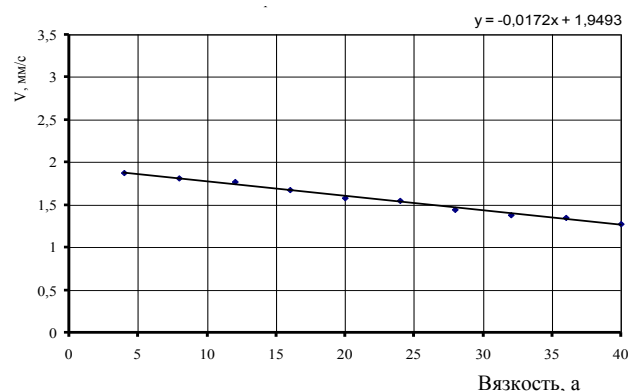


Рис. 4. Зависимость интенсивность вибрации подшипников от вязкости масла

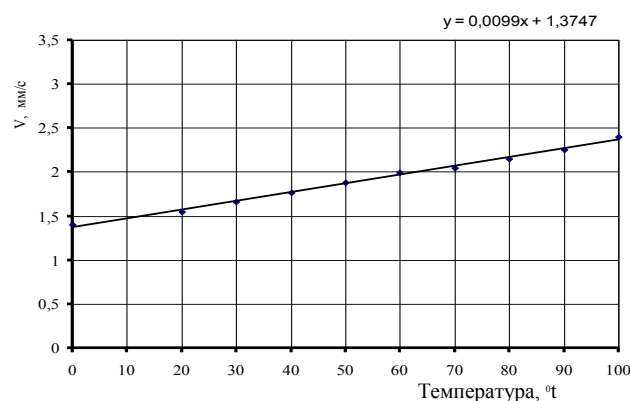


Рис. 3. Зависимость интенсивность вибрации подшипников от температуры нагрева

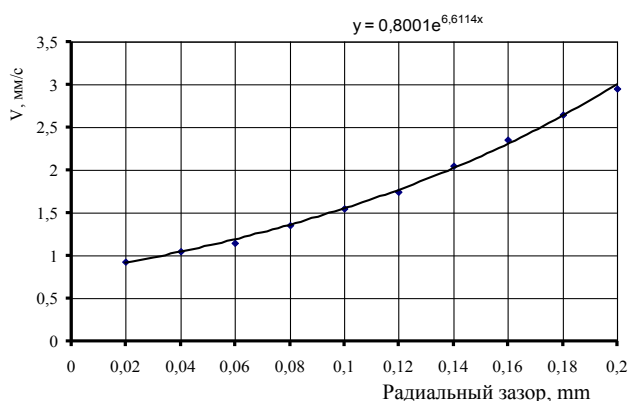


Рис. 5. Зависимость интенсивность вибрации от величины зазора подшипников

$$G \left[\frac{\omega^2 (R-r)^2}{4gR} - 1 \right] > 0. \quad (3)$$

Главными факторами изменения вибрации в подшипниках качения при различных условиях эксплуатации являются величина трения и распределение нагрузки. Наличие трения в подшипниках обуславливает появление энергетических потерь, часть которых уходит на образование упругих колебаний. Величина трения зависит от степени износа, температуры подшипника, скорости вращения, качества смазки. Трение в подшипниках складывается из: трения сепараторов, трения шариков и желоба колец, трения в смазке, трения при наличии микронеровностей на поверхностях [4].

Величина энергии, потерянная в момент соударения тел качения с беговой дорожкой, составляет:

$$\Delta L = m \left(1 - \varepsilon^2 \right) \frac{v^2 a \cdot r_1^2}{2}, \quad (4)$$

где m – масса тел качения;

ε – коэффициент упругости удара (степень восстановления деформации);

v – скорость качения катящегося тела с радиусом r_1 ;

a – количество микронеровностей и микровключений на единице площади.

Приравняв величину кинетической энергии ко-

лебаний к значению ΔL , можно определить величину виброскорости. При увеличении загрязненности масла величина a увеличивается за счет роста микровключений. Это приводит к увеличению величины потери энергии ΔL и соответственно вибрации подшипника. Главными факторами изменения вибрации в подшипниках качения при различных условиях эксплуатации являются изменение частоты вращения подшипника.

На рис. 2 представлена зависимость изменения амплитуды сигнала A от частоты вращения вала подшипника, она выражается:

$$A = 1,03 + 0,0115n, \quad (5)$$

где n – частота вращения вала подшипника.

Из рисунка видно, что с увеличением частоты вращения вала подшипника уровень вибрации возрастает, т.е. увеличение амплитуды виброакустического сигнала происходит близко к линейной зависимости.

При добавлении смазки происходит обволакивание шероховатостей тел качения. Образующаяся в месте контакта масляная пленка уменьшает величину коэффициента трения скольжения, а также величину нагрузки за счет увеличения пятна контакта шарика с беговой дорожкой подшипника. Уменьшение величины нагрузки ведет к уменьшению вибрации. Вдобавок, масляная пленка, обволакивающая микронеровности, смягчает удары при их взаимодействии, что

также уменьшает вибрацию. Зависимость носит прямолинейный характер (рис. 4) и выражается:

$$A = 1,9493 - 0,0172\nu, \quad (6)$$

где ν - вязкость масла.

На амплитуду виброакустического сигнала в процессе эксплуатации оказывает также влияние температура подшипника. Увеличение температуры нагрева подшипников приводит к уменьшению вязкости масла, что, в свою очередь, приводит к увеличению виброакустического сигнала (рис. 3):

$$A = 1,3747 + 0,0099t, \quad (7)$$

где t - температура подшипника.

При увеличении радиального зазора подшипника вращающийся вал будет прецессировать, возбуждая при ударах о тела качения упругие колебания. Импульс силы, возникающий в результате столкновения с телом качения определяется:

$$Q\Delta t = S \sqrt{\frac{PM}{D}} \sin \frac{\pi}{2}, \quad (8)$$

где S - радиальный зазор;

Δt - время удара;

P - нагрузка;

D - диаметр вала;

M - масса вала, приведенная к точке приложения силы.

Амплитуда акустических колебаний, возбуждаемых ударом, пропорциональна импульсу силы $Q\Delta t$. Следовательно, с увеличением зазора в подшипнике возрастает импульс силы, что ведет к увеличению амплитуды вибро-акустического сигнала. Зависимость уровня вибрации от величины зазора подшипника представлена на рис. 5 и выражается в виде:

$$A = 0,8001 \cdot e^{6,61S},$$

где S - величина радиального зазора.

На основании вышесказанного можно утверждать, что уровень вибрации буровых машин и отдельных ее узлов однозначно определяет ее техническое состояние.

Список литературы:

1. Барков А.В., Баркова Н.А. *Вибрационная диагностика машин и оборудования*. СПб.: СПбГМТУ, 2004. 156 с.
2. Генкин М.Д., Соколова А.Г. *Виброакустическая диагностика машин и механизмов*. // -М. -Машиностроение. -1987 г. - С.288.
3. Явленский К.Н., Явленский А.К. *Вибродиагностика и прогнозирования качества механических систем*. -Л: Машиностроение, 1983, 213 с.
4. Гончаревич И. Ф., Докукин А. В. *Динамика горных машин с упругими связями*. М.: Наука, 1975. 212 с.

УДК 621.512

© Махмудов А.М., Худайбердиев Ш.М. 2012 г.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ НАСОСНЫХ УСТАНОВОК В ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Махмудов А.М., ст. преподаватель кафедры «Электротехника, электромеханика и электротехнология» НГГИ, канд. техн. наук;
Худайбердиев Ш.М., ст. преподаватель кафедры «Электротехника, электромеханика и электротехнология» НГГИ, канд. техн. наук

Полигоны подземного выщелачивания полезных ископаемых Навоийского ГМК характеризуются суровыми климатическими условиями, т.к. расположены в зоне резко континентального климата пустыни Кызылкум. Подземное выщелачивание руды осуществляется путем избирательного перевода металла в раствор на месте залегания руд при помощи закачивания в недра химических растворов.

Для эксплуатации гидрогенных месторождений обычно применяют скважинные системы. При этом раствор реагента подается на рудовмещающий пласт через закачные скважины, фильтруется по пласту и откачивается на поверхность через откачные скважины. Продуктивные растворы на поверхности подвер-

гаются технологическому переделу, доукрепляются реагентом и снова направляются в пласт.

Процесс выщелачивания полезного ископаемого в большинстве случаев производится слабокислыми растворами серной кислоты с использованием бикарбонатного процесса добычи. Процесс добычи и переработки технологических растворов имеет замкнутый характер, т.е. сохраняется баланс объемов закачки и откачки.

Растворы из откачных скважин поступают самотеком по поливинилхлоридным трубам на узел подкисления, а также с помощью перекачных насосных станций. С узла подкисления растворы подаются на карту продуктивных растворов. Закисление произво-

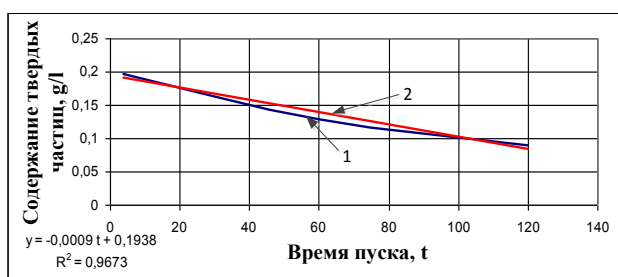


Рис. 1. Зависимость содержания твердых частиц в жидкости от времени пуска насоса по данным экспериментальных исследований (1): 2 - линия тренда

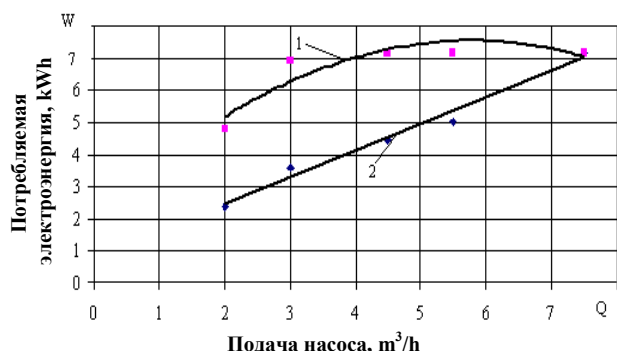


Рис. 2. Зависимость потребляемой мощности от подачи насоса при регулируемом (1) и нерегулируемом (2) электроприводе

дится для ускорения осаждения взвесей и улучшения химических процессов. Из карты растворов с помощью насосной станции растворы подаются в отделение сорбции, а после осаждения полезного компонента на смолу самотеком подаются в карту хвостовых растворов. Оттуда насосной станцией растворы перекачиваются на рабочие технологические добычные площадки.

Для обеспечения производительности добычных блоков по продуктивным растворам при существующих гидрогеологических условиях отработываемого горизонта обычно принято использование в откачных скважинах погружных электронасосов типа SP фирмы GRUNDFOS.

Как правило, при эксплуатации во многих скважинах наблюдается повышенный вынос песка, что приводит к преждевременному абразивному износу деталей, к усилению интенсивности коррозии. С целью устранения негативного явления в виде увеличения содержания твердых частиц в растворе необходимо достичь плавное поступление потока в рабочую зону насоса. Для решения этой задачи и оценки влияния твердых частиц на показатели ресурсосбережения насосного агрегата мы использовали плавный пуск асинхронного двигателя от преобразователя частоты (рис. 1-2). Для этого использовали датчик интенсивности, с помощью которого можно изменять время плавного пуска асинхронного двигателя. В исследованиях, изменяя время разгона насосного агрегата с помощью частотного преобразователя и, тем самым,

меняя скорость движения потока, получили разное значение содержания твердых частиц в жидкости. Результаты инструментальных измерений параметров насоса серии SP фирмы GRUNDFOS с частотно-регулируемым электроприводом при плавном пуске (дата 16.10.2009 г.) представлены в табл. 1 и на рис. 1.

Анализ результатов экспериментальных исследований показал, что необходим переход от нерегулируемого электропривода к регулируемому электроприводу с разомкнутой цепью по уровню жидкости в тех геотехнологических скважинах, где дебит постоянен в течение продолжительного времени. При этом обеспечивается плавный пуск насосной установки и достигается уменьшение пусковых токов, отрицательно сказывающихся на электрооборудовании и питающей сети. Экспериментальные исследования показали уменьшение количества твердых частиц в перекачиваемой жидкости при плавном пуске (рис. 1), что дает основание для прогнозирования уменьшения абразивного износа рабочих узлов насоса.

Известно, что функционирование насосных установок характеризуется в основном производительностью. Производительность, в свою очередь, зависит от притока жидкости в скважину. Как известно из [1], приток жидкости в скважину является переменной величиной, что обосновывает переменность и непредсказуемость притока. Работа насосных установок в данных условиях является энергетически невыгодной из-за несоответствия подачи насоса притоку жидкости в скважину, приводящему к увеличению статического напора насоса. Кроме того, увеличение динамического уровня жидкости в скважине из-за несоответствия подачи насоса притоку жидкости приводит к такому режиму, как «сухой ход», который является аварийным режимом для насосной установки, т.к.

Таблица 1

Результаты инструментальных измерений параметров насоса

Инструментальное обеспечение	Наименование измерений	Значения инструментальных измерений		
Секундомер	Интервал времени, t, h, min.	12,40 -12.46	13,10 -13.16	13,40 -13.46
Измерения емкостью	Подача насоса, Q, m³/h	7.5	7.5	7.5
Частотный преобразователь	Время разгона насоса, с	4	60	120
Специализированная лаборатория	Содержание твердых частиц, g/l	0.196	0.128	0.09
Специализированная лаборатория	Плотность жидкости, ρ, t/m³	1.01	1.01	1.01

насос охлаждается при помощи перекачиваемой жидкости. В свою очередь, применение регулируемого электропривода и правильный выбор оптимальных режимов работы погружных насосов позволило бы существенно снизить потребление электроэнергии [2].

На основе экспериментальных исследований было выявлено, что потребляемая электроэнергия насосным агрегатом прямо пропорциональна подаче насоса. Графическая зависимость потребляемой электро-

энергии от подачи насоса при регулируемом и нерегулируемом электроприводе в соответствии с данными экспериментальных исследований представлена на рис. 2.

Как видно из графической зависимости, при нерегулируемом электроприводе (изменение производительности при помощи дросселирования напорной линии) потребляемая электроэнергия в среднем на 30% больше, чем при частотно-регулируемом электроприводе.

Список литературы:

1. Тошов Б.Р., Атакулов Л.Н. Худайбердиев Ш.М. Методы и средства управления режимами работы насосных установок в технологии подземного выщелачивания // Горный вестник Узбекистана (научно-технический и производственный журнал). – 2012. – №1. – С. 98-101.
2. Фахриденков В.Н., Худайбердиев Ш.М. Энергоэффективное управление электроприводом погружного насосного агрегата в технологии подземного выщелачивания полезных ископаемых // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2010. – №12. – С. 84-86.

УДК 338.45

© Кадыров А.А. 2012 г.

ПРОБЛЕМЫ И ПЕРСПЕКТИВЫ ФОРМИРОВАНИЯ РЕГИОНАЛЬНЫХ ИННОВАЦИОННЫХ СИСТЕМ

Кадыров А.А., директор Центра стратегических инноваций и информатизации, академик Международной академии наук Высшей школы, докт. техн. наук, профессор

Вектор экономического развития Узбекистана, определённый Постановлениями Президента Республики Узбекистан «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 ос-

нове реализации активной инвестиционной политики, а также ускоренного внедрения в отраслях промышленности современных научных достижений, инновационных наукоёмких технологий [1-10].

Анализ мировых тенденций развития показывает, что в решении всего спектра стратегически важных проблем различных стран в XXI веке ключевая роль также отводится инновациям, инновационной деятельности и основанной на знаниях экономике или инновационной экономике.

Уровень технологического развития является одним из важнейших факторов, определяющих степень социально-экономического развития государства, его экономической и политической независимости.

Переход на траекторию устойчивого развития таких стран, как США, стран Европейского союза, Японии, ряда стран Юго-Восточной Азии достигнут на основе расширения инновационных процессов в реальном секторе экономики. При этом развитыми странами особое значение придаётся региональным инновационным системам как важнейшей составляющей национальных инновационных систем (рис. 1).

В этом ключе представляет определённый интерес опыт зарубежных стран по формированию региональных инновационных систем. Сжато рет-

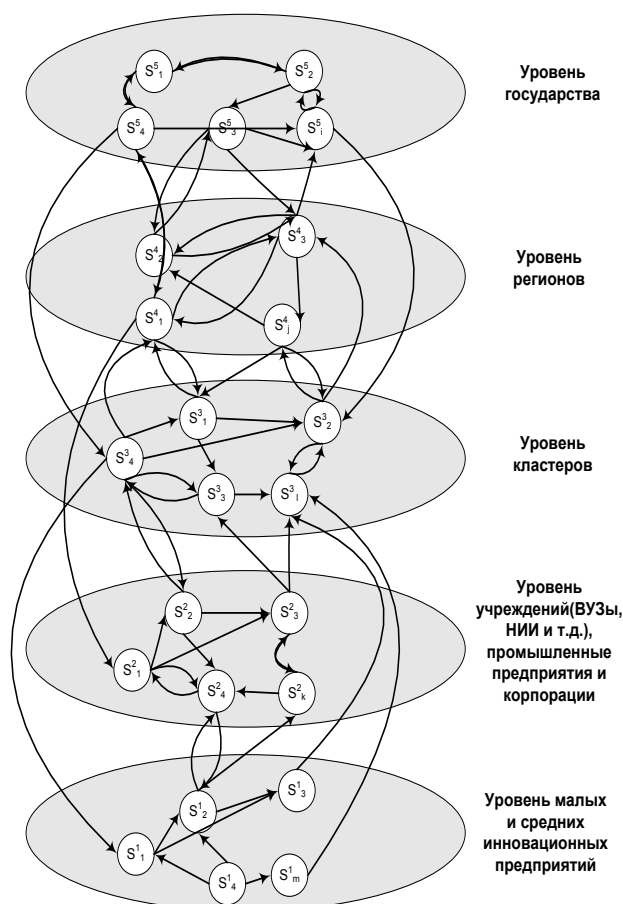


Рис. 1. Фрагмент структуры национальной инновационной системы

перспективному анализу данной проблемы и посвящена предлагаемая вниманию читателей журнала статья.

Региональная инновационная система. Общие понятия. Необходимость активного стимулирования роста региональной конкурентоспособности, базирующейся на экономическом, образовательно-научном, кадровом, технико-технологическом, минерально-сырьевом и институциональном потенциале, обусловили развитие региональных инновационных систем (РИС).

Согласно определению Филиппа Кука из Центра специальных исследований Кардиффского университета (Великобритания) региональная инновационная система - это «набор узлов в инновационной цепочке, включающей в себя непосредственно генерирующие знания фирмы, а также организации, предприятия, использующие (применяющие) эти знания, и разнообразные структуры, выполняющие специализированные посреднические функции: инфраструктурное обеспечение, финансирование инновационных проектов, их рыночную экспертизу и политическую поддержку».

На рис. 2 приведён состав основных подсистем РИС.

Растущий интерес к региональным инновационным системам подпитывали также множественные эмпирические свидетельства в пользу того, что важнейшие элементы инновационного процесса (такие, например, как собственно генерирование инноваций, трансфер технологий и т.д.), как правило, являются географически локализованными и, тем самым, очевидно выдвигают региональный аспект на передний план.

Так, известный американский экономист Майкл Портер постулировал, что «устойчивые конкурентные преимущества фирм на глобальном уровне зачастую обеспечиваются их сильными позициями «на местах»: концентрацией высокоспециализированных производств, персонала, поддерживающих институциональных структур, поставщиков, заказчиков и т.п. в отдельно взятых регионах» [1-3].

В то же время отмечается, что фундаментальные основы концепции РИС были во многом калькированы с более проработанной в теоретическом плане концепции.

Национальной инновационной системы (НИС). В частности, практически весь набор базовых рекомендаций по успешному построению работающих РИС повторяет хорошо известные схемы НИС, искусственно редуцированные до регионального уровня. Пожалуй, наиболее существенным новым элементом концепции РИС по сравнению с нисовскими схемами можно считать лишь гораздо более четкое акцентирование их кластерной составляющей: в отличие от общенациональных инновационных программ, региональные, как бы «по определению», должны прежде всего опираться на активное развитие жестко ограниченного числа приоритетных для данного региона сильных отраслей (причем особенно очевидным этот аспект представляется для небольших и средних регионов).

Стандартная концепция региональной инновационной системы. Согласно зарубежным публикациям, стандартная концепция РИС содержит следующие пункты:

- принятие комплекса мер, направленных на активный рост числа региональных вузов и исследовательских институтов (так называемых провайдеров знаний – новых технологий, перспективных научных исследований и т.п.), университетских спин-аут-компаний и/или содействующих тесной привязке местных фирм к внешним источникам этих знаний;
- привлечение в регион высококвалифицированных трудовых ресурсов и активное стимулирование роста профессиональной квалификации имеющегося персонала;
- создание сетей бизнес-инкубаторов для поддержки малых инновационных предприятий;
- создание и/или долгосрочное финансирование деятельности исследовательской организации, отслеживающей на регулярной основе ключевые для

важнейших региональных промышленных кластеров рынка и технологии;

- создание эффективных механизмов функционирования системы взаимодействия и коллаборационных отношений между региональными компаниями, исследовательскими организациями и государственными учреждениями;
- обеспечение частых контактов внутри местной бизнес-элиты, т.е. развитие формальных и неформальных сетевых организаций;
- обеспечение активного притока в регион венчурного капитала (на ранних этапах финансирования – создание сетей «бизнес-ангелов»).

К вышеперечисленному следует также добавить необходимую, но далеко не всегда достаточную предпосылку нормального функционирования РИС – наличие сильного регионального центра управления различными инновационными программами.

Помимо определения стратегических приоритетов региональной инновационной политики (той базовой функции, которая представляется самоочевидной), местная администрация (либо уполномоченный ею специальный орган) разрабатывает различные программы финансирования НИОКР (путем прямых бюджетных отчислений на эти цели, а также используя различные механизмы льготного кредитования и налоговых льгот) и комплекс мер по усилению взаимодействия между ключевыми участниками инновационного процесса в регионе.

Согласно проведенному в 2005 г. в рамках финансируемой ЕС программы PAXIS, масштабному сравнительному исследованию эффективности РИС в странах Евросоюза были выявлены 22 наиболее успешных «инновационных» региона: Стокгольм и Мальме в Швеции, Оксфорд, Кембридж и Эдинбург в Великобритании, Мюнхен, Штутгарт, Карлсруэ, Берлин и Гамбург в Германии, Хельсинки в Финляндии, Мадрид и Барселона (Испания), Дублин (Ирландия), французские провинции Морские Альпы (Марсель-Ницца) и Рона-Альпы (Лион), итальянские Турин, Милан, Эмилия-Романья и Венето, Австрийская Вена и датский Копенгаген.

Впрочем, большая часть этих удачных РИС сконцентрирована либо в столицах, либо вокруг крупнейших мегаполисов. Иными словами, примеров эффективных РИС, построенных в малых и средних регионах Европы, очень мало: из приведенного выше списка к таковым, в частности, можно отнести лишь Оксфорд, Кембридж, Карлсруэ и итальянскую Эмилия-Романью.

Региональные инновационные системы в небольших и средних регионах. В докладе «Региональные инновационные системы в небольших и средних регионах», опубликованном в 2004 г. шведскими авторами Мартином Андерссоном и Чарли Карлссоном, приводятся две достаточно очевидных первопричины, объясняющие инновацион-



Рис. 2. Состав подсистем региональной инновационной системы

ное отставание территориальных образований, не относящихся к числу крупнейших по численности/плотности населения: в таких регионах, как уже было отмечено выше, имеется весьма ограниченный набор технологоемких промышленных отраслей, а также ощущается острая нехватка генерирующих инновации вузов и исследовательских институтов.

Кроме того, по имению тех же авторов, ключевой проблемой территориально замкнутых РИС является поддержание долгосрочной конкурентоспособности компаний региона (возможность/затрудненность оперативной коррекции вектора технологического развития региона): в случае возникновения новых перспективных технологий/отраслей отсутствие должного уровня кооперации местных компаний с ведущими провайдером знаний (вузами, исследовательскими организациями и т.п.) с высокой степенью вероятности может привести к частичной или даже полной потере ими своих конкурентных рыночных преимуществ.

Безусловно, данная проблема может быть в той или иной степени демпфирована благодаря постепенному росту числа (и/или качества работы) внутри региональных научно-исследовательских организаций; вместе с тем очевидно, что на достаточно длительном временном интервале местным компаниям придется по большей части подстраиваться с неким лагом к новым сигналам, идущим из более технологичных и наукоемких регионов.

Андерссон и Карлссон предлагают следующий набор рекомендаций по созданию и развитию ИС в малых и средних регионах:

- безусловной исходной предпосылкой успешного создания РИС является наличие как минимум одного (а еще лучше нескольких) действующего промышленного кластера, объединяющего предприятия малого и среднего бизнеса, либо одной или нескольких крупных промышленных компаний, окруженных кластерами поставщиков и/или заказчиков их продукции;

- ввиду того, что большинство малых и средних регионов испытывают дефицит местных государственных и частных научно-исследовательских организаций, важнейшей задачей разработчиков РИС является принятие комплекса мер по развитию прочных долговременных связей с вузами других (наукоемких) регионов;

- для малых и средних регионов, где есть один или несколько вузов, важно принять специальные меры по адаптации образовательного профиля этих вузов к производственной специфике региональных инновационных предприятий;

- принципиально важная задача разработчиков РИС – разработка комплекса мер по созданию привлекательных условий для притока извне квалифицированного рабочего персонала;

- благодаря тому, что одной из движущих сил развития РИС является процесс коллективного обучения, необходимо активно поддерживать различные формы многостороннего диалога ключевых участников инновационного процесса;

- поскольку значительная часть инноваций эффективно продуцируется внутри новых фирм, важнейшим элементом РИС должно стать предоставление широкой поддержки малых инновационных предприятий;

- при построении РИС в отдельно взятом регионе необходимо тщательно изучить опыт реализации аналогичных программ в других регионах, их сильные и слабые стороны;

- административные и функциональные границы регионов далеко не всегда должны совпадать друг с другом: во многих случаях целесообразнее встраивать РИС на базе критериев общей экономической эффективности, а не руководствуясь формальными территориальными признаками.

Кроме того, как показывает, в частности, практика функционирования РИС в относительно небольших (по численности населения) territori-

альных образованиях Финляндии (Лапландия), Италия (регион Трентино) и Греции (провинция Западная Македония), отслеживаемая в рамках международной программы TeRIS, одной из наиболее серьезных проблем таких регионов является очень низкий уровень отчислений на НИОКР со стороны частных компаний, прежде всего малых и средних предприятий (МСП).

Основной объем инновационных разработок и программ приходится на местные вузы и научно-исследовательские организации, а также на ограниченное число крупных региональных предприятий, которые по большей части предпочитают проводить НИОКР собственными силами, не привлекая к сотрудничеству местные МСП.

Таким образом, добавляются сразу два дополнительных фактора, сдерживающих нормальное развитие РИС в малых и средних регионах: отсутствие серьезного интереса к развитию региональной кооперации в сфере НИОКР со стороны крупных промышленных предприятий и крайне слабый уровень (или даже полное отсутствие) взаимодействия в этой сфере между местным ВУЗами, НИИ и малым и средним бизнесом.

Для того чтобы стимулировать инновационную активность МСП, по мнению разработчиков программы TERIS, региональным властям необходимо предоставить этим фирмам возможность свободного доступа к различным видам консультационных услуг (предоставление информации о ситуации на рынке и спросе на производимую ими продукцию, сведений о уже имеющихся в наличии технологических разработках, которые могут быть использованы местными фирмами, юридические, маркетинговые услуги и т.п.), а также принять меры по привлечению дополнительных источников финансирования их НИОКРовских программ и обеспечению МСП квалифицированными кадрами и современным технологическим оборудованием.

Список литературы:

1. Региональные инновационные системы (РИС): мировой опыт // См.: <http://www.tula-forum.ru/researchs/inno/part2>
2. Шинетон Герд. Механика и логика региональных инновационных систем // См.: <http://www.top-manager.ru>
3. Институт региональных инновационных систем. Промышленные, национальные и региональные инновационные системы // См.: <http://www.innosys.spb.ru/?id=515>
4. Кондратьев В. Проблемы регионального промышленного развития России // См.: <http://www.perspektivy.org/rus/ekob>
5. Романова О.А., Лаврикова Ю.Г. Потенциал кластерного развития экономики региона // Проблемы прогнозирования. ИМП РАН. 2008. № 4. С.56-70.
6. Гайнутдинов Р.И. Предпосылки создания центров экспертиз на базе ФАУ ОЭЗ // См.: <http://www.innosys.spb.ru/?id=663>
7. Диваева Э.А. Особенности формирования региональных инновационных систем // Журнал ВАК: Управление экономическими системами. См.: <http://uecs.ru/innovacii-investicii/item>
8. Кадыров А.А. К вопросу создания концептуальных основ стратегии развития региона // Материалы первой Международной конференции "Управление развитием крупномасштабных систем". М.: ИПУ РАН, 2007.
9. Кадыров А.А. Национальная инновационная систем и её региональные аспекты // Сб. научных статей Межд. научно-пр. конференции «Инновация-2007». Ташкент, 2007.
10. Цыкорин Н. Институциональный механизм регионального планирования и развития США. Силиконовая долина // См.: <http://presentation.ru/articles>

КОНФЕРЕНЦИЯ В НГГИ: ШИРОКИЙ СПЕКТР ИССЛЕДОВАНИЙ И РАЗРАБОТОК В ОБЛАСТИ СОВРЕМЕННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ И ИННОВАЦИЙ В ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ОТРАСЛИ

Мухиддинов Б.Ф., проректор по научной работе НГГИ, докт. хим. наук, профессор

Важной особенностью современного этапа экономического развития является увеличение роли инноваций для достижения успеха в производстве: изменение ситуации во внешней среде требует пересмотра роли и места инноваций в деятельности предприятий. Инновации определяют будущее развитие предприятий и связаны со значительными изменениями в производстве, маркетинге.

Одна из главных характеристик новой экономики – интенсификация инновационных процессов, превращение их в фактор экономического роста. Его параметры в значительной мере определяются кардинально новыми технологиями.

Активизация экономических процессов, ограниченность ресурсов экстенсивного роста определяют переход предприятий на инновационный тип развития, позволяющий обеспечить устойчивое функционирование компании за счет эффективного использования собственных потенциальных возможностей, повышения роста продуктивности производственных ресурсов, сосредоточения усилий по развитию сферы науки и техники и др.

В настоящее время инновации и инновационная деятельность приобретают все большее значение для экономического развития любой страны и успешной

финансово-хозяйственной деятельности практически каждого предприятия.

Навоийский государственный горный институт расположен в промышленно-развитом городе Навоий, который считается одним из крупнейших производственных центров с такими крупными предприятиями, как Навоийский горно-металлургический комбинат, имеющий свои подразделения на территории четырех административных областей республики, гигантский химический комплекс НавоиАЗОТ и ряд других промышленных предприятий, для которых институт играет основную роль по снабжению высококвалифицированными кадрами. С целью повышения эффективности подготовки кадров на предприятиях организованы филиалы кафедр института для ведения совместной работы по обучению студентов, а также выполнения совместных научных проектов.

Сегодня на базе кафедр вуза создано несколько инновационных центров, в которых не только решается проблема установления тесных связей между всеми участниками инновационной деятельности, но и обеспечивается повышение их роли в социально-экономическом, технологическом, образовательном развитии региона. В этих центрах реализуется пол-

ный цикл инновационного процесса - от фундаментальных научных исследований до готового, востребованного потребителем продукта.

С 24 по 25 мая 2012 г. в НГГИ прошла республиканская научно-практическая конференция «Современные технологии и инновации горно-металлургической отрасли». 24 мая в Дворце культуры «Фархад» состоялось торжественное пленарное заседание. Конференцию открыл генеральный директор НГМК, докт. техн. наук К.С. Санакулов (рис. 1), который в своем выступлении подчеркнул, что комбинат за годы независимости достиг высоких темпов роста производ-



Рис. 1. Открытие конференции



Рис. 2. Технопарк филиалов кафедр НГГИ

ства, а также указал основные направления хозяйственной и социальной деятельности НГМК, привел наиболее крупные инновационные проекты технико-технологического перевооружения и модернизации действующих производств, строительства новых горнодобывающих и перерабатывающих комплексов, реализуемые в рамках стратегии устойчивого долгосрочного развития комбината.

С пленарными докладами на открытии конференции выступили: П.А. Шеметов, докт. техн. наук; В.Р. Рахимов - профессор ТашГТУ, академик АН РУз, докт. техн. наук; К.С. Султанов - главный научный сотрудник Института механики и сейсмостойкости сооружений АН РУз, докт. физ.- мат. наук, профессор; Ш.С. Намазов - заведующий лаборатории «Фосфорных удобрений» ИОН АН РУз, докт. техн. наук, профессор и др.

Было зарегистрировано более сотни представителей предприятий и организаций, высших учебных, научно-исследовательских и проектных учреждений Узбекистана.

Среди участников можно было встретить ведущих ученых и специалистов производств и ВУЗов, научно-исследовательских институтов Ташкента, Самарканда, Бухары, Карши и Ургенча.

По окончании пленарного заседания, в тот же день, конференция продолжилась в здании НГГИ на 10-ти научно-технических секциях. Тематика заявленных в их повестку дня более чем трехсот пятидесяти докладов охватывала широкий спектр теоретических и научно-практических направлений, исследований и разработок, связанных с инновационным развитием горно-металлургического комплекса:

- Современные технологии разработки месторождений полезных ископаемых.
- Передовые инновационные технологии обогащения и переработки минерального сырья.

- Актуальные вопросы совершенствования технологии металлургической отрасли.
- Новые аспекты модернизации систем горного машиностроения и оборудования.
- Современные системы автоматизации и программные разработки горного производства.
- Новые технологии энергосбережения и электро-снабжения в горно-металлургической отрасли.
- Фундаментальные и прикладные аспекты химии и химической технологии.
- Экономические и экологические проблемы природопользования в горно-металлургическом комплексе.
- Реализация стратегии инновационного партнерства высшего технического образования и производства в современных условиях.
- История развития и роль горно-металлургической отрасли в Республике Узбекистан.

Интересные бурные обсуждения докладов прошли в каждой из секций, где выступали профессора, научные сотрудники, преподаватели, аспиранты, специалисты, инженеры.

На следующий день конференция продолжила выездное заседание в г. Зарафшане. Заседание проводилось в Зарафшанском общетехническом факультете. Для участников конференции была организована экскурсия по объектам горно-металлургического производства, в студию изобразительного и декоративно-прикладного искусства и музеев. Конференция прошла на высоком уровне, этому способствовали тесные творческие контакты НГГИ с промышленными объектами, эффективное проведение совместных научных исследований, широкое привлечение к ним научных кадров - преподавателей, аспирантов, магистрантов, а также одаренных студентов (рис. 2).

Гости конференции высоко оценили качество организации, насыщенность программы и уровень докладчиков.

ИССЛЕДОВАНИЕ РЕОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ РАСПЛАВОВ И РАСТВОРОВ ПОЛИВИНИЛФТОРИДА И ИХ КОМПОЗИЦИЙ

Мухиддинов Б.Ф., проректор НГГИ по научной работе, докт. хим. наук, профессор; **Вапоев Х.М.**, доцент кафедры «Химическая технология» НГГИ, канд. техн. наук; **Шарипов С.Ш.**, бакалавр НГГИ

Поливинилфторид (ПВФ) обладает высокими стойкостью и прочностью, которые определяют его широкое применение во многих отраслях народного хозяйства. Однако наряду с вышеуказанными свойствами, ПВФ характеризуется трудной перерабатываемостью, связанной со сравнительно высокой вязкостью расплава, а также плохой растворимостью полимера при низкой температуре, что исключает возможность формования изделий из ПВФ традиционными способами.

В данной работе приводятся результаты реологических свойств вязкости расплава и растворов ПВФ от содержания и природы пластификаторов (табл. 1, рис. 1-5). Объектом исследования служил ПВФ с молекулярной массой 474000. В качестве пластификаторов использовали ди (1,1,5 - тригидрооктафторпентил) фталат (ДОФПФ), ди (2, 2', 3, 3')-тетрафторпропилфталат (ДФПФ)-синтезированный по методике [1] и 2, 2'-дибутилаллилфосфинат (ДБАФ), полифениловый эфир (ПФЭ) – промышленный продукт. Эффективную вязкость раствора ($\eta_{эф}$) определяли на ротационном вискозиметре «Реотест-2», а абсолютную вязкость (η) методом падающего шарика [2]. Вязкость расплава определяли по методике [3].

Как было отмечено, высокая вязкость расплава и одновременное протекание деструктивных процессов затрудняет переработку ПВФ. ПВФ с ММ 474000 при 493 К практически не течет. Увеличение содержания пластификатора приводит к возрастанию ПТР с одновременным снижением его вязкости. На основании

полученных результатов можно считать, что улучшенной перерабатываемостью обладают ПВФ - композиции, содержащие более 10 масс.% пластификатора.

Среди испытанных пластификаторов на реологические характеристики ПВФ наиболее существенное влияние оказывает введение в его состав ди(1,1,5-тригидрооктафторпентил) фталата, дибутилаллилфосфата. При модификации ПВФ этими пластификаторами наблюдается значительное улучшение его текучести (рис. 1). ПВФ - композиции с низким содержанием пластификатора (<10 масс.%) трудно перерабатываются из расплава, так как эффективная вязкость расплава в этом случае снижается незначительно. Полученные результаты по показателю текучести и эффективной вязкости расплава согласуются с данными термомеханических исследований по снижению T_g ПВФ – композиций [4]. ПВФ, синтезированный в эмульсии с $[\eta]=5,69$ л/г, хотя и плавится при 477 дК, как и ПВФ, синтезированный суспензионным методом, но практически не течет. Повышение температуры сопровождается ускорением деструкции полимера. Результаты изучения течения расплава образцов показывают, что введение в макромолекулы ПВФ звеньев ВДФ, ТрФЭ к наряду с повышением термостабильности полимера, понижает вязкость его расплава. Увеличение доли звеньев ВДФ и ТрФЭ в сополимере до 100 мол.% сопровождается повышением значения ПТР до 2,1 и 6,4 г/10 мин соответственно с одновременным уменьшением величины эффективной вязкости. Введение звеньев ХТФЭ еще

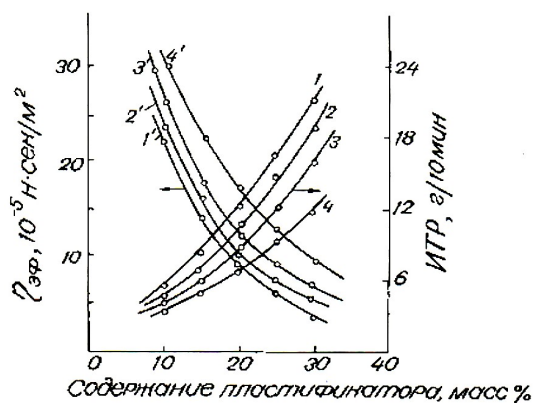


Рис. 1. Зависимость $\eta_{эф}$ и ПТР ПВФ от концентрации пластификатора: 1,1'-ди (1,1,5 - тригидрооктафторпентил) фталат; 2,2'-дибутилаллилфосфинат; 3,3'-ди (2,2,3,3'-тетрафторпропил) фталат; 4,4'-полифениловый эфир

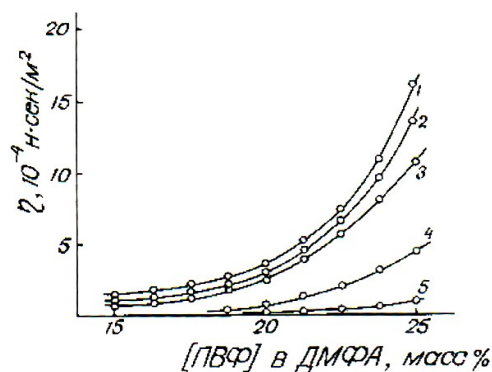


Рис. 2. Зависимость вязкости растворов ПВФ – композиций при различных температурах: 1-383, 2-393, 3-403 К пластифицированных образцов при температуре 383К: 4-7.5 масс.% дибутилаллилфосфата; 5-20 масс.%-ди(1,1,5-тригидрооктафторпентил) фталата

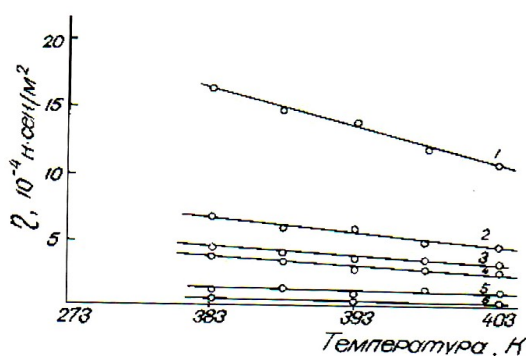


Рис. 3. Зависимость изменения вязкости растворов ПВФ от температуры. Концентрация ПВФ в диметилформамиде, масс.-%: 1-25; 2-20; 3-15; 4-25 (6% ДБАФ); 5-25 (7% ДБАФ); 6-25 (25% ДОФПФ)

больше снижает ПТР сополимеров. Так, сополимер, содержащий 50 мол.% второго компонента, характеризуется величиной ПТР 8,4 g/10 min. Однако дальнейшее увеличение количества ХТФЭ в сополимере приводит к уменьшению значения ПТР до 0,2 g/10 min, соответствующего значению ПТР ПХТФЭ.

Таким образом, композиции ПВФ с низкомолекулярными соединениями и введением в макромолекулы ПВФ звеньев других фторэтиленов повышают показатель текучести расплава, что открывает возможность переработки полимера из расплава традиционными методами, отсутствие которых является главным сдерживающим фактором не только переработки ПВФ, но и организации производства самого полимера.

ПВФ имеет широкие перспективы применения для производства пленок, волокон и покрытий, формируемых как из расплава, так и из растворов полимера, обладающего комплексом уникальных свойств. В связи с этим важное значение имеет изучение реологических свойств растворов пластифицированного ПВФ в возможно более широком интервале концентраций. Изучение свойств растворов ПВФ в диметилформамиде показало (рис. 2), что после 18-20 масс.-% ной концентрации полимера начинают быстро возрастать значения вязкости.

Введение пластификатора приводит к значительному снижению вязкости и одновременному понижению температуры гелеобразования раствора полимера, облегчая его перерабатываемость. Так, переход гомогенной системы в гетерогенную с образованием геля из раствора концентрации 0,1-15 масс.-% происходит при охлаждении последнего до 363-353 К. При добавлении к раствору ПВФ пластификатора температура гелеобразования понижается до 340-360 К. Вероятно, указанная особенность обусловлена уменьшением жесткости полимерных цепей за счет ослабления межмолекулярных взаимодействий между макромолекулами.

На рис. 3 приведена температурная зависимость вязкости растворов чистого и пластифицированного ПВФ при заданной скорости сдвига. Как видно, эта зависимость имеет форму, типичную для большинст-

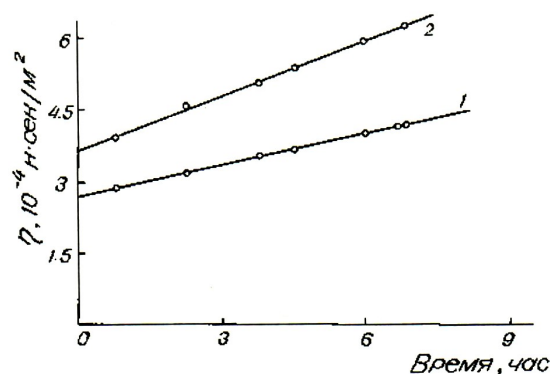


Рис. 4. Изменение вязкости 20 масс.-% ного раствора ПВФ в деметилформамиде со временем при температурах, К: 1-383, 2-403

ва полимеров изотропного состава [5], причем с повышением температуры наибольшее уменьшение вязкости наблюдается для более концентрированных растворов ПВФ. Кажущиеся энергии активации вязкого течения растворов ПВФ, рассчитанные из зависимости $\ln \eta = f(1/t)$ в температурном интервале 383-403 К, представлены в табл. 1.

Ввиду того, что процесс растворения ПВФ осуществляется при высоких температурах, представляло практический интерес изучения изменения вязкости его растворов от времени выдержки. Как показывают данные (рис. 4), при выдерживании раствора полимера происходит повышение вязкости среды во времени. Наблюдаемое явление, очевидно, связано с протеканием процессов структурирования и окисления макроцепей полимера при повышенных температурах.

Таким образом, исследование реологических свойств композиций ПВФ позволило оценить пласти-

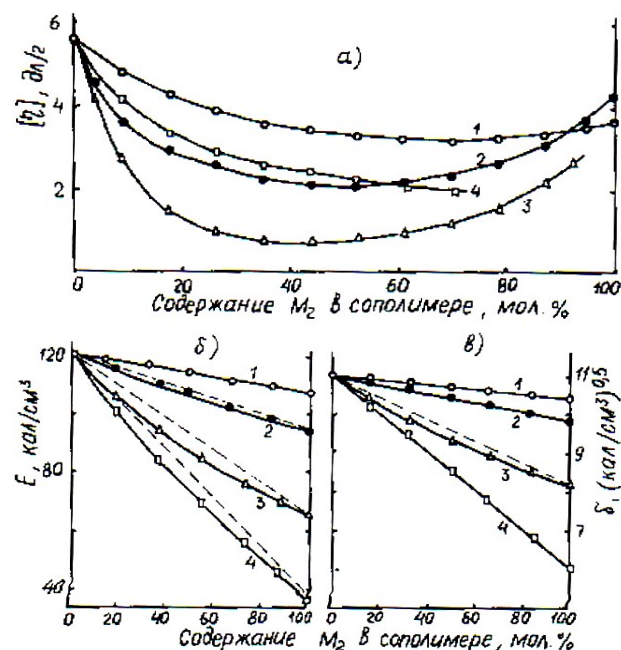


Рис. 5. Зависимость вязкости (а), параметра энергии когезии (б) и параметра растворимости (в) сополимеров ВФ с ВДФ (1), ТрФЭ (2), ХТФЭ (3) и ТФЭ (4) от их состава

фицирующий эффект изученных веществ по отношению к ПВФ. На основании полученных результатов установлено, что пластификация способствует улучшению перерабатываемости ПВФ из расплава и раствора.

Вязкость в большой степени зависит от размера и формы макромолекул, также от состава сополимеров. Характеристическая вязкость ($[\eta]$) сополимеров ВФ, изученная в ДМФА при 363 К, приведена на рис. 5. Высокие значения $[\eta]$ (для ПВФ $[\eta]=5,6$ dl/g) говорят о том, что синтезированные сополимеры очень высокомолекулярные. Резкое уменьшение значений $[\eta]$ с увеличением доли фторэтиленов в цепи, очевидно, связано не только с понижением их молекулярной массы, но с изменением взаимодействия полимер-растворитель. Для понижения вязкости растворов, так же как и для улучшения их растворимости, достаточно введение в состав макромолекулы ПВФ 5-10 моль.% других мономеров. Причем, чем больше Ван-дер-ваальсовый объем элементарного звена сомономера, тем меньше нужно его содержание в сополимере для получения того же эффекта.

Для предсказания растворимости полимера в различных органических растворителях, а также для предварительной оценки совместимости полимеров друг с другом или пластификаторами часто используется такая характеристика, как параметр растворимости.

Параметр растворимости Гильдебранда определяется из соотношения:

$$\delta = \sqrt{\frac{\Delta E_0}{V}} \quad (1)$$

где $\Delta E_0 = \Delta H_0 - RT$; ΔH_0 – скрытая теплота испарения жидкости;

R – универсальная газовая постоянная;

T – абсолютная температура;

V – мольный объем жидкости.

Квадрат параметра растворимости представляет собой плотность энергии жидкости, т.е. величину энергии когезии, деленную на мольный объем:

$$\delta^2 = \frac{\Delta E_0}{V} \quad (2)$$

Для гомо- и сополимеров, которые нельзя испарить без разложения, значения δ соответственно можно определить расчетным путем по инкрементам энергий для отдельных атомов и групп атомов:

$$\delta^2 = \sum_i \frac{\Delta E_i}{N_A} \sum_i V_i \quad (3)$$

Таблица 1					
Кажущиеся энергии активации вязкого течения растворов ПВФ					
Система	Концентрация ПВФ, масс., %	E, кДж/моль	Система	Концентрация ПВФ, масс., %	E, кДж/моль
ПВФ-ДМФА	15	6,2	ПВФ-ДМФА-ДОФПФ ПВФ-ДМФА-ДБАФ	25	24,8
	20	24,9		25	16,5
	25	41,5			

$$\delta^2 = \frac{\alpha_1 \left(\sum_i \Delta E_i \right)_1 + (1 - \alpha_1) \left(\sum_i \Delta E_i \right)_2}{N_A \left[\alpha_1 \left(\sum_i \Delta V_i \right)_1 + (1 - \alpha_1) \left(\sum_i \Delta V_i \right)_2 \right]} \quad (4)$$

где $\left(\sum_i \Delta E_i \right)_1, \left(\sum_i \Delta E_i \right)_2$ – эффективные энергии когезии компонентов 1 и 2 в сополимере.

Из рис. 5 видно, что среди полифторэтиленов наибольшей энергией когезии обладают ПВФ, характеризующийся сильным межмолекулярным взаимодействием. Снижение величины $\sum \Delta E_i$ при переходе от гомополимера к сополимерам ВФ свидетельствует об увеличении их растворимости в органических жидкостях. По значениям параметра растворимости (δ) оценивают совместимость, а также растворимость полимеров. Как видно из рис. 5 (в), сополимеры ВФ с фторэтиленами обладают лучшей совместимостью и хорошо растворяются в растворителях, характеризующихся параметром растворимости $\delta=9-11$ (кал/см³)^{0,5}. К ним относятся АЦ (10,0), МЭК (9,3), диметилацетамид (11,1) и ДМФА (12,1) [6], а для сополимеров ВФ с ТФЭ увеличением содержания последнего в цепи величина δ сильно снижается и тем самым ухудшается их совместимость с вышеназванными растворителями и наблюдается потеря растворимости сополимера.

Таким образом, введение звеньев фторэтиленов в цепь ПВФ способствует улучшению его растворимости, тем самым появляется возможность переработки сополимеров при низких температурах раствора.

Список литературы:

1. Вульфсон Н.С. Препаративная органическая химия. М. Химия, 1964, с. 210.
2. Аналитическая химия полимеров. Под редакцией Каплана Г.М., ИЛ, 1963, с. 312.
3. Энциклопедия полимеров. – М.: Советская энциклопедия, 1972, т. 1, – с. 436.
4. Гафуров А.Х., Мухиддинов Б.Ф., Асомов М.К. Влияние пластификации на температурно-релаксационные процессы в поливинилфториде. Изв. ВУЗов. Химия и химическая технология, 1989, т. 32, №1, с. 78-80.
5. Папков С.П. Физико-химические основы переработки растворов полимеров. М.: Химия, 1971, с. 239.
6. Аскадский А.А., Матвеев Ю.И. Химические строения и физические свойства полимеров. М.: Химия, 1983, с. 248.

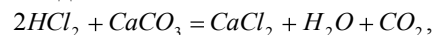
МОДЕЛЬ КИСЛОТНОЙ ОБРАБОТКИ КАРБОНАТОВ С УЧЕТОМ КОЛЬМАТАЦИИ ПОРОДЫ

Хужаёров Б.Х., директор КНИИРП Самаркандского отделения АН РУз, докт. физ.- мат. наук, профессор; **Бурнашев В.Ф.**, ст. научный сотрудник КНИИРП Самаркандского отделения АН РУз, канд. физ.- мат. наук

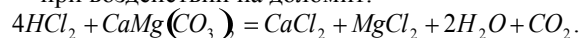
Солянокислотная обработка наиболее широко применяется в карбонатных коллекторах для изменения их проницаемости. Изменение проницаемости в результате кислотной обработки очень сложный процесс, так как на него оказывают влияние несколько различных, конкурирующих явлений. Проницаемость увеличивается с увеличением размеров пор, в том числе устьев пор за счет растворения минералов. В то же время с растворением цементирующего материала освобождаются твердые частицы различных размеров [1-3]. Осаждение этих частиц в устьях пор приводит к серьезным изменениям проницаемости. Согласно классическим представлениям, образующиеся в результате химической реакции газы полностью растворяются в воде. Однако на практике [4] значительная часть выделяющихся газов, не растворяясь в воде, в виде диспергированных пузырьков накапливается в коллекторе, заполняя часть порово-трещинного пространства, экранируя породу от кислоты, что приводит к значительному снижению эффективности кислотной обработки.

Основным объектом взаимодействия соляной кислоты с породой являются карбонатные материалы: известняк или доломит в том или ином количестве, содержащиеся в цементирующих веществах породы. При этом происходят следующие основные реакции:

- при воздействии на известняк:



- при воздействии на доломит:



Хлористый кальций ($CaCl_2$) и хлористый магний ($MgCl_2$) – хорошо растворимые в воде соли. Углекислый газ (CO_2) при пластовом давлении частично растворяется в воде, частично представлен в виде диспергированных пузырьков.

В данной работе задача кислотной обработки рассматривается в рамках многокомпонентной изотермической фильтрации однофазной несжимаемой жидкости. Примем, что в процессе фильтрации в водонасыщенной породе участвует водная фаза, состоящая из кислотной, солевой, газовой и собственно водной компонентов. В отдельную фазу, не принимающую участия в фильтрации, выделяется порода (скелет пористой среды и свободные частицы, образованные в результате его разрушения), компонентами которой будут растворимая и нерастворимая кислотой порода. Тогда математическую модель выщелачивания можно представить в виде системы уравнений:

- уравнение сохранения массы кислотной компоненты, внедряемой в пласт:

$$\frac{\partial}{\partial t} (m \rho_A c_A) + \frac{\partial}{\partial x} (\rho_A c_A V) = -J_A + \frac{\partial}{\partial x} \left(\rho_A D_m \frac{\partial}{\partial x} (c_A) \right), \quad (1)$$

где $J_A = M_{AA_0} R_A$ – масса кислоты, израсходованной в единицу времени в единице объема;

$$R_A = E_f \left(\frac{c_A \rho_A}{M_A} \right) - \text{скорость}$$

химической реакции;

E_f – константа скорости реак-

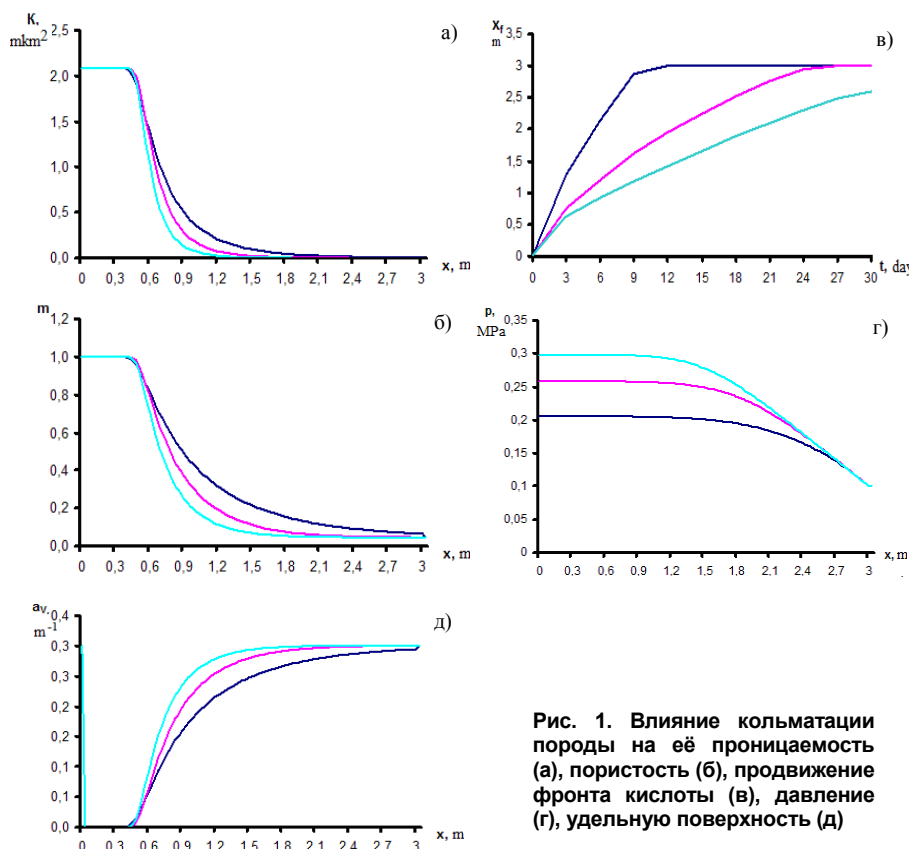


Рис. 1. Влияние кольматации породы на её проницаемость (а), пористость (б), продвижение фронта кислоты (в), давление (г), удельную поверхность (д)

ции, определяется соотношением Аррениуса:

$$E_f = E_f^0 \exp\left(-\frac{\Delta E}{RT}\right),$$

где ΔE - энергия активации;

R - газовая постоянная;

T - температура;

m - пористость;

ρ_A - истинная плотность кислоты;

c_A - массовая концентрация кислоты;

D - коэффициент молекулярной диффузии;

t - время;

$a_v = s/v_R$ - удельная поверхность реакции;

s - площадь поверхности реакции;

v_R - объем приэквивалентной зоны;

M_A - молекулярный вес кислоты.

- уравнение сохранения массы объединенной солено-водной компоненты:

$$\frac{\partial}{\partial t}(m\rho_s c_s) + \frac{\partial}{\partial x}(\rho_s c_s V) = J_s, \quad (2)$$

где $J_s = \beta J_A$ - масса соли, возникшей в результате реакции в единицу времени в единице объема;

β - растворяющая способность кислоты;

ρ_s - истинная плотность растворенной в воде соли;

c_s - массовая концентрация соли в воде;

- уравнение сохранения массы газа, образующегося в результате химической реакции:

$$\frac{\partial}{\partial t}(m\rho_g c_g) + \frac{\partial}{\partial x}(\rho_g c_g V) = J_g, \quad (3)$$

где c_g - массовая концентрация газа в воде;

ρ_g - истинная плотность газа;

J_g - масса газа, образованного в единицу времени в единице объема, часть которого осаждается на стенках пор в виде пузырьков, полагаем, что:

$$J_g = \gamma_g J_A - \rho_g \frac{\partial \sigma_g}{\partial t},$$

где $\gamma_g J_A$ - масса газа, образовавшегося в единицу времени в единице объема;

γ_g - количество не переходящей в жидкость массы газа при химической реакции на единицу массы кислоты;

σ_g - массовая концентрация пузырьков газа.

- уравнение сохранения массы нерастворимых частиц, образующихся в результате химической реакции:

$$\frac{\partial}{\partial t}(m\rho_B c_B) + \frac{\partial}{\partial x}(\rho_B c_B V) = J_B, \quad (4)$$

где c_B - массовая концентрация нерастворимых частиц породы в воде;

ρ_B - истинная плотность нерастворимых частиц (не растворяемой породы);

J_B - масса взвешенных частиц породы (взвеси), образованных в единицу времени в единице объема, часть которых осаждается на стенках пор, полагаем, что:

$$J_B = \gamma_B J_A - \rho_B \frac{\partial \sigma_B}{\partial t},$$

где $\gamma_B J_A$ - масса нерастворимых частиц, образованная в единицу времени в единице объема;

γ_B - количество не переходящей в жидкость массы взвеси при химической реакции на единицу массы кислоты;

σ_B - массовая концентрация осажденных нерастворимых частиц.

- уравнение изменения пористости:

$$\frac{\partial}{\partial t}((1-m)\rho_M) = -J_M, \quad (5)$$

где $J_M = \beta J_A$ - масса породы, растворенной в единицу времени в единице объема;

ρ_M - истинная плотность растворяемой породы.

- уравнение изменения положения фронта кислоты:

$$\frac{dx_F}{dt} = \beta \frac{\rho_A}{\rho_M} V_{FA} c_{FA}, \quad (6)$$

где V_{FA} и c_{FA} - скорость потока и концентрация кислоты на фронте.

- уравнения скорости фильтрации водной фазы:

$$V_w = -\frac{K}{\mu_w} \frac{\partial p}{\partial x}, \quad (7)$$

где K - абсолютная проницаемость;

$\mu_w = c_A \mu_A + c_s \mu_s + c_B \mu_B + c_g \mu_g$ - вязкость водной фазы,

$\mu_A \mu_s \mu_B \mu_g$ - вязкости соответственно кислоты, соленой воды, взвеси, газа;

p - давление.

Для вычисления абсолютной проницаемости, следуя корреляциям Кольрауша и Козени-Кармана, считая, что предельное значение проницаемости при воздействии осаждающихся частиц близко к нулю, используется следующая эмпирическая зависимость [2]:

$$K = K_0 \left(\frac{m}{m_0}\right)^n \exp(-a\sigma^w) \quad (8)$$

где $\sigma = \sigma_g + \sigma_B$ - количество нерастворимых частиц породы и пузырьков газа, выпавшее в рассматриваемом сечении x за время t :

$$\sigma_B = \begin{cases} \int_0^t \chi_B V c_B dt, & x \leq x_F, \\ 0, & x > x_F \end{cases} \quad (9)$$

$$\sigma_g = \begin{cases} \int_0^t \chi_g V c_g dt, & x \leq x_F, \\ 0, & x > x_F \end{cases} \quad (10)$$

$n, a, \omega, \chi_g, \chi_B$ - константы, определяемые по экспериментальным данным.

Для описания изменения удельной поверхности реакции используется следующее соотношение:

$$a_v = a_0 \frac{(1-m)}{(1-m^0)} \quad (11)$$

где a_0 - начальная удельная поверхность.

Добавляя очевидные равенства:

$$c_A + c_S + c_G + c_B = 1; \quad (12)$$

- уравнения состояния:

$$\rho_\alpha = \rho_\alpha(p) \quad \alpha = \{A, S, B, G\} \quad (13)$$

- зависимости для вязкостей:

$$\mu_\alpha = \mu_\alpha(p) \quad \alpha = \{A, S, B, G\}; \quad (14)$$

- начальные условия:

$$p(x, 0) = p^0, m(x, 0) = m^0;$$

$$c_\alpha(x, 0) = c_\alpha^0, \alpha = \{A, S, B, G\} \quad (15)$$

- граничные условия:

$$V(0, t) = V^c(t), c_\alpha(0, t) = c_\alpha^c(t);$$

$$\alpha = \{A, S, B, G\} p(L, t) = p^0, \left. \frac{\partial c_\alpha}{\partial x} \right|_{x=L} = 0, \quad (16)$$

получим замкнутую систему уравнений, описывающих физико-химические процессы, происходящие в карбонатных коллекторах при их кислотной обработке.

Для исследования влияния кольтматации на проницаемость проведены вычислительные эксперименты с использованием следующих значений параметров: $\rho_A = 1111,6 \text{ kg/m}^3$, $\rho_S = 1111,6 \text{ kg/m}^3$, $\rho_G = 1,6 \text{ kg/m}^3$, $\rho_B = 2160 \text{ kg/m}^3$, $\rho_M = 2160 \text{ kg/m}^3$, $D = 10^{-8} \text{ m}^2/\text{c}$, $\chi_G = 10 \text{ m}^{-1}$,

$\chi_B = 1 \text{ m}^{-1}$, $\beta = 200$, $\gamma_B = 200$, $\gamma_G = 0,01$, $\mu = 9,7628 \text{ МПа}\cdot\text{с}$, $E_f^0 = 0,51 \cdot 10^{-6} \text{ м/с}$, $\Delta E = 86400$, $R = 8314$, $T = 373 \text{ К}$, $a_v = 0,3 \text{ м}^{-1}$, $\rho^0 = 0,1 \text{ МПа}$, $C_s^0 = 1$, $V^c = 0,135493 \cdot 10^{-5} \text{ м/с}$, $C_A^c = 0,45$, $C_S^c = 0,55$, $L = 3 \text{ м}$, $t = 30 \text{ Day}$. На рис. 1 представлены результаты некоторых численных расчетов. Их анализ показывает, осаждение частиц породы и особенно забивание пор пузырьками газа существенно снижает проницаемость (а) и пористость (б) в зоне интенсивной химической реакции, что приводит к снижению скорости продвижения фронта кислоты (в) и снижению падения давления (г), увеличению удельной поверхности реакции (д). Это объясняется высоким содержанием нерастворимых частиц в породе, перешедших в дисперсное состояние, а также образованием пузырьков газа, не растворяющихся в воде, в результате химической реакции, которые и забивают поры.

Вычислительный эксперимент показал, что предлагаемая модель позволяет проводить расчет показателей кислотной обработки с исследованием влияния таких параметров, как скорость нагнетания кислоты, концентрация кислоты, скорость химической реакции с учетом кольтматации породы.

Список литературы:

1. Panga M. K. [et al] A new model for predicting wormhole structure and formation in acid stimulation of carbonates // SPE 86517. 2004.
2. Wennberg K. E. Determination of the filtration coefficient and transition time for water injection wells // SPE 38181, 1997.
3. Г. Т. Булгакова, А. В. Байзитова, А. Р. Шарифуллин Модель матричной кислотной обработки карбонатов: Влияние осадка на процесс растворения // Уфа: УГАТУ, 2009 Т. 13, № 2 (35). С. 256–264.
4. Маркелов С.В. и др. Влияние химической кольтматации порово-трещинного массива на производительность блоков подземного выщелачивания// Ташкент: Научно-технический и производственный журнал «Горный вестник Узбекистана», 2011, № 44. С. 45-47.

УДК 517.11

© Пиримов А.П. 2012 г.

ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ТРЕХМЕРНЫХ ТУРБУЛЕНТНЫХ СТРУЙ РЕАГИРУЮЩИХ ГАЗОВ

Пиримов А.П., декан, доцент кафедры «Математика» Зар. ОТФ НГГИ, канд. физ.- мат. наук

Основным инструментом исследования газодинамики, тепло-массообмена турбулентных струйных течений многокомпонентных газовых смесей является математическое моделирование, которое в отличие от физического эксперимента нередко экономически эффективнее и часто является единственно возможным методом исследований. В общем случае, моделирование турбулентных струйных течений реагирующих газовых смесей основано на общепринятой системе связанных уравнений в частных производных, выражающих законы сохранения массы, импульса, энергии и вещества.

В работах [1-9] приведены в основном результаты

экспериментальных и теоретико-численных расчетов, посвященных исследованиям истечения воздуха, вытекающего из сопла прямоугольной формы.

В данной работе приводится метод расчета и некоторые численные результаты исследования трехмерных турбулентных струй реагирующих газов, вытекающих из сопла прямоугольной формы (рис.1-4).

Постановка задачи. Рассмотрим реагирующую струю, вытекающую из сопла прямоугольной формы и распространяющуюся в попутном (затопленном) потоке воздуха. В качестве начала координат декартовой системы выберем центр начального сечения

струи: ось ОХ, направленная вдоль струи, и оси ОУ и ОZ параллельны сторонам сопла, размером 2а и 2b соответственно. Предположим, что течение симметрично относительно оси ОХ и плоскостей YOХ, ZOХ, которые образуют границу области интегрирования и которые позволяют рассматривать только одну четверть прямоугольной струи.

Такое течение описывается следующей параболизированной системой уравнений [7-12]:

$$\frac{\partial \rho u}{\partial x} + \frac{\partial \rho v}{\partial y} + \frac{\partial \rho w}{\partial z} = 0, \quad (1)$$

$$\rho u \frac{\partial u}{\partial x} + \rho v \frac{\partial u}{\partial y} + \rho w \frac{\partial u}{\partial z} =$$

$$-\frac{\partial P}{\partial x} + \frac{\partial}{\partial y} \left(\mu_T \frac{\partial u}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(\mu_T \frac{\partial u}{\partial z} \right),$$

$$\rho u \frac{\partial v}{\partial x} + \rho v \frac{\partial v}{\partial y} + \rho w \frac{\partial v}{\partial z} = -\frac{\partial P}{\partial y} + \frac{4}{3} \frac{\partial}{\partial y} \left(\mu_T \frac{\partial v}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(\mu_T \frac{\partial v}{\partial z} \right) - \frac{2}{3} \frac{\partial}{\partial y} \left(\mu_T \frac{\partial w}{\partial z} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(\mu_T \frac{\partial w}{\partial y} \right), \quad (3)$$

$$\rho u \frac{\partial w}{\partial x} + \rho v \frac{\partial w}{\partial y} + \rho w \frac{\partial w}{\partial z} = -\frac{\partial P}{\partial z} + \frac{4}{3} \frac{\partial}{\partial z} \left(\mu_T \frac{\partial w}{\partial z} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(\mu_T \frac{\partial w}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(\mu_T \frac{\partial v}{\partial z} \right) - \frac{2}{3} \frac{\partial}{\partial z} \left(\mu_T \frac{\partial v}{\partial y} \right), \quad (4)$$

$$\rho u \frac{\partial H}{\partial x} + \rho v \frac{\partial H}{\partial y} + \rho w \frac{\partial H}{\partial z} = \frac{1}{Pr_T} \frac{\partial}{\partial y} \left(\mu_T \frac{\partial H}{\partial y} \right) + \frac{1}{Pr_T} \frac{\partial}{\partial z} \left(\mu_T \frac{\partial H}{\partial z} \right) + (1 - \frac{1}{Pr_T}) \left[\frac{\partial}{\partial y} \left(\mu_T u \frac{\partial u}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(\mu_T u \frac{\partial u}{\partial z} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(\mu_T v \frac{\partial v}{\partial z} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(\mu_T w \frac{\partial w}{\partial y} \right) \right] + \left(\frac{4}{3} - \frac{1}{Pr_T} \right) \left[\frac{\partial}{\partial y} \left(\mu_T v \frac{\partial v}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(\mu_T w \frac{\partial w}{\partial z} \right) \right] - \frac{\partial}{\partial y} \left(\frac{2}{3} \mu_T v \frac{\partial w}{\partial z} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(\mu_T v \frac{\partial w}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(\mu_T w \frac{\partial v}{\partial z} \right) - \frac{\partial}{\partial z} \left(\frac{2}{3} \mu_T w \frac{\partial v}{\partial y} \right). \quad (5)$$

$$\rho u \frac{\partial C_i}{\partial x} + \rho v \frac{\partial C_i}{\partial y} + \rho w \frac{\partial C_i}{\partial z} = \frac{1}{Sc_T} \frac{\partial}{\partial y} \left(\mu_T \frac{\partial C_i}{\partial y} \right) + \frac{1}{Sc_T} \frac{\partial}{\partial z} \left(\mu_T \frac{\partial C_i}{\partial z} \right) + \dot{W}_i, \quad (6)$$

$$\rho u \frac{\partial k}{\partial x} + \rho v \frac{\partial k}{\partial y} + \rho w \frac{\partial k}{\partial z} =$$

$$\frac{\partial}{\partial y} \left(\frac{\mu_T}{\sigma_k} \frac{\partial k}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(\frac{\mu_T}{\sigma_k} \frac{\partial k}{\partial z} \right) + G - \rho \varepsilon,$$

$$\rho u \frac{\partial \varepsilon}{\partial x} + \rho v \frac{\partial \varepsilon}{\partial y} + \rho w \frac{\partial \varepsilon}{\partial z} = \frac{\partial}{\partial y} \left(\frac{\mu_T}{\sigma_\varepsilon} \frac{\partial \varepsilon}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(\frac{\mu_T}{\sigma_\varepsilon} \frac{\partial \varepsilon}{\partial z} \right) +$$

$$\frac{\partial}{\partial z} \left(\frac{\mu_T}{\sigma_\varepsilon} \frac{\partial \varepsilon}{\partial z} \right) + C_{\varepsilon 1} G - C_{\varepsilon 2} \rho \varepsilon \frac{\varepsilon}{k},$$

$$\text{где } G = \mu_T \left[\left(\frac{\partial u}{\partial y} \right)^2 + \left(\frac{\partial u}{\partial z} \right)^2 \right],$$

$$H = c_p T + \frac{u^2 + v^2 + w^2}{2} + \sum_{i=1}^{N_k} C_i h_i^*. \quad (9)$$

$$P = \rho T R \sum_{i=1}^{N_k} \frac{C_i}{m_i}. \quad (10)$$

$$\mu_T = \frac{C_\mu \rho k^2}{\varepsilon}. \quad (11)$$

где x, y, z - декартовы координаты;

ρ - плотность;

u, v, w - компоненты скорости;

T - температура;

H - полная энтальпия;

P - давление;

k - кинетическая энергия турбулентности;

ε - диссипация кинетической энергии турбулентности;

C_i - массовая концентрация i -того компонента;

N_k - число компонентов смеси;

c_p - теплоёмкость при постоянном давлении;

Pr_T, Sc_T - турбулентное число Прандтля и Шмидта;

h_i^* - теплота образования i -того компонента;

R - универсальная газовая постоянная;

m_i - молекулярный вес i -того компонента;

w_i - скорость образования i -того компонента;

$C_{\varepsilon 1}, C_{\varepsilon 2}, C_\mu, \sigma_k, \sigma_\varepsilon$ - эмпирические константы « $k - \varepsilon$ » модели турбулентности.

Краевые условия:

I. $x=0$:

1) $0=y=a, 0=z=b$;

$u=u_2, v=0, w=0, H=H_2, P=P_2, C_i=(C_i)_2, k=k_2, \varepsilon=\varepsilon_2$.

2) $a < y < y_{+\infty}, b < z < z_{+\infty}$;

$u=u_1, v=0, w=0, H=H_1, P=P_1, C_i=(C_i)_1, k=k_1, \varepsilon=\varepsilon_1$.

II. $x>0$:

1) $z=0, 0 < y < y_{+\infty}, w=0, df/dz=0, (f=u, v, H, C_i, k, \varepsilon)$.

2) $y=0, 0 < z < z_{+\infty}, v=0, df/dy=0, (f=u, v, H, C_i, k, \varepsilon)$.

3) $z \rightarrow z_{+\infty}, y \rightarrow y_{+\infty}$,

$u=u_1, v=0, w=0, H=H_1, P=P_1, C_i=(C_i)_1, k=k_1, \varepsilon=\varepsilon_1$.

где «1», «2», $+\infty$ - соответственно величины окислителя и горючей струи, а также их значения в бесконечности, здесь $i=1$ - окислитель; 2 - горючие; 3 - продукт горения; 4 - инертный газ.

Численный метод. Системы уравнений (1,11) с краевыми условиями (12) обезразмеривались введением безразмерных переменных по формулам:

$$\bar{x} = \frac{x}{b}, \quad \bar{y} = \frac{y}{b}, \quad \bar{z} = \frac{z}{b}, \quad \bar{u} = \frac{u}{u_2}, \quad \bar{v} = \frac{v}{u_2}, \quad \bar{w} = \frac{w}{u_2}, \quad \bar{\rho} = \frac{\rho}{\rho_2},$$

$$\bar{T} = \frac{T}{u_2^2 / (R/m)}, \quad \bar{P} = \frac{P}{\rho_2 u_2^2}, \quad H = \frac{H}{u_2^2}, \quad \bar{\mu}_T = \frac{\mu_T}{\rho_2 u_2 b}, \quad \bar{c}_p = \frac{c_p}{R/m},$$

$$\bar{k} = \frac{k}{u_2^2}, \quad \bar{\varepsilon} = \frac{\varepsilon}{u_2^3 / b}, \quad \bar{h}_i^* = \frac{h_i^*}{u_2^2}, \quad \bar{w} = \frac{\dot{w}_i}{\rho_2 u_2 / b}.$$

Выходное сечение сопла преобразуем в квадратное по формуле $y = y/L$ (где $L=a/b$), а далее верхние черты будем опускать. Предполагается, что реакция протекает в зоне соприкосновения горючего с окислителем, т.е. рассматривается диффузионное горение.

Уравнение концентрации (6) преобразуется с использованием консервативной функции Шваба-Зельдовича [12] относительно избыточных концентраций, которое позволяет освободиться от источников члена и приводит число уравнений диффузии к одному для четырехкомпонентной смеси.

При истечении дозвуковой свободной струи через сопло прямоугольного сечения в среду, градиентом давления в продольном направлении и малыми изменениями его в поперечной плоскости можно пренебречь, что иногда дает возможность проведения расчетов заданным давлением [10,11].

Для численного интегрирования системы уравнений (1,10) с краевыми условиями (12) используем двухслойную десятиточечную неявную конечно-разностную схему переменных направлений [8].

Большинство решений трехмерных параболизированных уравнений было получено согласно методу с сегрегированием, предложенному Патанкармом и Сполдингмом и реализованному в процедуре SIMPLE [13] и несколько отличную формулировку, которая также приводит к уравнению Пуассона для обновления давления [10].

В данной работе приводится эффективный метод, подобный SIMPLE: решать прямым методом уравнение Пуассона для определения поправки к скоростям. Якобы лишнее уравнение неразрывности используется для расчета дисбаланса массы. В отличие от работы [11, 13] поправки приводятся по трем составляющим скоростям. Найденные решения u , v , w в новой итерации выражаются как расчетные (u_p , v_p , w_p) и плюс поправочные (u_c , v_c , w_c), и они определяются из уравнения неразрывности введением потенциала Q , $pu_c = \partial Q / \partial x$, $pv_c = \partial Q / \partial y$, $pw_c = \partial Q / \partial z$, которое является решением уравнения Пуассона:

$$\frac{\partial^2 Q}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 Q}{L^2 \partial y^2} + \frac{\partial^2 Q}{\partial z^2} = Q_p, \quad (13)$$

где Q_p – источниковый член.

Разностное уравнение (13) можно записать для потенциала Q в каждой точке сетки поперек потока в плоскости по i (нумерация i сечений по оси Ox , j – по Oy , k – по Oz) и использовать трехдиагональную систему уравнений при следующих обоснованных допущениях:

1) $Q_{i-1,j,k} = 0$, $Q_{i,j,k-1} = 0$ – означают, что поправки к скорости в плоскости ($i-1$) и в сечении ($k-1$) в сохра-

нении массы уже обеспечено.

2) $Q_{i+1,j,k} = 0$, $Q_{i,j,k+1} = 0$ – означают, что поправки к скорости будут равны нулю, как и в плоскости ($i+1$) и в сечении ($k+1$), когда достигается их сходимость в этой плоскости и в сечении соответственно.

Коротко опишем алгоритм решения поставленной задачи:

1. Решается разностное уравнение (2), находится u_p .

2. Решается разностное уравнение (3), находится v_p с использованием значения u_p .

3. Решается разностное уравнение (4), находится w с использованием значения u_p и v_p .

4. Решается разностное уравнение (13), с учетом допущения 1) и 2) и выполняется скорректированные скорости с помощью равенств, $u = u_p + u_c$, $v = v_p + v_c$, $w = w_p + w_c$.

5. Скорректированными значениями скоростей решаются уравнения энергии и уравнения концентрации относительно избыточных концентраций, а далее вычисляются отдельные компоненты концентрации.

6. Вычисляются разностные уравнения (7) и (8) находится k и e , а затем турбулентная вязкость μ_t по формуле (11).

Выращивание расчетной области (расширение границы струи) по оси Oz и Oy проводилось по условию:

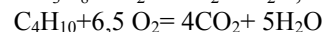
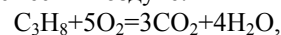
$$\max |F_{ijk} - F_{\text{вн}}| > d,$$

где $F = \{u, H\}$;

$$F_{\text{вн}} = \{u_1, H_1\};$$

d – малое число.

Тестовые расчёты: В качестве тестовой задачи для изложенного метода исследовано горение пропана-бутановой смеси в воздухе:



при следующих исходных значениях окислителя и горючего:

$$u_1 = 0; u_2 = 61 \text{ м/с}; T_1 = 300 \text{ К}; T_2 = 1200 \text{ К}; (C_2)_2 = 0,12;$$

$$(C_4)_2 = 0,88; (C_1)_1 = 0,232; (C_4)_1 = 0,768; P_1 = P_2 = 1 \text{ атм};$$

$$Pr_T = Sc_T = 0,65; h_2^* = 11490, \text{ ккал/кг}.$$

При задании исходного значения кинетической энергии турбулентности (k_2) струи основывались на экспериментальных работах [9, 14], где оно варьировалось 1-10% от исходной скорости струи. Для скорости диссипации кинетической энергии турбулентности экспериментальные данные не имеются.

В качестве исходных значений диссипации кинетической энергии турбулентности (ε_2) взята на порядок меньше, чем от кинетической энергии турбулентности струи.

Исходные значения k и e покоящегося воздуха не превышали 1,0% от начальных значений кинетической энергии турбулентности и её диссипации горючей струи соответственно.

Некоторые численные результаты приведены на рис. 1 и 2. Результаты свидетельствуют, что динамические границы смещения струи в направлении боль-

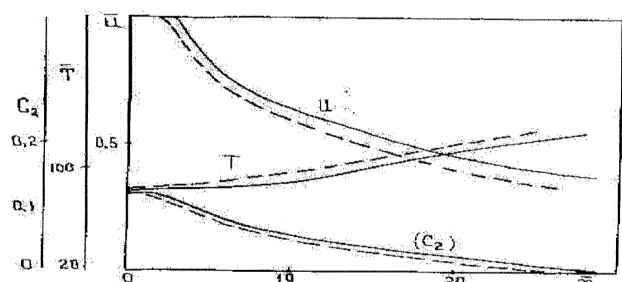


Рис. 1. Изменение расхода горючего вещества

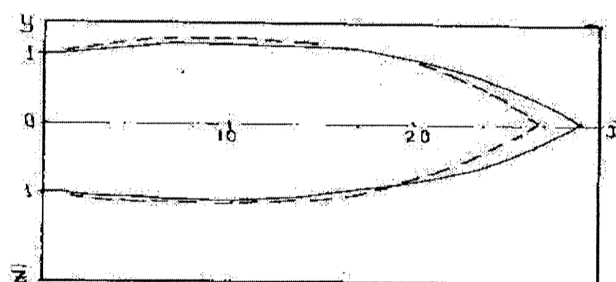


Рис. 3. Изменение ширины и длины факела

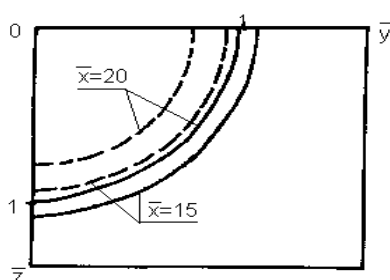
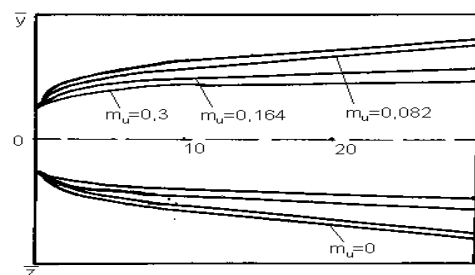


Рис. 2. Изменение значения температуры

Рис. 4. Изменение границы зоны смещения при различных значениях параметра m_u

шой оси (OZ) отстают, в то время как в направлении малой оси они растут, на некотором расстоянии вниз по потоку их значения становятся равными, после чего обе границы смещения возрастают практически одинаково. При этом форма струи стремится к осесимметричной, т.е. переходит в круглую ($x=5$). При больших начальных значениях турбулентности ($k=5\%$) струи происходит заметное затухание скорости вдоль оси струи (рис. 1) и сокращение длины ядра струи на начальном участке. Разрушение потенциального ядра струи сопровождается резкой интенсификацией процесса перемешивания струи с окружающей средой (окислителем).

Интенсивность перемешивания приводит к нарастанию температуры и быстрой потере горючего вещества C_2 (рис. 1), а это, естественно, приводит к расширению ширины и укорачиванию длины факела (рис. 3).

Сохранение начального участка струи, а также длины факела, полученных при помощи наших численных расчетов, согласуется с вычисленной приближенной формулой, приемлемой для инженерной практики, приведенной в монографии [15].

Эти согласия были получены при начальных значениях кинетической энергии турбулентности, составляющей 1,0% от исходной скорости и модифицированных эмпирических константах «k-e» модели турбулентности $C_{e1}=1,3$, $C_{e2}=1,5$, вместо $C_{e1}=1,4$ и $C_{e2}=1,92$.

Из параметров плотности или скорости только эксперимент или хорошо обоснованная математическая модель может показать, какой из них является наиболее важным для интенсивного перемешивания турбулентных струй, т.к. основные характеристики

факела (его длина, форма) определяются при прочих равных условиях диффузионными потоками реагентов. В этих целях численно исследованы влияния спутности m_u ($m_u = u_1/u_2$) при неизменных данных исходных значениях горючей струи и окислителя на параметры факела.

Результаты показали, что при значениях параметра кучности m_u в диапазоне изменения $0 \leq m_u \leq 0,164$ длина факела увеличивается, а дальнейшее увеличение m_u до 0,5 приводит к уменьшению длины факела примерно на 15%, в сравнении с оптимальным значением $m_u = 0,164$.

На рис. 2 и 4 соответственно изображены линии максимальных значений температуры (сплошная линия при $m_u=0,164$, пунктирная линия при $m_u=0,3$) и изменения границы зоны смещения при различных значениях режимного параметра m_u . Из этих результатов вытекает, что факел приобрел круглую форму и ширина факела при $m_u=0,3$ уже, чем при $m_u=0,164$. Выявлено, что кучность потоков существенно не влияет на максимальную температуру факела. Увеличение значения параметра кучности m_u приводит к медленному затуханию осевого значения скорости, уменьшению интенсивности перемешивания и заметному сужению ширины зоны смещения, чем в затопленном потоке (рис. 4). В то же время m_u на осевое значение температуры и концентрацию незначительно и существенно не влияет на максимальную температуру факела.

Численное моделирование и исследование трехмерных турбулентных струй, реагирующих газов на основе метода, предложенного в данной работе, является эффективным для дозвуковых диффузионных горений и течений с химическими реакциями, что

позволяет провести исследования в широком диапазоне изменений исходных параметров струи горюче-

го и окислителя, а также исследовать влияние соотношения сторон сопла.

Список литературы:

1. Туркус В.А. Структура воздушного приточного факела, выходящего из прямоугольного отверстия. Отопление и вентиляция. 1933 N 5.
2. Палатник И.Б., Темирбаев Д.Ж. О распространении свободных турбулентных струй, вытекающих из насадки прямоугольной формы.// Проблемы теплоэнергетики и теплофизики. Изд. Каз ССР, Алма -Ата, 1964, вып. 1, с. 18-28.
3. Сфорца, Стейгер, Трентакосте. Исследование трехмерных вязких струй. // Ракетная техника и космонавтика. 1966, N 5, с. 42-50.
4. Ларюшкин М.А. Некоторые закономерности влияния начального уровня турбулентности на развитие прямоугольной струи. Тр. Московского энергетического института, 1981, N524, с. 26 -30.
5. Кузов К. Аэродинамика струй, истекающих из прямоугольных сопел.// Промышленная теплотехника, том 12, N 4, 1990, с. 38-44
6. Nikjooy M., Karki K.C., Mongia H.C. Calculation of turbulent three-dimensional jet - induced flow in rectangular enclosure. // AIAA pap -19900, n 0684 -p1 -10. РФЖ 1991, N 1, 1Б144.
7. Мак-Гирк Дж. Дж., Родри В. Расчет трехмерных турбулентных свободных струй. / В сб. Турбулентные сдвиговые течения. Т.1. М.: Машиностроение, 1982, с. 72-88.
8. Ходжиев С. Исследование трехмерных турбулентных струй реагирующего газа, истекающего в спутном (заопленном) потоке в воздухе при диффузном горении.// Узб. журнал. Проблемы механики. Ташкент, ФАН, N2, 1993 -с. 28-33
9. Агулыков А., Джаугаштин К.Е., Ярин Л.П. Исследование структуры трехмерных турбулентных струй.//Изв. АН СССР, МЖГ, 1975, N 6, с. 13-21.
10. Оран Э., Борис Дж. Численное моделирование реагирующих потоков: Пер. с англ. -М.: Мир, 1990 - 660 с.
11. Андерсон Д., Тоннехилл Дж., Плетчер Р. Вычислительная гидромеханика и теплообмен. В 2-х т-х.: -М.: Мир, 1990, T2. 792 - 384 с.
12. Шваб А.В. Связь между температурными и скоростными моделями газового факела. // Сб. Исследование процессов горения натурального топлива под ред. Г.Ф. Кнорре, Госэнергоиздат, 1948.
13. Patankar S.V., Spalding D.B. Heat and mass transfer in boundary layers. - London: Morgan - Grampion, 1967 // Перевод : Патанкар С., Сполдинг Д. Тепло- и массообмен в пограничных слоях. - М.: Энергия. 1971, 127 с.
14. Двойнишников В.А., Ларюшкин Н.А., Князьков В.П. Влияния начальных условий на развитие турбулентности струи.// Энергетика и транспорт. -М.: 1981, N 4. с. 167-170.
15. Вулис Л.А., Ярин Л.П. Аэродинамика факела.-Л.: Энергия. 1978. -216 с.

УДК 544. 49

© Каримов З.Т., Мардонов У.М. 2012 г.

КООРДИНАЦИОННОЕ СОЕДИНЕНИЕ ПАЛЛАДИЯ С ОРГАНИЧЕСКИМИ ЛИГАНДАМИ

Каримов З.Т., ст. преподаватель Зар ОТФ НГГИ, канд. хим. наук; **Мардонов У.М.**, декан химико-металлургического факультета НГГИ, канд. хим. наук

Интенсивное исследование координационных соединений редкоземельных металлов с органическими лигандами обусловлено большим практическим и теоретическим значением. Они широко используются в качестве биоактивных комплексов модельных соединений, позволяющих понять работу жизненно важных металл-ферментов, катализаторов и экстрагентов для разделения металлов (табл. 1, рис. 1-6).

В качестве исходных лигандов – оснований Шиффа нами взяты продукты конденсации салицилового альдегида с орто-аминофенолом и орто-аминотио-фенолом. Из-за наличия в лигандах двух подвижных протонов, замещающихся на ионы металлов при комплексообразовании, обозначим эти соединения соответственно как H_2L_1 и H_2L_2 . Лиганд

H_2L_1 , судя по данным спектроскопии ПМР, имеет линейное гидразонное строение (рис. 1).

В спектре ПМР лиганда в растворе ДМСО- d_6 сигнал при 8,95 м.д. относится к винильному протону, а сигналы при 9,80 и 13,94 м.д. соответственно - к гидроксильным протонам, присоединенным к винильному атому углерода и азометиновому атому азота. Именно такое, а не обратное отнесение наблюдаемых сигналов, объясняется большей электроотрицательностью атома азота по сравнению с атомом углерода. Это приводит к большему сдвигу сигнала от протона гидроксильной группы, близкой к атому азота, чем сигнала от протона гидроксильной группы, близкой к двоевязанному атому углерода.

Учитывая хорошо известную в литературе способность группы присоединяться к атому углерода азо-

метиновой связи с образованием пяти- или шестичленных гетероциклов, для лиганда H_2L_2 следовало ожидать реализации либо линейной, либо циклической таутомерных форм (рис. 2).

Спектр ПМР этого соединения в растворе $DMCO-d_6$ показывает (рис. 3), что он имеет циклическое строение. На это достаточно однозначно указывает расщепление в дублет сигнала от протона при атоме углерода с $J = 7$ Hz. Сигнал от протона при NH-связи находится при 2,44 м.д., сигнал при гидроксильной группе при 9,86 м.д. Сигналы от протонов двух ароматических ядер перекрываются между собой и наблюдаются в диапазоне 6,80-7,10 м.д. [1-2].

Несмотря на циклическую таутомерную форму лиганда H_2L_2 , это соединение, как и H_2L_1 , с ионами никеля, меди, цинка в присутствии донорных оснований (аммиака, пиридина, диэтиламина (ДЭА) и аллиламина (АЛА)) образуют комплексы одного и того же состава ML_2A (М-металл, L-дважды депротонированный лиганд H_2L_1 или H_2L_2 , А-молекула донорного основания), которые по данным рентгеноструктурного анализа, ИК и ПМР спектроскопии имеют следующую схему строения [2-4] (рис. 4).

Рентгеноструктурное исследование выполнено для комплекса состава PdL_2Py . Пригодные для структурного анализа кристаллы выпадают непосредственно после смешивания эквимольных количеств исходного лиганда H_2L_2 , ацетата палладия и пиридина в спиртовом растворе. Кристаллы красно-коричневого цвета относятся к моноклинной сингонии.

Параметры элементарной ячейки: $a = 11.873$, $b = 12.544(3)$, $c = 11.093(2)$ Å; $V = 112.30(2)^\circ$, $V = 1528,6(3) \text{ Å}^3$, $Z = 4$, пр. гр. $P 2_1/n$; $R = 0.055$, $R_w = 0.058$. Координаты атомов приведены в табл. 1.

Кристалл комплекса построен из мономерных молекул, в которых анионы L_2^{2-} связаны с атомами палладия через атом азота кислорода и серы. Четвертое координационное место палладия занято молекулой пиридина. Таким образом, молекула комплекса имеет состав координационного узла $Pd[N,O,S]$ с трансрасположением координированных атомов азота. Молекула комплекса имеет практически плоско-квадратную конфигурацию. Плоские сочлененные между собой пяти- и шестичленные металлоциклы образуют между собой двугранный угол, равный $5,60^\circ$. Таким образом, пяти- и шестичленные металлоциклы практически компланарны. Пятичленный металлоцикл образует с сочленным фенильным кольцом угол равный $4,09^\circ$.

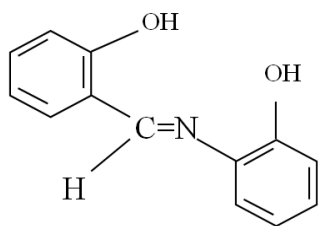


Рис. 1. Схема строения лиганда H_2L_1

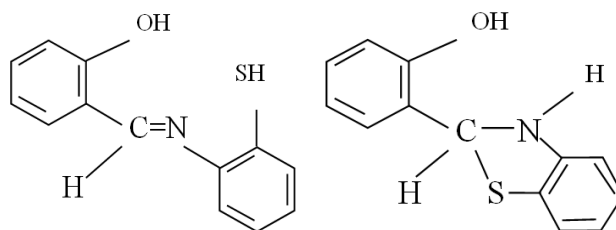


Рис. 2. Схема строения лиганда H_2L_2

Таблица 1

Координаты атомов в структуре комплекса $Pd L_2 Py$

Атомы	X	Y	Z
Ni	0,69085	0,36433	0,06151
S	0,73245	0,47989	-0,06007
O	0,67184	0,26936	0,18086
N(1)	0,52595	0,37261	-0,04966
N(2)	0,86369	0,35719	0,16637
C(1)	0,58830	0,48900	-0,18298
C(2)	0,56710	0,55227	-0,29283
C(3)	0,44990	0,55573	-0,39395
C(4)	0,35824	0,49516	-0,37699
C(6)	0,49313	0,43270	-0,16923
C(7)	0,43953	0,32587	-0,02432
C(8)	0,45205	0,26064	0,08477
C(9)	0,34454	0,21632	0,09347
C(10)	0,34909	0,14986	0,19342
C(11)	0,46350	0,12250	0,29164
C(12)	0,57066	0,16368	0,28489
C(13)	0,56989	0,23153	0,18358
C(14)	0,90320	0,38978	0,28976
C(15)	1,03055	0,38432	0,36995
C(16)	1,10964	0,34748	0,31585
C(17)	1,06732	0,31311	0,18862
C(18)	0,94329	0,32028	0,11774

Как и ожидалось, внутривалентные углы вокруг палладия в шестичленном металлоцикле значительно больше, чем в пятичленном металлоцикле. Торсионный угол $S-Pd-N$ равен $64,22^\circ$, т.е. плоскость пиридинового кольца существенно повернута относительно плоскостей пяти- и шестичленных металлоциклов.

Анализ длин связей в структуре комплекса позволяет сделать следующие выводы. Длины связей $Pd-S$ и $Pd-O$ ($2,154(3)$ и $1,870(6)$ Å соответственно) указывают на преимущественно ковалентный характер этих связей, тогда как длины связей $Pd-N$ дианиона тридентатного лиганда ($1,881(7)$ Å) и молекулы пиридина ($1,930(8)$ Å) отвечают их координационной природе. При этом первая связь существенно короче, чем вторая. По-видимому, это связано с хелатным эффектом в пяти- и шестичленных металлоциклах, приводящим к значительному укорочению связи $Pd-$

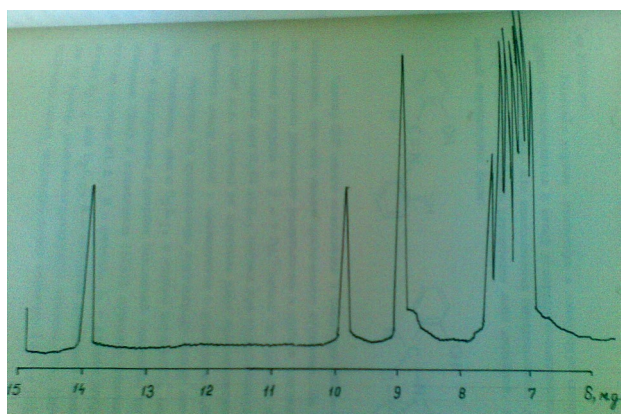


Рис. 3. Спектр ПМР о-фенилимина салицилового альдегида (H_2L_1) в $DMO-d_6$

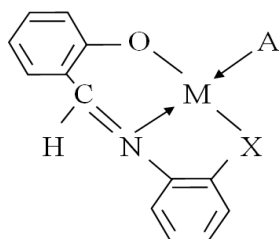


Рис. 4. Схема строения комплекса MLA

N(1).

В кристаллической упаковке комплекса атомы палладия (x, y, z) имеют контакты с атомами палладия соседних молекул ($1-x, 1-y, 1-z$) с расстоянием между ними $5,411 \text{ \AA}$. Это обстоятельство, однако, не отражается на магнетохимическом поведении комплекса. Оно является диамагнитным как в кристаллическом состоянии, так и в растворах.

Результаты обсужденных выше структурных данных позволяют провести достаточно обоснованное отнесение сигналов в спектрах ПМР комплексов и полос поглощения в их ИК спектрах.

На рис. 5 приведена структура комплекса PdL_2Py , а на рис. 6 в качестве примера приведены ИК спектры комплексов PdL_2Py (а) и PdL_2 АЛА (б), снятые в таблетках. В ИК спектре комплекса никеля с координированным аллиламином полоса валентных колебаний N-H группы аллиламина про-

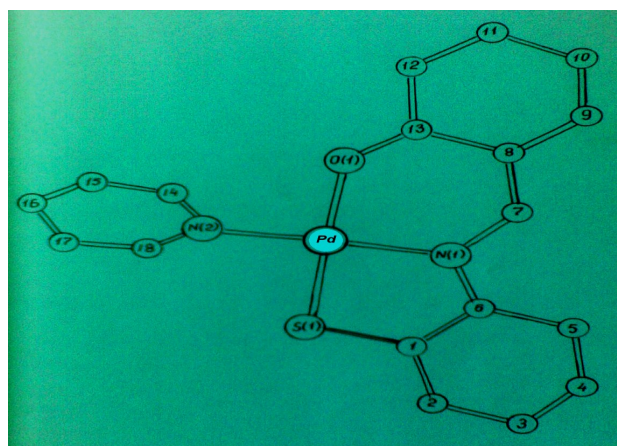


Рис. 5. Кристаллическая структура комплекса PdL_2Py

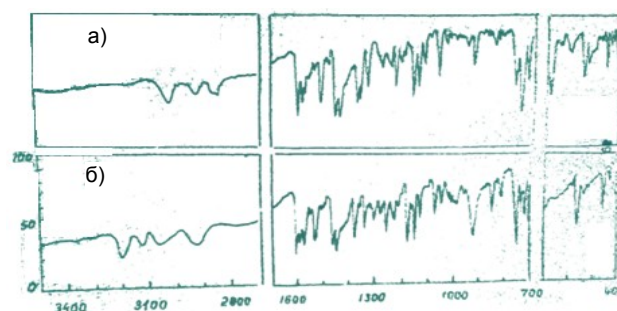


Рис. 6. ИК спектры PdL_2Py (а) и PdL_2 АЛА (б)

является в виде уширенной полосы при 3210 cm^{-1} . В остальном ИК спектры обоих комплексов мало отличаются друг от друга даже в области «отпечатков пальцев». Полоса высокой интенсивности при 1602 cm^{-1} обусловлена, по-видимому, валентными колебаниями азометиновой связи, смещённой в низкочастотную область из-за координации к металлу.

Таким образом, вышеприведенный анализ рентгеноструктурных ПМР и ИК спектров комплексов металлов с основаниями Шиффа H_2L_1 и H_2L_2 однозначно свидетельствует о плоско-квадратном их строении, в котором координационное число металла достраивается до четырех за счет дважды депротонированного тридентатного лиганда и дополнительно координированного в четвертое координационное место металла молекулы донорного основания.

Список литературы:

1. Парпиев Н.А., Тошев М.Т., Каримов З.Т. Синтез и кристаллическая структура комплекса никеля (II) на основе меркаптофенилимина салицилового альдегида и пиридина. / Тезисы докл. VI - Всесоюз. совещания по кристалло-химии неорг. и коорд. соединений. - Львов, -1992(сентябрь) -часть 1.-С.50.
2. Тошев М.Т., Каримов З.Т., Парпиев Н.А. Синтез и кристаллическая структура салицилальдимината никеля(II). / Тезисы докл. IV-Всесоюз. совещания по химии реактивов.-Баку 1991, (октябрь). -Т. 2. -С.72
3. Тошев М.Т., Юсупов В.Г., Каримов З.Т., Парпиев Н.А. Синтез и кристаллическая структуры комплексов никеля(II) на основе N, O, S-координированных лигандов, пиридина и пиперидина. // Коорд. химия. -1992. -Т.18. -№9. - С.974-979
4. Парпиев Н.А., Юсупов В.Г., Каримов З.Т. Координационные соединения никеля (II), кобальта (II) и меди (II) с бензоилгидразоном ацетоацетанилида. // Доклады АН Уз ССР. -1987. -№ 3. -С.45-47

ИССЛЕДОВАНИЕ ДИНАМИЧЕСКИХ ОСОБЕННОСТЕЙ СИЛОВОЙ УСТАНОВКИ МЕХАНИЗИРОВАННОГО КОМПЛЕКСА ДЛЯ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ПОРОД И УГЛЕЙ

Райханова Г.Е., ст. преподаватель кафедры «Технология машиностроения» НГГИ, канд. техн. наук

Сегодня в технической литературе процессы разрушения пород и углей (в том числе и смерзшегося угля) считается статическим, поскольку не учитываются динамические характеристики силовой установки (приводов). В то время как реальный процесс разрушения смерзшегося угля является динамическим [1-7].

Процесс разрушения смерзшегося угля характеризуется периодическими колебаниями внешних сил на вынужденных и собственных частотах. Как было рассмотрено ранее, сегодня при исследовании динамики горных машин наибольшее внимание уделяется процессам, происходящим в их упругой системе и в элементах главных приводов (включая их электромагнитные связи) при их взаимодействии с забоем. Опыт исследования динамики горных машин показывает, что при расчете колебаний и оценке возникающих динамических нагрузок, машина в целом может быть в большинстве случаев представлена в виде сосредоточенных масс, связанных невесомыми упругими элементами, находящимися под действием внешних нагрузок.

Достоверность исследования характеристик привода фрезерной машины в значительной мере определяется полнотой отображения динамической моделью действительных свойств исследуемой системы. Поэтому разработка динамической модели является одним из важнейших этапов исследования характеристик и свойств машины.

Любую машину, в том числе и фрезерную, можно представить как механическую модель, состоящую из отдельно сосредоточенных масс $m_1, m_2 \dots m_i \dots m_n$ (или моментов инерции $I_1, I_2 \dots I_i \dots I_n$), соединенных упругими связями. При этом допускается, что упругие связи невесомы и характеризуются постоянными коэффициентами жесткости $K_1, K_2 \dots K_i \dots K_n$. В результате реальная машина заменяется приведенной эквивалентной схемой, которая должна правильно отражать основные динамические характеристики машины. Составление расчетной схемы сводится в этом случае к определению приведенных сосредоточенных масс движущихся поступательно элементов или моментов инерции вращающихся частей машины, а также жесткости основных упругих звеньев и приведенных нагрузок, действующих на систему.

Момент инерции твердого тела относительно оси - это мера инерции этого тела при его вращательном движении вокруг этой оси, которая может проходить через указанное тело или располагаться вне него. Определение моментов инерции может производиться

аналитически и экспериментально. Аналитически можно определить моменты инерции однородных тел правильной геометрической формы.

Для нашего случая, определение моментов инерции элементов вращающихся частей трансмиссий фрезерной машины для измельчения смерзшегося угля, выполненное с учетом вышеизложенных принципов, приведено в табл. 1, в которой показаны расчетные значения динамических моментов инерции маховых масс (приведенных к валу электродвигателя) привода исполнительного органа (ИО) по ступеням и значения жесткостей валов исполнительного органа машин для измельчения смерзшегося угля. Анализ результатов, приведенных в табл. 1, свидетельствует, что большая часть момента инерции редукторов (более 80%) приходится на первые две их ступени.

Коэффициент жесткости представляет собой отношение действующей нагрузки (момента) к величине деформации, вызванной ею. Измеряется коэффициент жесткости - K при крутильных деформациях - в nm/rad . При определении общей жесткости конструкции могут быть выделены наиболее податливые ее элементы, и в тех случаях, когда они могут рассматриваться как типовые элементы, определение их жесткости не встречает затруднений:

$$K_i = \frac{\pi G}{32} \cdot \frac{D_{\max i}^4 - D_{\min i}^4}{l_i}, \text{ nm/rad}, \quad (1)$$

где l_i - ширина элемента i - того элемента трансмиссии, m ;

$D_{\max i}, D_{\min i}$ - максимальный и минимальный диаметр i - того элемента трансмиссии соответственно, m ;

K_i - жесткость i - того элемента трансмиссии, nm/rad ;

G - модуль сдвига, Pa ,

$$G = \frac{E_c}{2(1 + \nu_{\Pi})}, \text{ Pa}, \quad (2)$$

где E_c - модуль упругости материала стального элемента трансмиссии, $E_c = 2,1 \cdot 10^{11}$, Pa ;

ν_{Π} - коэффициент Пуассона, для стали, $\nu_{\Pi} = 0,3$.

В табл. 1 приведены значения жесткостей, вычисленных по формуле (1), при этом величина модуля сдвига - G стали принята равной $0,8 \cdot 10^{11}$ Pa , а жесткость режущей фрезы увеличена на величину коэффициента - k_z , учитывающего неравномерность ее сечения. Определение суммарной жесткости механической трансмиссии механизма передвижения фрезерной машины, приведенной к валу электродвигате-

Таблица 1

Определение моментов инерции элементов вращающихся частей трансмиссий ядерной машины

Привод ИО машины	I_3^* кГ•м ²	I_m кГ•м ²	I_2 , кГ•м ²						I_1 кГ•м ²	C_1 кNm
			Ступени редуктора							
			1	2	3	4	5	Σ		
Комплекс «КИУ – ГРЗ»	60,0	12,2	58,5	13,0	1,2	0,38	0,07	73,15	7,10	28,6
ДФМ – 11А	30,4	3,5	10,3	7,4	2,1	0,40	–	20,2	2,06	9,6
Диско- зубчатая дробилка	50,0	1,6	4,45	3,3	1,6	–	–	9,35	0,21	2,7

*) Обозначения: I_1 – динамический момент инерции ИО машины, кг·м²; I_2 – динамический момент инерции редуктора привода ИО машины, кг·м²; I_3 – динамический момент инерции ротора двигателя привода ИО машины, кг·м²; I_m – динамический момент инерции предохранительной муфты, кг·м²; C_1 – крутильная жесткость валопровода привода ИО машины, кНм

ля, осуществлялась с учетом передаточных отношений – i_i ее элементов (без учета потерь на трение) посредством определения ее податливости по формуле:

$$\frac{1}{K_{TP}} = \sum_i \frac{1}{K_i}, \text{ rad/nm}, \quad (3)$$

где K_{TP} – жесткость трансмиссии механизма передвижения фрезерной машины, приведенная к валу электродвигателя, nm/rad;

$1/K_I$ – суммарная приведенная податливость якорной цепи и ведущей звездочки, механизма передвижения фрезерной машины, rad/nm;

$1/K_{II}$ – суммарная приведенная податливость редукторов, механизма передвижения фрезерной машины, rad/nm;

$1/K_{III}$ – суммарная приведенная податливость ротора электродвигателя с вал шестерней, механизма передвижения фрезерной машины, rad/nm.

Общая податливость механической трансмиссии механизма передвижения фрезерной машины, приведенная к валу электродвигателя равна:

$$1/K_{TP} = (0,0017 + 0,0261 + 1009,8350) \cdot 10^{-15} = 1009,8628 \cdot 10^{-15} \text{ rad/nm}, \quad (4)$$

Таким образом, жесткость механической трансмиссии механизма передвижения фрезерной машины, приведенная к валу электрического двигателя, составит величину равную:

$$K_{TP} = 9902 \cdot 10^{12}, \text{ KNm/rad}. \quad (5)$$

Список литературы:

1. Сб. трудов ИГД им. А.А. Скочинского, Разрушение горных пород механическими способами./ Под ред. д-ра Л.И. Барона и А.И. Берона, - М.: Издательство. «Наука»; 1966 – 278 с.
2. Горцакалян Л.О., Мурашов М.В., Нажесткин Б.П., Самсонов Л.И. Сборник задач по теории и расчету торфяных машин. Под ред. д-ра техн. наук, проф. С.Г. Солопова - М.:Недра, 1966.
3. Филимонов Н.А. Горные машины для открытых работ. - М.: изд-во «Недра», 1967, 304 с.
4. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. – М.: Издательство «Недра», 1968, 639 с.
5. Подерни Р.Ю. Угольная промышленность США. Изд-во «Недра», 1968, 187 с.
6. N. Melnikov, M. Chesnokov. Safety in opencast mining. Mir Publishers – Moscow 1969. pp 391.
7. Percy H. Hill The science of engineering design. Holt, Rinehart and Winston, inc. New York. 1970. pp 262.

Суммарная жесткость – K_S гидромеханической трансмиссии механизма передвижения фрезерной машины определится из известного нижеследующего уравнения:

$$K_S = \frac{K_{TP} K_{ГПУ}}{K_{TP} + K_{ГПУ}}, \text{ nm/rad}. \quad (6)$$

Внешняя нагрузка на валу гидромашин гидрообъемного вытеснения РЖ вызывает изменение объема газовой полости аккумулятора – DV_B в линии высокого давления на величину – $DW_{жс}$, сопровождающееся поворотом вала гидромашин на угол – $\varphi_{зм}$ так, что:

$$DW = q \varphi_{зм} = DV_B + DW_{жс}, \text{ m} \quad (7)$$

где $DW_{жс}$ – изменение объема

жидкости, находящийся под рабочим давлением P , м³.

С учетом газового состояния в полости аккумулятора $PV^n = const$, результатов, полученных в работе, а также с учетом уравнения (7) в случае, когда рабочее давление – P больше зарядного – P_0 , жесткость трансмиссии привода механизма передвижения фрезерной машины составит величину равную:

$$K_{ГПУ} = \frac{\partial M_{зм}}{\partial \varphi_{зм}} = \frac{q^2 E_{жс}}{W_0}, \quad (8)$$

где q – объемная постоянная гидромашин, м³/rad;

$E_{жс}$ – модуль упругости РЖ, Па, $E_{жс} = 1,2 \cdot 10^9$, Па;

W_0 – объем РЖ, находящийся под давлением, м³.

Как следует из выражения (4.42), жесткость $K_{ГПУ}$, вносимая ГПУ в привод механизма передвижения фрезерной машины при $P > P_0$, есть величина постоянная, зависящая только от объема рабочей жидкости W_0 , находящейся под рабочим давлением, и ее физических свойств – $E_{жс}$.

Таким образом, установка в трансмиссии привода механизма передвижения фрезерной машины гидрообъемного предохранительного устройства позволяет целенаправленно формировать динамические характеристики электромеханической системы (амплитудно-частотную характеристику), уменьшающие уровень динамического нагружения трансмиссии, что позволяет, в конечном счете, увеличить межремонтный ресурс фрезерной машины в целом.

КИНЕМАТИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ПРОЦЕССА РАЗРУШЕНИЯ СЛОЯ СМЕРЗШЕГОСЯ КРУПНОКУСКОВОГО УГЛЯ РЕЖУЩЕЙ ФРЕЗОЙ

Райханова Г.Е., ст. преподаватель кафедры «Технология машиностроения» НГГИ, канд. техн. наук

Траектории взаимодействия вооружения фрезы машины со слоем смерзшегося угля образуются в результате сочетания ее поступательного движения со скоростью W и вращательного движения фрезы со скоростью ω [1-5]. При постоянном отношении скоростей фрезерной машины и относительного вращения фрезы эти траектории представляются удлиненными циклоидами (трохоидами), приведенными на рис. 1. Последние показаны на участке взаимодействия со слоем угля – кривая 1. Направление вращения фрезы машины по измельчению смерзшегося угля всегда совпадает с направлением движения фрезерной машины. За время одного оборота фрезы некоторая точка на ее режущей кромке, двигаясь по траектории – 1 с относительной угловой скоростью ω , переместится из положения A_1 в положение A_2 и далее в положение A_3 . За то же время фреза переместится из положения I в положение II , пройдя путь S_0 с переносной скоростью W . Перемещение S_0 соответствует одному рабочему циклу зуба фрезы с периодом:

$$S_0/W = 2\pi/\omega, \text{ с}, \quad (1)$$

откуда, подача фрезы на один оборот составит:

$$S_0 = 2\pi W/\omega, \text{ м/г}, \quad (2)$$

или

$$S_0 = W/\omega, \text{ м/рад}. \quad (3)$$

Траектории движения режущих элементов фрезы представляются идентичными кривыми, расположенными в плоскости рис. 1, причем траектория – 2 образуется с опережением траектории – 1. После прохода вооружения по всей дуге слоя смерзшегося угля, вооружение отделит от последнего элемента угля ограниченный линиями 1 и 2. Толщина стружки C в плоскости рисунка 1 в любом положении точки A вооружения определится отрезком нормали к линии – 1, заключенным между последней и линией – 2. Точное ее определение громоздко и из-за малости величины (на один-два порядка) скорости W по сравнению с окружной $\omega D/2$ (здесь D – диаметр окружности режущих кромок вооружения фрезы). Для практических целей вполне пригодно приближенное значение равное:

$$C = C_0 \sin \varphi, \text{ м}, \quad (4)$$

где φ – текущий угол поворота зуба вооружения, отсчитываемый от исходного положения точки A :

$$0 \leq \varphi \leq \varphi_0, \quad (5)$$

где φ_0 – угол контакта фрезы со слоем фрезеруемого слоя смерзшегося угля, rad,

$$\varphi_0 = \arccos(1-2h/D) + \arcsin S_0/D, \text{ rad}, \quad (6)$$

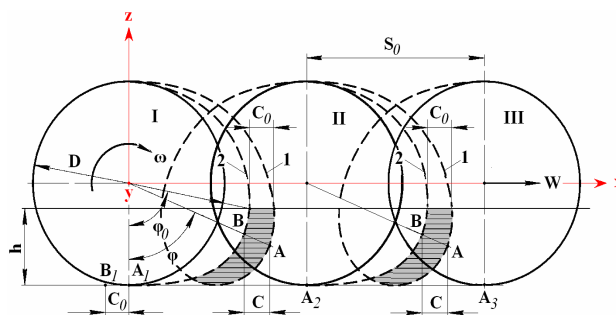


Рис. 1. Траектории движения вооружения фрезы при измельчении слоя смерзшегося угля

где h – высота слоя угля, м, $h_{\min} \leq h \leq [h]$;

$[h]$ – максимально возможная высота слоя угля на приемной решетке.

Учитывая, что отношение S_0/D является величиной второго порядка малости и то, что синусы малых углов практически равны нулю, вышеприведенное выражение с достаточной степенью точности принимает вид:

$$\varphi_0 = \arccos(1-2h/D), \text{ rad}. \quad (7)$$

В свою очередь, средняя толщина стружки в плоскости рис. 1 составит (φ_0 в радианах):

$$\delta = 2S_0h/D\varphi_0, \text{ м}, \quad (8)$$

С учетом выражения (2) средняя толщина стружки будет равна:

$$\delta = 2Wh/\omega D\varphi_0, \text{ м}. \quad (9)$$

Сечение стружки в горизонтальной плоскости S_r составит:

$$S_r = \delta \cdot B, \text{ м}^2, \quad (10)$$

или с учетом результатов сечения стружки:

$$S_r = 2W/\omega \cdot hB/D\varphi_0, \text{ м}^2, \quad (11)$$

где B – ширина захвата слоя угля фрезой, м, $B_{\min} \leq B \leq [B]$;

$[B]$ – длина фрезы.

Таким образом, установлено, что в процессе разрушения слоя смерзшегося угля на приемной решетке комплекса:

- статический момент сил M_p , необходимый для его разрушения, прямо пропорционален прочности породы σ , высоте h , ширине B слоя и величине отношения скорости движения W фрезерной машины к скорости вращения фрезы ω и обратно пропорционален углу контакта фрезы φ_0 со слоем смерзшегося угля на приемной решетке;

- статический момент сопротивления трению M_T прямо пропорционален прочности породы σ , высоте

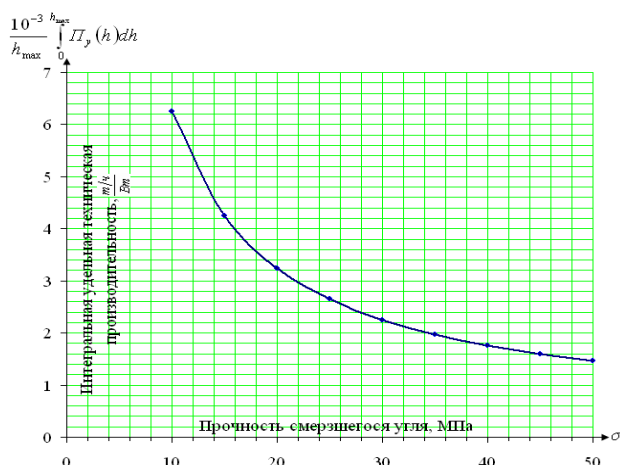


Рис. 2. Зависимость интегральной удельной технической производительности от прочности смерзшегося угля

и ширине В слоя, величине отношения скорости движения W фрезерной машины к скорости вращения фрезы ω , эффективному коэффициенту трения угля о фрезу f, а также отношению нормальной составляющей реакции слоя угля к её касательной, составляющей ψ , и обратно пропорционален углу контакта режущей фрезы φ_0 со слоем смерзшегося угля;

- статическая сила сопротивления движению фрезерной машины F_x прямо пропорциональна прочно-

сти породы σ , высоте h и ширине В слоя, величине отношения скорости движения W фрезерной машины к скорости вращения фрезы ω и безразмерному функционалу $\lambda(\varphi_0, \Psi)$ и обратно пропорциональна углу контакта режущей фрезы φ_0 со слоем смерзшегося угля;

- интегральная удельная техническая производительность $\tilde{P}_y(\sigma)$ фрезерной машины нелинейно убывает с увеличением прочности смерзшегося угля σ_i в диапазоне с 10 до 50 МПа (рис. 2);

- статическая сила сопротивления движению фрезерной машины F_x прямо пропорциональна прочности породы σ , высоте h и ширине В слоя, величине отношения скорости движения W фрезерной машины к скорости вращения фрезы ω и безразмерному функционалу $\lambda(\varphi_0, \Psi)$ и обратно пропорциональна углу контакта режущей фрезы φ_0 со слоем смерзшегося угля;

- интегральная удельная техническая производительность $\tilde{P}_y(\sigma)$ фрезерной машины нелинейно убывает с увеличением прочности смерзшегося угля σ_i в диапазоне с 10 до 50 МПа;

- силовая установка фрезерной машины при разрушении слоя различной высоты h практически поддерживает безразмерное соотношение $2W/\omega D$ постоянным, поскольку система управления машиной не позволяет регулировать скорость вращения фрезы ω и скорость движения фрезерной машины W.

Список литературы:

1. Р.Ю. Подерни, В.Ф. Сандалов. Предохранительное устройство. А.С. СССР №305241 Бюл. изобр. №18. 1971.
2. М.Я. Выгодский. Справочник по элементарной математике. — М.: Изд-во «Наука», 1971. — 416 с., ил.
3. В.П. Гетопанов, Г.П. Берлявский, Д.Ю. Полосин. Определение сопротивляемости резанию смерзшегося угля, поступающего к потребителю. Сборник научных трудов. Технология и механизация горных работ. М.: изд. АГН, 1998. С. 276-280
4. Гейлер Л.Б. Основы электропривода. Мн., «Высшая школа», 1972, 608 с. с илл.
5. М.Я. Выгодский. Справочник по высшей математике. — М.: Изд-во «Наука», 1972.- 872 с., ил.

УДК 621.10.

© Алтынбаев Р.Р., Кушназаров И.К., Махмудов Л.Н. 2012 г.

ПОВЫШЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ОБРАБОТКИ ПРИ РОТАЦИОННОМ ФРЕЗЕРОВАНИИ

Алтынбаев Р.Р., ст. преподаватель кафедры «Технология машиностроения» НГГИ; **Кушназаров И.К.**, зав. кафедры «Технология машиностроения» НГГИ, канд. техн. наук; **Махмудов Л.Н.**, ст. преподаватель кафедры «Технология машиностроения» НГГИ

Настоящая работа посвящена решению проблем повышения производительности механической обработки резанием с одновременным улучшением эксплуатационных показателей обработанных деталей при использовании высокопроизводительного метода обработки материалов - ротационного фрезерования.

Всемерное повышение эффективности производства, производительности технологических процессов, надежности, долговечности и качества выпускае-

мых машин и оборудования - важнейшая задача, стоящая перед отечественным машиностроением. Ее выполнение в значительной степени определяется научно-техническим уровнем технологии машиностроения, особенно финишных операций, формирующих качество обработанных поверхностей и эксплуатационные свойства деталей.

Механическая обработка деталей составляет до 60% от общей трудоемкости их изготовления. При-

чем, несмотря на широкое применение таких прогрессивных методов изготовления деталей машин, как точная штамповка и литье, порошковая металлургия и др., в течение длительного времени обработка материалов резанием будет наиболее универсальным, а во многих случаях и единственно возможным методом, который обеспечивает получение деталей с заданными эксплуатационными свойствами [1].

Повышение производительности обработки достигается главным образом путем интенсификации режимов резания за счет увеличения стойкости режущего инструмента благодаря применению новых инструментальных материалов и методов их упрочнения, оптимизации рабочих углов режущего инструмента, использованию новых смазочно-охлаждающих технологических средств (СОТС) и способов подачи их в зону резания. Однако традиционные методы повышения стойкости режущего инструмента уже исчерпали себя, и назрела необходимость их коренного изменения, а также разработки методов резания, основанных на новых принципах взаимодействия режущих элементов инструмента с материалом обрабатываемого изделия.

К числу таких прогрессивных методов обработки относится метод ротационного резания материалов. Он основан на замене традиционного трения скольжения между рабочими поверхностями режущего элемента и обрабатываемым материалом трением качения. Это достигается оснащением ротационного инструмента вращающейся чашкой, у которой режущая кромка имеет форму окружности, что позволяет осуществить ее непрерывное дополнительное вращение вокруг собственной оси. Оно может совершаться принудительно от специального привода или под действием сил трения от сходящей стружки и контакт инструмента с деталью.

Методом ротационного резания могут обрабатываться наружные и внутренние поверхности, имеющие форму тел вращения - цилиндрические, конические, фасонные, а также торцовые. Режущая чашка закрепляется на вращающемся элементе ротационного инструмента, которым чаще всего является шпиндель резца. Режущая кромка выполнена, как правило, в виде окружности и образуется путем заточки рабочих поверхностей (передней и задней) инструмента под определенными углами [2].

В случае обработки ротационным резанием плоскости рабочее движение (вращение) сообщается корпусу ротационной фрезы, в котором под определенными углами установлены ротационные резцы таким образом, чтобы режущие чашки в процессе резания непрерывно вращались от взаимодействия с обрабатываемой плоскостью изделия. Движение подачи сообщается изделию в направлении, перпендикулярном оси вращения ротационной фрезы.

Способ ротационного резания материалов обладает рядом существенных преимуществ по сравнению с традиционными методами обработки материалов ре-

занием. Благодаря большой длине круговой режущей кромки лезвия, непрерывному вращению его во время работы, обеспечивающему прерывистость и кратковременность работы каждого его участка, хорошим условиям охлаждения лезвия за время холостого пробега и значительно меньшей истинной скорости резания, по сравнению со скоростью главного движения, температура в зоне резания при обработке ротационным инструментом, по сравнению с традиционным, снижается до 40%.

Отмеченное снижение температуры резания, небольшой линейный износ, который не накапливается как в обычном инструменте на одном неподвижном участке лезвия, а равномерно распределяется по всей его длине. Хорошие условия теплоотвода от работающих участков лезвия в режущую чашку, имеющую большой радиус кривизны, уменьшение сил трения между рабочими поверхностями инструмента и обрабатываемым материалом, обеспечивают повышение стойкости ротационных режущих инструментов в десятки раз по сравнению с традиционными инструментами при одновременном повышении режимов резания.

Большая стойкость ротационных режущих инструментов и низкая температура резания позволяют увеличить допускаемую скорость резания (скорость главного движения) до 12 - 14 м/с при обработке конструкционных сталей и до 17 м/с при обработке чугуна, цветных металлов и сплавов, что способствует повышению производительности обработки в 4 - 6 раз, а также улучшению обрабатываемости труднообрабатываемых и вязких материалов традиционными инструментальными твердыми сплавами вольфрамовой, титано-вольфрамовой и других групп.

Кинематические и конструктивные особенности ротационных режущих инструментов, их высокая стойкость, большой радиус кривизны режущего лезвия обеспечивают высокое качество и хорошие эксплуатационные показатели обработанной поверхности, что позволяет исключать из технологических процессов последующие трудоемкие финишные операции шлифования, шабрения и особенно сухого шлифования.

Высокая размерная стойкость ротационных инструментов позволяет применять их для обработки крупногабаритных изделий, к точности геометрической формы которых предъявляются высокие требования. Обработка таких изделий традиционными инструментами, оснащенными режущими элементами из твердого сплава, нитрида бора или алмаза, в некоторых случаях не обеспечивает получения требуемой геометрической формы из-за значительного линейного износа этих элементов.

В различных отраслях машиностроения получают все большее распространение методы изготовления, восстановления и повышения работоспособности и долговечности деталей машин путем нанесения на рабочие поверхности износостойких порошковых

покрытий с высокими физико-механическими свойствами. Обработка деталей с такими покрытиями обычными режущими инструментами весьма трудоемка вследствие их низкой стойкости, малой производительности операции. Применение для этой цели ротационных режущих инструментов обеспечивает наряду с увеличением производительности обработки получение поверхностей с высокими классами точности и качеством, при этом доработка почти не требуется.

Большой экономический эффект дало применение ротационных режущих инструментов для обработки магнитопроводов (роторов к статоров) электрических машин вследствие увеличения производительности обработки в 3-5 раз, повышения коэффициента полезного действия электрических машин на 0,6-1,5% благодаря снижению деформации поверхностного слоя пластин, предотвращению электрического замыкания между ними и снижению, таким образом, потерь мощности в магнитопроводе.

Применение описанного метода эффективно также при обработке материалов, вызывающих повышенное абразивное истирание режущего элемента,

при резании композиционных и слоистых материалов с низкой температурой воспламенения, а также прерывистых поверхностей в связи с лучшими условиями врезания вращающейся режущей чашки в деталь.

Метод ротационного резания успешно реализован в инструментах, применяемых на ряде предприятий страны в машино-, тракторо- и моторостроении, электротехнической, бумагоделательной, химической промышленности. Применение ротационных инструментов уже сейчас обеспечивает значительный экономический эффект, а использование их на автоматических линиях и технологических модулях позволит значительно повысить эффективность такой высокопроизводительной техники.

Таким образом, рассмотренные в статье особенности процесса ротационного фрезерования позволяют повысить производительности обработки в 4 - 6 раз, при этом улучшение обработки деталей при фрезеровании труднообрабатываемых и вязких материалов возможно за счет применения традиционных инструментальных твердых сплавов вольфрамовой, титановольфрамовой и других групп.

Список литературы:

1. Ротационное резание металлов Гик Л.А. 254 с. ил. 21 см Калининград Кн. изд-во 1990 г.
2. Ротационное резание металлов Ящерицын П.И. 214 с. Минск «Наука и техника» 1978 г.

УДК 621.10

© Жураев Н.Н., Туйбойов О.В. 2012 г.

ВЛИЯНИЕ СКОРОСТИ РЕЗАНИЯ НА СИЛУ И КОЭФФИЦИЕНТ ТРЕНИЯ НА ПОВЕРХНОСТИ ИНСТРУМЕНТА

Жураев Н.Н., ассистент кафедры «Технология машиностроения» НГГИ; **Туйбойов О.В.**, ассистент кафедры «Технология машиностроения» НГГИ

Интенсивность износа режущего инструмента определяет производительность, точность и себестоимость обработки деталей машин. Износ инструмента в большой степени зависит от трения между поверхностями инструмента и обрабатываемым металлом [1].

Трение всегда сопровождает износ, оно является единственной нормальной причиной износа и потери инструментом его режущих свойств, а общие закономерности трения износа взаимодействующей пары материалов инструмента и обрабатываемый детали составляют научную основу всех тех эмпирических зависимостей, которые используются при назначении режимов резания.

Трение при резании является одним из важных факторов, влияющих на силы резания, износ инстру-

ментов, состояние поверхностного слоя. Процесс внешнего трения зависит от физико-механических свойств материалов, находящихся в контакте, и от шероховатости контактных поверхностей.

Многочисленными исследованиями установлено, что одним из главных факторов интенсивности износа инструмента является скорость резания. Поэтому необходимо, прежде всего, выяснить характер влияния скорости резания на силы коэффициента трения на поверхности инструмента.

Наука о трении в настоящее время еще не располагает математическим методом определения зависимости коэффициента трения одновременно от давления скорости и других факторов, участвующих в процессе резания. Поэтому указанные зависимости приходится устанавливать экспериментальным путем.

Изучением процесса трения при резании металлов стали заниматься сравнительно недавно, этому вопросу посвящено небольшое число исследований, в ходе которых установлено, что коэффициент трения между стальной стружкой и передней поверхностью инструмента при увеличении скорости резания проходит через некий максимум, что можно объяснить уменьшением времени контакта стружки с передней поверхностью резца и уменьшением возможности создания адсорбированных пленок и окислов на поверхности трения.

При резании на обычных скоростях с повышением скорости резания происходит повышение температуры на поверхности инструмента. Возрастание силы трения на передней грани резца будет происходить с повышением скорости резания лишь до определенной величины. Снижение силы трения при дальнейшем повышении скорости резания некоторые исследователи объясняют уменьшением прочности контактного слоя стружки под влиянием возрастающей температуры.

Скорость резания может оказать существенное влияние на силу трения не только как температурный, но и как скоростной фактор, т.е. как скорость деформации. Это имеет особенно существенное значение при резании легкоплавких металлов, для которых с повышением скорости деформации возрастают все характеристики прочности. Как температурный фактор, повышение скорости резания снижает прочность контактного слоя стружки и стремится уменьшить силу трения. Скорость трения, как скоростной фактор, повышая упрочнение контактного слоя стружки, должна увеличивать силу трения и в зависимости от того, какой из названных факторов будет оказывать более активное влияние, сила трения на передней грани резца будет увеличиваться или уменьшаться, или оставаться неизменной. Главным фактором, оказывающим влияние на коэффициент трения, все же является температура на поверхностях трения. Коэффициент трения при резании сталей и чугунов, изменяясь в широких пределах, зависит непосредственно не от скорости резания и толщины среза, а от температуры в зоне контакта стружки с передней гранью инструмента. Скорость же резания и толщина среза влияют на коэффициент трения лишь постольку, поскольку их изменение изменяет температуру в зоне трения. Это заключение не относится к области очень низких скоростей резания. Данное влияние скорости резания на средний коэффициент трения стружки с передней поверхностью связывается также с влиянием окружающей среды на коэффициент внешнего трения, температуры на сопротивление контактного слоя стружки и площади контакта на удельные нормальные нагрузки на передней поверхности.

При изменении скорости резания изменяются температура трущихся поверхностей и другие условия, необходимые для возникновения схватывания. А так

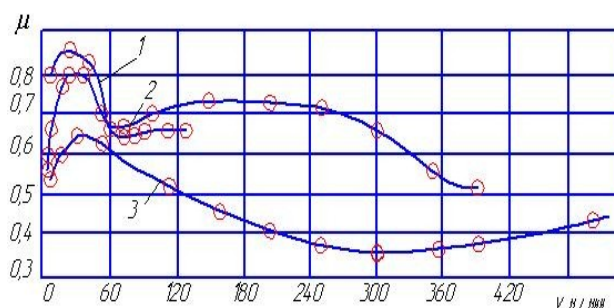


Рис. 1. Зависимость коэффициента трения от скорости скольжения при сухом трении по стали 45: нормальное удельное давление $p=98,1 \text{ н/мм}^2$, площадь трения $0,75\text{-}3,0 \text{ мм}^2$

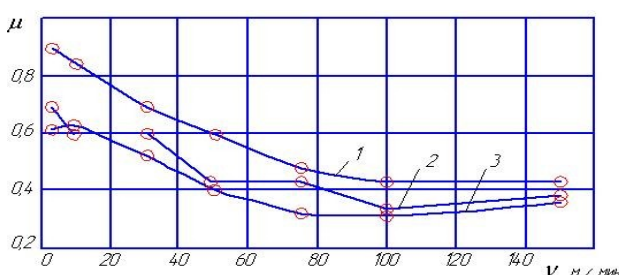


Рис. 2. Зависимость коэффициента трения от скорости скольжения при сухом трении сплава Т15К6 по стали аустинитного класса: 1- $p=98,1 \text{ н/мм}^2$, 2- $p=225 \text{ н/мм}^2$, 3- $p=392 \text{ н/мм}^2$

как самый интенсивный износ обусловлен именно наростами, то объяснение характера изменения сил трения и интенсивности износа при изменении скорости резания может быть дано только на основе изучения характера изменения закономерностей наростообразования и схватывания.

Опыты показали, что в зоне малых скоростей трения или скольжения величина коэффициента трения μ образцов из Р18, ВК8, Т15К6, Т30К4 и Т60К6 при сухом трении по стали 45 с увеличением скорости также несколько возрастает и достигает максимума при $V=25\text{-}30 \text{ м/мин}$. При дальнейшем увеличении скорости скольжения коэффициент трения уменьшается и, достигнув минимума при некотором значении V , снова начинает возрастать (рис. 1). При трении образцов из твердого сплава Т15К6 по стали аустинитного класса с различными нормальными удельными давлениями также обнаружена такая скорость скольжения, при которой наблюдается минимум коэффициента трения (рис. 2).

С повышением нормального удельного давления коэффициент трения снижается. По данным работы всем инструментальным материалам свойственна общая закономерность изменения износостойкости B с изменением скорости трения V . С увеличением скорости трения скольжения их износостойкость сначала уменьшается и достигает минимума при $10\text{-}20 \text{ м/мин}$, затем увеличивается, достигая максимального значения при определенной скорости, различной для раз-

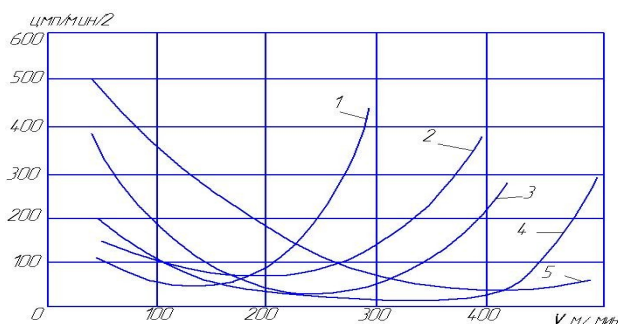


Рис. 3. Зависимость износа твёрдосплавных резцов от скорости резания при точении стали 50: $t=1\text{mm}$, $S=0,20\text{ mm/r}$

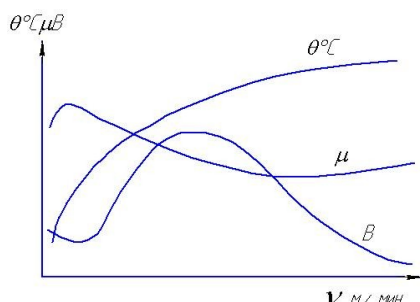


Рис. 4. Сводный график изменения износостойкости, коэффициента трения и температуры от скорости скольжения

личных марок исследованных материалов. Дальнейшее увеличение скорости скольжения приводит к снижению износостойкости (рис. 3).

Сравнение рис. 1 и рис. 3 показывает, что максимум износостойкости и минимум коэффициента трения наблюдаются при различных скоростях трения.

Сводный график изменения износостойкости B , коэффициента трения μ и температуры трения θ^0 от скорости сухого трения V образцов из твёрдых сплавов Т15К6 и Т30К4 по стали 45 приведен на рис. 4, откуда можно прийти к заключению об отсутствии непосредственной и однозначной функциональной связи между указанными параметрами.

Необходимо, однако, принять во внимание, что при исследовании износостойкости и процесса трения трудно создать на специальной лабораторной установке те же условия трения и износа, какие наблюдаются в процессе резания.

Так, для образцов из титанокобальтовых твёрдых сплавов максимум износостойкости при испытании на трения наблюдается при $V=140\div 240\text{ m/min}$, которым соответствуют температуры $160\div 210^\circ\text{C}$. Оптимальная же температура контакта, при резании которой соответствует минимальная интенсивность износа твёрдосплавных инструментов, находится в пределах $725\div 1000^\circ\text{C}$. В то же время известно, что температура является одним из главных факторов, влияющих на коэффициент трения.

По-видимому, такое различие в оптимальных температурах трения и резания и является одной из причин того, что максимум износостойкости для твёрдого сплава Т15К6 наблюдается при более высокой скорости трения по сравнению с максимумом износостойкости для твёрдых сплавов Т30К4 и Т60К6, содержащих больший процент карбидов титана (рис. 3), тогда как опыты по резанию углеродистых сталей показывают (рис. 4), что оптимальная скорость резания тем выше, чем больший процент карбидов титана содержит в своем составе твёрдый сплав.

Список литературы:

1. Грановский Г.Н., Грановский В.Г. «Резание металлов» М. Высшая школа 1985.

УДК.631.431.6

© Ахметов А.А. 2012 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРИРОДЫ ОБРАЗОВАНИЯ ТРЕЩИН НА ПОВЕРХНОСТНОМ СЛОЕ ПОЧВЫ ПОСЛЕ ПРОМЫВНЫХ И ЗАПАСНЫХ ПОЛИВОВ

Ахметов А.А., ст. научный сотрудник специального конструкторского бюро «Трактор», канд. техн. наук

Анализ полевых наблюдений за развитием процессов трещинообразования на полях после промывных и запасных поливов показывает, что на интенсивность образования трещин, наряду с ветром и теплом, существенное влияние оказывает и размер поверхности, испаряющей почвенную влагу. На наш

взгляд, в настоящее время недооценивается роль этого фактора, как потенциального средства регулирования интенсивности трещинообразования. Это наводит на мысль о целесообразности проведения исследований по изучению природы образования трещин.

В основу исследования положены натуральная

модель явления, разрыхленная на глубину - a_n пахотного слоя и насыщенная влагой почва. Под действием солнечного тепла и ветра происходит испарение влаги из почвы, в результате под действием силы всасывания почвенные частицы сближаются, и объем почвы уменьшается. По мере уменьшения объема почвы увеличивается давление воздуха, закупоренного в пустых или полупустых порах почвы, следовательно, возрастает напряжение в почве, что может быть причиной «микровзрывов», сопровождаемых разрывами связей почвенных агрегатов и образованием микротрещин.

Микротрещина, возникшая в почвенных агрегатах, где была достигнута опасная комбинация напряжений, очень быстро распространится на большое расстояние и может привести к разрушению монолитного почвенного блока и образованию видимой макротрещины. В тех участках, где отсутствуют пустые поры со сближением частиц почвы, увеличиваются силы взаимного притяжения, действующие между минеральными частицами, минеральными и органическими частицами и частицами окисей или гидроокисей, а также между органическими частицами окисей и гидроокисей [1].

С увеличением силы взаимного притяжения, с одной стороны, и уменьшением объема почвы с другой - происходит разрыв частиц почвы, удерживающихся вместе силами взаимного притяжения по точкам контакта, имеющим очень слабые силы сцепления, и, тем самым, образуется трещина. Величины, характеризующие эти трещины, назовем параметрами трещин (рис. 1). К их числу относятся длина - l_m , ширина - b_m , глубина - h_m и ориентация трещины в пространстве, радиус - r_m кривизны поверхности отколотого трещинами комка. Значение этих параметров меняется при переходе от одной трещины к другой дискретным образом, но их совокупность образует непрерывную систему.

По мере роста параметров отдельно взятой трещины и за счет изменения ориентации в пространстве происходит ее слияние со смежными трещинами. В результате чего на поверхностном слое почвы образуется «л»-ое количество почвенных блоков, отколотых друг от друга этими трещинами, но имеющих общее монолитное основание.

С появлением и слиянием трещин поверхность почвы, непосредственно соприкасающаяся с атмосферным воздухом, возрастает, а это, в свою очередь, приводит к еще более интенсивному испарению влаги. Причем из-за большой поверхности соприкосновения верхнего слоя почвенного блока с атмосферой испарение почвенной влаги из этого слоя больше, чем из нижнего слоя. Так, например, при сравнительно равной толщине слоев $h_m' = h_m''$ отколотого от монолита трещинами 1 почвенного блока 2 площадь поверхности испарения влаги верхнего F_1 и нижнего F_2 слоев различны, т.е.:

$$F_1 \approx 2 h_m' (b_{b1} + l_{b1}) + b_b l_b, \quad (1)$$

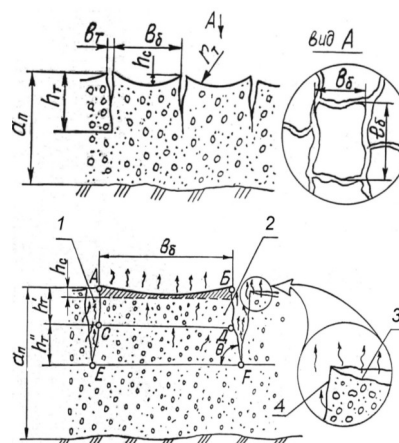


Рис. 1. Поверхность испарения почвенной влаги

$$F_2 \approx 2 h_m'' (b_{b2} + l_{b2}), \quad (2)$$

где b_b - ширина почвенного блока, м;

l_b - длина почвенного блока, м.

Из приведенных уравнений (1) и (2) видно, что $F_1 > F_2$. Следует также отметить, что влага, теряемая верхним слоем из-за испарения, больше, чем капиллярно подтягиваемая из нижних слоев. Такая неравномерная интенсивность испарения почвенной влаги из верхнего и нижнего слоя приводит к непропорциональному уменьшению объемов этих слоев. Это придает почвенному блоку в поперечном сечении трапециевидную, а трещине - клиновидную форму. По мере потери влаги дневная поверхность 3, отколотого трещинами почвенного блока 2, в поперечном сечении приобретает сферическо-чашеобразную форму, близкую к форме шарового сегмента, описываемого радиусом, определяемом из выражения:

$$r_m = 0,25 \{ [(l_b^2 + b_b^2)^{1/2} / h_c + h_c] \}, \quad (3)$$

где h_c - прогиб поверхности почвенного блока, м.

Из-за неравномерного испарения почвенной влаги из дневной 3 и боковой 4 поверхности и из-за характера воздействия на эти поверхности потока испаряемой из нижних слоев почвенной влаги дневная поверхность почвенного блока приобретает чашеобразную форму. Кроме того, интенсивное испарение почвенной влаги из слоев приводит к интенсивному уменьшению объема почвенного блока. В результате этого, с одной стороны, увеличиваются размеры уже образовавшихся трещин, а с другой, - возрастает напряжение в почвенном блоке, что приводит к разрыву связей почвенных агрегатов и появлению новых ветвей трещин.

Интенсивность образования и динамика изменения размеров трещин, главным образом, зависит от интенсивности испарения почвенной влаги. С целью выявления влияния испарения почвенной влаги на интенсивность трещинообразования, а также установления фактических параметров этих трещин проведены специальные экспериментальные исследования [2].

Результатами эксперимента установлено, что

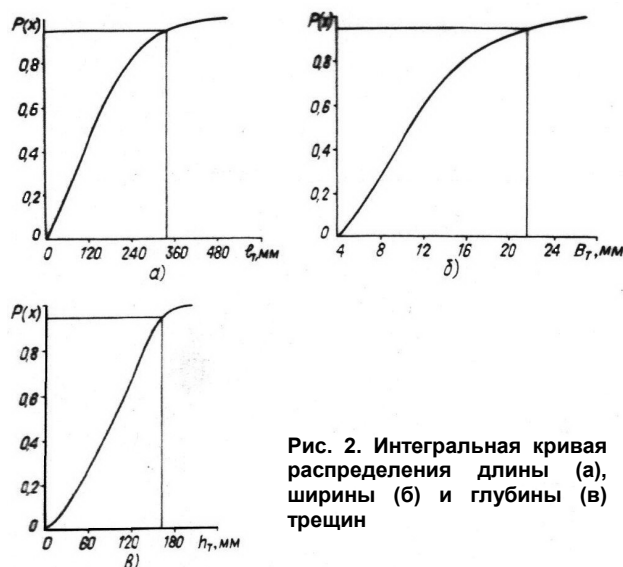


Рис. 2. Интегральная кривая распределения длины (а), ширины (б) и глубины (в) трещин

влажность почвы, отобранной с помощью специального пробоотборника [3] в горизонтах 0...3 и 3...6 см изменяется более интенсивно, нежели в остальных. Так, если начиная с третьего дня после полива в течение контрольной декады, потеря влаги в горизонте 0...3 и 3...6 см составляла 14,22 и 10,5%, то в горизонтах 6...9, 9...12 и 12...15 см этот показатель соответственно составил всего 9,62; 6,34 и 5,43%.

По мере потери влаги общее количество трещин - n_m увеличивается. В начальной стадии, т.е. в первой декаде после полива происходит интенсивное трещинообразование, а в дальнейшем этот процесс стабилизируется, и количество трещин остается почти неизменным. В то же время параметры этих трещин постоянно изменяются в сторону возрастания. Причем каждый параметр трещины возрастает с различной интенсивностью.

Экспериментами также установлено, что глубина трещины за учетный период времени возрастает наиболее интенсивно, нежели длина и ширина трещины.

Следует отметить, что с точки зрения обработки почвы наибольший интерес представляют параметры трещин, образующихся при оптимальной (16...18%) влажности почвы. Поэтому возникает необходимость в определении закономерности распределения параметров трещин, образующихся при этой влажности почвы. Для исследования закономерности распреде-

ления параметров трещин воспользуемся условием Ляпунова [4]. Предполагаем, что искомая случайная величина, т.е. параметры трещин, распределены по закону Гаусса. За математическое ожидание, дисперсию и среднее квадратическое отклонение искомой случайной величины - длины - l_m , ширины - b_m и глубины - h_m трещины, принимаем соответственно среднюю арифметическую - M_{cp} , дисперсию - σ^2 и среднее квадратическое отклонение - σ данного распределения. Опираясь на известные работы [4] и на основе экспериментальных данных, после проведения соответствующих вычислений были определены основные характеристики эмпирического распределения для исследуемых параметров трещин, которые позволяют приблизительно оценить вероятные характеристики распределения всей генеральной совокупности, следовательно, определен закон распределения длины, ширины и глубины трещины. Найденный закон распределения значений длины, ширины и глубины трещины дает возможность произвести выбор вероятных параметров трещин, для чего построена интегральная кривая распределения (рис. 2).

Согласно теории вероятностей значения параметров трещин, которые попадают в критическую область, ограниченную уровнем значимости (для данного случая $q_c=0,05$), практически маловероятны. На графике этот уровень значимости соответствует кумулятивной вероятности $P_0(X) = 0,95$ появления того или иного события. Параметры трещин, соответствующие $P_0(X) = 0,95$, можно принять в качестве экспериментальных, а их значение при оптимальной (16...18%) влажности почвы, согласно графику, имеют следующие величины: длина - 336 мм, ширина - 22 мм и глубина - 159 мм.

Установленные исследованиями параметрические данные трещин предопределяют практическую идею разрушения почвенных блоков, ограниченных этими трещинами, рабочими органами, предотвращающими их скалывания или сдвига по основанию, т.е. на глубине 15...16 см, а также идею, исключаящую вероятность попадания этих почвенных блоков, при их обработке, за пределы зоны контакта рабочих органов. Следовательно, для обеспечения вероятного воздействия на каждый отдельно взятый почвенный блок, расстояние между смежными рабочими органами должно быть не более 300 мм.

Список литературы:

1. Кулен А., Куйперс Х. Современная земледельческая механика / Пер. с англ. А.Э.Габриэляна; Под ред. и предисл. Ю.А.Смирнова. -М.:Агропромиздат, 1986. -349 с.
2. Ахметов А.А., Аблаев Ш.К. Исследование состояния поверхности полей на засоленных землях после промывных поливов / Механизация хлопководства. -1991. -№11. -С.13-14.
3. Ахметов А.А. Методика испытания фрезбарабана / Механизация хлопководства. -1986. -№5. -С.20.
4. Смирнов Н.В., Дунин-Барковский И.В. Курс теории вероятностей и математической статистики для технических приложений. -М.:Наука, 1965. -512 с.

ОБ УСЛОВИЯХ УСТАНОВКИ РАБОЧЕГО ОРГАНА ПОЧВООБРАБАТЫВАЮЩЕЙ МАШИНЫ

Ахметов А.А., ст. научный сотрудник специального конструкторского бюро «Трактор», канд. техн. наук

Для получения необходимого крошения почвы применяют различные способы воздействия рабочего органа на почву.

Почвенный комок можно разрушить сжатием, скалыванием, растяжением, изгибом, резанием, ударом (резким сжатием) или сочетанием этих процессов.

Среди различных способов наиболее эффективным является способ разрушения почвенного комка ударом.

При воздействии рабочих органов ударом, скорость перемещения почвенного комка изменяется в очень короткий промежуток времени, условно говоря, мгновенно, вызывая при этом появление больших динамических нагрузок, способствующих разрушению комка с минимальной затратой энергии. Поэтому для разрушения крупных и средних почвенных комков все больше и чаще стали применять рабочие органы, взаимодействие которых с почвенным комком основаны на принципе удара.

Приближенные зависимости, характеризующие закономерности удара и обычно применяемые при конструкторских расчетах, основываются на упрощенных представлениях об ударе, определяемых следующими допущениями, согласно которым пренебрегают:

- потерей энергии на нагревание тела, преодоление сопротивление воздуха;
- колебаниями частиц ударяемого и ударяющего тела;
- деформацией рабочего органа.

Поскольку рабочий орган закреплен к машине и их суммарная масса не сопоставима сравнительно с массой почвенного комка, то его можно рассматривать как тело, обладающее бесконечно большой массой. Следовательно, приведенная масса соударяющихся тел будет равна массе ударяющегося почвенного комка, т.е:

$$\lim m = \lim (m_k m_m) / (m_k + m_m) \approx m_k, \quad (1)$$

где m_m - масса машины, kg;

m_k - масса почвенного комка, kg.

Перемещение - X почвенного комка в процессе удара будет равно упруго-пластической деформации в зоне контакта с рабочим органом, а скорость почвенного комка при этом совпадает со скоростью деформирования, т.е:

$$X = h_q, \quad (2)$$

где h_q - показатель, характеризующий деформацию комка, m.

Кроме того, будем считать, что деформация почвенного комка носит упруго-пластический характер,

а соответствующая динамическая силовая характеристика может быть аппроксимирована одночленной эмпирической зависимостью, изложенной в работе [1]:

$$P_n = C_\phi h_q^\mu, \quad (3)$$

Тогда применительно к нашим условиям можно записать:

$$P_k = C_\phi h_q^\mu \cos \alpha_F / F_k, \quad (4)$$

где P_n - нагрузка, N;

C_ϕ - сопротивляемость почвы к линейной деформации, N/m;

α_F - угол между рабочей поверхностью рабочего органа и нагрузкой, градус;

μ - коэффициент Пуассона;

P_k - удельное контактное усилие, N/ m²;

F_k - площадь контакта, m².

Уравнение движения ударяющегося о рабочий орган комка почвы в этом случае будет иметь вид:

$$m_k (d^2 X / dt^2) = m_k (dV_\phi / dt) = - P_k (h_q), \quad (5)$$

или же:

$$dV_\phi / dt = d^2 h_q / dt^2 = - P_k (h_q) / m_k, \quad (6)$$

где t - продолжительность деформации, s;

V_ϕ - скорость деформации почвенного комка, m/s.

Запишем уравнение (6) в виде:

$$dV_\phi / dt = d^2 h_q / dt^2 = - P_k(t) / m_k. \quad (7)$$

Введем понятие приведенной перегрузки, определяя ее как отношение удельной контактной силы к приведенному весу соударяющихся тел, т.е:

$$K(t) = P_k(t) / m_k g, \quad (8)$$

где g - ускорение свободного падения, m/s².

Тогда уравнение движения, ударяющегося о рабочий орган комка почвы, будет иметь вид:

$$dV_\phi / dt = d^2 h_q / dt^2 = - g K(t). \quad (9)$$

Таким образом, основными факторами, определяющими степень разрушения почвенного комка, являются величина и скорость приложения нагрузки, площадь контакта рабочего органа, передающая эту нагрузку на разрушаемый комок почвы и физико-механические свойства самого разрушаемого комка почвы.

Физико-механические свойства конкретно взятого почвенного комка являются величинами, фиксированными и независимыми от ударяющего или ударяемого тела. Следовательно, управлять процессом разрушения комка можно лишь изменением трех первых перечисленных факторов.

Среди перечисленных факторов величина и скорость приложения нагрузки поддаются управлению и их можно установить за счет изменения скоростных

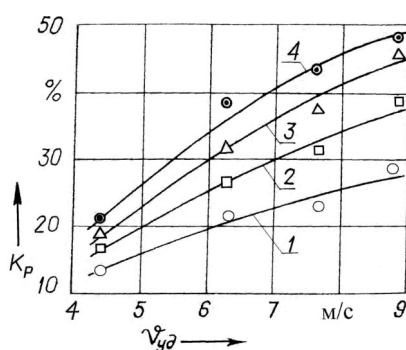


Рис. 1. Зависимость степени разрушения комка от скорости удара (а) при: 1- $\alpha_F = 60^\circ$; 2- $\alpha_F = 45^\circ$; 3- $\alpha_F = 30^\circ$; 4- $\alpha_F = 15^\circ$

режимов работы машины, тогда как площадь контакта из-за непостоянства формы и размеров комка трудно поддаются управлению. Следовательно, степень разрушения комков при установившемся скоростном режиме работы машины в основном определяется площадью контакта рабочего органа с комком почвы.

Из уравнения (3) и (4) также видно, что удельное контактное усилие в основном зависит от величины приложенной нагрузки, площади контакта и угла α_F между рабочей поверхностью рабочего органа и нагрузкой. Причем чем меньше значения угла α_F , тем больше значение удельного контактного усилия, следовательно, тем больше степень разрушения комка при $\alpha_F = 0$, т.е. при лобовом ударе значение удельного контактного усилия, следовательно, степень разрушения комка достигает своего максимального значения. Но при этом на месте удара на поверхности рабочего органа может образоваться уплотненное ядро [2]. Поэтому при выборе формы рабочего органа и установке его на машине надо стремиться, чтобы в процессе работы происходило столкновение рабочей поверхности с почвенным комком, близким к лобовому, но с последующим устранением образованного на месте удара уплотненного ядра за счет поступающего в процессе работы почвенного потока на рабочий орган.

Экспериментальными исследованиями была установлена достоверность высказанного суждения, а также выявлен характер разрушения почвенного комка, ударяющегося о рабочую поверхность рабочего органа.

Экспериментальные исследования проводились в лабораторных условиях на специально изготовленном для этой цели стенде [3].

Анализ результатов исследования показывает, что

для разных значений угла удара кривые, характеризующие зависимость типа $K_p = f(V_{уд})$, довольно сходны и имеют параболическую форму (рис. 1). При этом с повышением скорости удара степень разрушения почвенных комков возрастает, а с увеличением угла между рабочей поверхностью рабочего органа и нагрузкой значение этого показателя, наоборот, убывает.

В исследуемом диапазоне угла α_F почти во всех случаях на поверхности, имитирующей поверхность рабочего органа, образовалось уплотненное ядро.

При нулевом значении уплотненное ядро приобретает круглую форму, а в пространстве - форму, близкую к шаровому сегменту. При отличном от нуля значении α_F конфигурация уплотненного ядра изменяется и становится сходной с формой эллипса. При этом, чем больше угол α_F , тем меньше фокус этого эллипса.

Подводя итоги проведенных экспериментов, можно отметить, что степень разрушения почвенных комков зависит как от скорости, так и от угла между рабочей поверхностью рабочего органа и нагрузкой. Влияние каждого из этих факторов на характер разрушения комка неравнозначно.

В исследуемом диапазоне эффективное разрушение почвенных комков происходит при скорости удара более 6 м/с, а также при нулевом значении угла α_F , т.е. при лобовом ударе, но при этом почвенный поток, поступающий на рабочий орган, не сможет устранить образовавшегося на месте удара уплотненного ядра. Наоборот, из-за разделения объема почвенного потока на примерно равные две части, соответственно, из-за отсутствия бокового перемещения и истирания почвы, уплотненное ядро остается почти не разрушенным.

При угле, отличном от нулевого значения, объемы разделенных рабочим органом частей почвенного потока будут не равными, следовательно, уплотненное ядро будет увлекаться в сторону большей части почвенного потока, а поверхность рабочего органа будет постепенно очищаться от уплотненного ядра. Эксперименты также показали, что при значениях $\alpha_F > 18^\circ \dots 20^\circ$ и сравнительно удовлетворительном качестве крошения почвы, происходит постепенное устранение уплотненного ядра, образовавшегося на месте удара.

Следовательно, выбирая схему установки рабочих органов почвообрабатывающих машин, надо исходить из условия обеспечения качественного разрушения почвенных комков и последующего устранения уплотненного ядра, образующегося на месте удара.

Список литературы:

1. Вопросы земледельческой механики / Под ред. М.Е. Мацелуро и Б.Н. Янушкевича. - Минск: Сельхозгиз БССР, 1961. - т.7. - С.180.
2. Зеленин А.Н. Основы разрушения грунтов механическими способами. - Москва: Машиностроение, 1968. - С.45-82, 163-170.
3. Ахметов А.А., Нурмихамедов Б.У. Исследования процесса разрушения почвенных комков ударом // Механизация хлопководства. - 1991. - №11. - С.6-7.

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ СПОСОБА ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Салимов Р.С., ст. преподаватель кафедры «Техника и технология добычи и переработки руд редких и радиоактивных металлов» НГГИ; **Хасанов О.О.**, ассистент кафедры «Техника и технология добычи и переработки руд редких и радиоактивных металлов» НГГИ; **Худойбердиев О.М.**, ассистент кафедры «Техника и технология добычи и переработки руд редких и радиоактивных металлов» НГГИ

Вовлечение в разработку более бедных и глубоко-залегающих месторождений неизбежно приводит к повышению стоимости добываемых полезных ископаемых. Это относится ко всем полезным ископаемым, в том числе и к новому виду энергетического топлива - урану, причем к нему в большей мере, поскольку атомная энергетика развивается очень быстрыми темпами [1-3]. Указанные обстоятельства поставили перед работниками урановой промышленности важную и сложную задачу - поиск путей методов и средств, которые позволили бы разрабатывать бедные урановые месторождения, а также месторождения, залегающие в сложных геологических, горнотехнических и географических условиях, без увеличения стоимости единицы конечной продукции (табл. 1).

Таким образом, метод ПВ находит все более широкое применение при разработке урановых месторождений, которые в связи с указанными выше сложными условиями залегания, а также высокими удельными капиталовложениями и эксплуатационными расходами не могли быть отработаны традиционными способами.

Известно, что существует прямая зависимость стоимости единицы металла в конечной продукции гидрометаллургического завода от содержания полезного компонента в руде.

Помимо низкого содержания урана в рудах, для указанных месторождений характерны и другие факторы, неблагоприятно влияющие на стоимость добычи:

1) значительные глубины залегания гидрогенных место-

рождений;

2) сложная морфология рудных тел: невыдержанность по мощности и ширине;

3) большая неоднородность по проницаемости вмещающих пород и рудных тел продуктивного горизонта;

4) наличие в налегающих толщах нескольких водоносных горизонтов.

Таблица 1

Сопоставление основных производственных процессов

Производственный процесс	Способ добычи		Вскрытие	
	Под-земный	Откры-тый	Скважин-ное	Шахтное
Проходка стволов шахт и других горнокапитальных выработок.	+	+	-	+
Проходка горноподготовительных и нарезных выработок.	+	-	-	+
Вскрышные работы.	-	+	-	-
Отбойка руды, буровзрывные работы.	+	+	-	+
Бурение и оборудование скважин.	-	-	+	-
Погрузка, транспортировка руды и выдача на поверхность.	+	+	-	+
Погашение выработанного пространства.	+	+	-	-
Водоотлив.	+	+	-	+
Вентиляция.	+	+	-	+
Транспортировка руды от рудника до перерабатывающего завода.	+	+	-	-
Транспортировка продуктивных и рабочих растворов.	-	-	+	+
Дробление руды на ГМЗ (перерабатывающем предприятии).	+	+	-	-
Измельчение руды на ГМЗ.	+	+	-	-
Выщелачивание урана из руды.	-	-	+	+
Сорбция и десорбция.	+	+	+	+
Экстракция и реэкстракция.	+	+	+	+
Транспортировка и складирование хвостов.	+	+	-	-

*) Процессы обусловлены технологией добычи и переработки руды;

**) Процессы отсутствуют

Но, несмотря на эти неблагоприятные факторы, добыча урана методом ПВ применяется все шире, что является следствием значительного технико-экономического эффекта, заложенного в самом методе. Для выяснения источников технико-экономического эффекта полезно сравнить основные переделы и процессы при методе подземного выщелачивания и традиционных способов добычи, затраты средств труда, энергии и материалов на их выполнение (табл. 1). Из табл. 1 следует, что при методе ПВ, по сравнению с традиционными способами добычи, число процессов и переделов сокращается. Особенно это относится к вариантам скважинного вскрытия месторождений, представленных рудами естественной проницаемости.

Преимущество метода ПВ заключается не только в значительном сокращении переделов, но и в том, что процессы добычи приобрели совершенно иную качественную характеристику в части человеческого труда, орудий труда и средств производства. Выдается небольшая часть руды (до 12-15%). Выщелачивание проводится на месте залегания руд. В связи с тем, что объемы концентратов, полученных при ПВ, невелики, доводка их осуществляется на ближайшем ГМЗ. Следовательно, с помощью метода ПВ, использующего физико-химические процессы, внесены коренные научно-технические усовершенствования в технологию добычи урана. Как было показано выше, в технологической схеме добычи урана методом ПВ отсутствуют все процессы и переделы, связанные с добычей и переработкой руды. Таким образом, при этом методе отпадает необходимость в строительстве многих производственных сооружений, зданий, установок, предназначенных для этих целей.

По сравнению с горнодобывающими предпри-

ятиями, обрабатывающими месторождения урановых руд подземными горными работами, метод ПВ позволяет уменьшить капиталовложения за счет исключения строительства основных объектов и сооружений:

- 1) добычных и вентиляционных стволов шахт, околоствольных горных выработок и квершлаггов, вскрывающих рудные тела на основных горизонтах;
- 2) поверхностных рудничных комплексов сооружений, оборудования шахтного подъема и транспорта;
- 3) вентиляционных, калориферных и насосных установок.

Значительные суммы средств экономятся за счет исключения или значительного сокращения затрат по рекультивации поверхности рудников или карьеров.

Из практики известно, что затраты на горнокапитальные работы и рудничный поверхностный комплекс сооружений составляет не менее 50% общей суммы капитальных вложений. Технологическая схема ПВ практически не требует потребления технической воды для производственных процессов, а следовательно, и для строительства всего комплекса сооружений по водоснабжению и очистке промышленных стоков, т.к. последние отсутствуют.

Нельзя не учитывать и другое важное преимущество: поскольку производительность труда по выпуску конечной продукции при подземном выщелачивании в несколько раз выше, чем при традиционных способах добычи, численность работающих соответственно меньше. Это обстоятельство позволяет уменьшить капиталовложения, направляемые на строительство жилья и объектов соцкультбыта.

Таким образом, капитальные вложения при использовании метода подземного выщелачивания в 2-4 раза ниже, чем при традиционных способах добычи.

Список литературы:

1. Аренс 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.П. и др. «Комплексы подземного выщелачивания» М. «Недра», 1992г.

УДК 338.45

© Улашев И.О., Темирова М.Т. 2012 г.

САНОАТНИ МОДЕРНИЗАЦИЯЛАШДА ИНВЕСТИЦИЯ ЖАРАЁНЛАРИНИ ФАОЛЛАШТИРИШ ЗАРУРИЯТИ

Улашев И.О., НДКИ «Иқтисодиёт ва менежмент» кафедраси мудири, иқтисод фанлари доктори, профессор; Темирова М.Т., НДКИ «Иқтисодиёт ва менежмент» кафедраси катта ўқитувчиси, мустақил тадқиқотчи

Саноат ҳар қандай иқтисодий тизимда ҳам асосий ўринни эгаллайди. Бинобарин, ижтимоий барқарорлик ва илмий-техник салоҳият миллий

саноат тармоқлари тараққиёти билан бевосита боғлиқ бўлади. Ўзбекистон иқтисодиётининг саноат тармоғини модернизация қилиш йўлида салмоқли

ишлар амалга оширилаётганлиги ҳам бежиз эмас. Жумладан, мамлакат Президентининг «2011-2015 йилларда Ўзбекистон Республикаси саноатини ривожлантиришнинг устувор йўналишлари тўғрисида» ги 2010 йил 21 декабрдаги ПҚ-1442-сонли Қарори ҳам ушбу соҳани ривожлантиришга асос бўлмоқда. Зеро, иқтисодиётнинг глобаллашуви шароитида ва бозор муносабатлари талабларидан келиб чиқиб, жаҳонда инвестициялар учун қатъий рақобатли кураш изчил давом этаётган бир пайтда, миллий иқтисодиёт негизини ташкил этувчи саноат тармоқларида инвестиция жараёнларини фаоллаштириш объектив зарурият ҳисобланади. Ушбу заруриятни қуйидаги сабабмиллар орқали изохлаш мумкин.

Биринчидан, мамлакат ишлаб чиқариш қувватининг юқори даражада ўсиши, ишлаб чиқарилган маҳсулотлар ҳажми ва сифатининг ортиши, моддий ва маънавий эҳтиёж қондирилиши ҳамда мамлакат инфратузилмасининг ривожланишини таъминлаш инвестиция жараёнларини фаоллаштиришни тақозо қилади. Зеро, саноатда инвестиция жараёнларини фаоллаштириш ушбу тармоқни замонавийлаштиришга, табиий ресурсларни самарали ўзлаштиришга, фантехникани ривожлантириш, экологик муаммоларни бартараф этишга кўмаклашади.

Иккинчидан, инвестицияларни кенг жалб этмай, иқтисодиётда таркибий ўзгаришларни амалга ошириш ва уни модернизация қилиш, корхоналарни замонавий техника ва технология билан қайта жиҳозлаш ҳамда рақобатдош маҳсулот ишлаб чиқаришни йўлга қўйиш мумкин эмас.

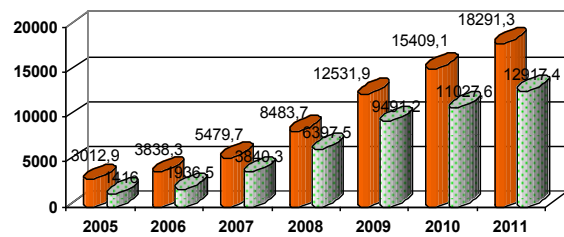
Учинчидан, саноат тармоғида инвестиция жараёнларини фаоллаштириш ёрдамида янги ишлаб чиқариш қувватлари бунёдга келади, ишлаб чиқариш ривожланиб, иқтисодий ўсиш юксалади.

Тўртинчидан, инвестицияларга бўлган талаб ва тақлиф ўртасидаги тафовутнинг юқорилиги сабабли инвестиция жараёнлари, яъни тармоққа инвестиция жалб этиш ва самарадорлигини ошириш фаоллиги зарур ҳисобланади.

Бешинчидан, инвестиция жалб этиш фаолияти саноат мажмуи ривожланишининг муҳим асосларидан бири экан, у кенгайтирилган такрор ишлаб чиқариш, илмий-техника тараққиётининг ўсиш суръатлари ва кўламига фаол таъсир кўрсатади, аҳоли салмоқли қисмининг бандлигини таъминлашга шарт-шароит яратади.

Олтинчидан, саноат тармоқларидаги таркибий ўзгаришлар, ишлаб чиқариш кучларининг оқилона жойлаштирилиши ва ривожланиши кўпчилик ҳолларда инвестиция фаолиятининг даражасига боғлиқ бўлади.

Еттинчидан, хорижий инвестиция – халқаро глобаллашув ва иқтисодий интеграция жараёнининг асосий воситаси сифатида Ўзбекистон иқтисодиётининг халқаро иқтисодий тизимга интеграциялашувини таъминлайди, мамлакатнинг дунё



■ Асосий капиталга киритилган инвестициялар
■ Ишлаб чиқариш соҳасига киритилган инвестициялар

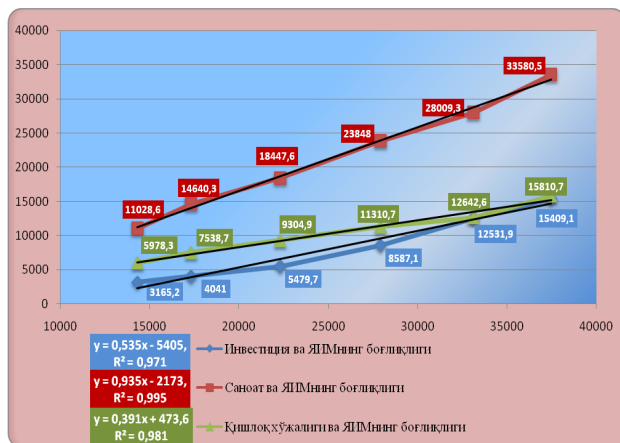
1-расм. Асосий капиталга киритилган инвестицияларнинг 2005-2011 йиллардаги ўзгариш динамикаси, млрд. сўм [1]

иқтисодиётидаги ўрнини белгилайди.

Ҳозирги кунда Ўзбекистон иқтисодиётининг етакчи тармоқлари бўлган нефт-газ ва нефт-кимё соҳаларида «Хитой миллий нефт корпорацияси», Жанубий Африканинг «Сасол», Малайзиянинг «Петронас», Кореянинг «Лотте», «LG international», «SK» корпорациялари, Корея миллий нефть корпорацияси, Корея миллий газ корпорацияси, Россиянинг «Газпром» ва «Лукойл», Американинг «Техасо», Япониянинг «Мицуи» ва «Марубени» корпорациялари, машинасозлик соҳасида – Американинг «Женерал Моторс», Германиянинг «МАН», Япониянинг «Исузу»; авиация инфратузилмаси ва мультимодал логистика соҳасида – Кореянинг «Кореан Эйр» ва Япониянинг «Мицубиси»; озиқ-овқат ва тамаки маҳсулотлари ишлаб чиқариш соҳаларида – Швейцариянинг «Нестле», Англия-Американинг «ВАТ», кимё соҳасида – Испаниянинг «Максам»; тўқимачилик ва енгил саноат соҳаларида – Кореянинг «ДЭУ интернэйшнл», Ҳиндистоннинг «Спентекс», Япониянинг «Мицубиси» ва бошқа ўнлаб хорижий компаниялар, банк-молия секторида «Royal Bank of Scotland», «Корея Тараққиёт банки» ва ҳоказолар яқин шериклар ҳисобланади. Бугунги кунда Ўзбекистон Республикаси ҳудудида хорижий инвесторлар билан биргаликда фаолият олиб бораётган кўшма корхоналарнинг сони 4 мингдан ошди.

Асосий капиталга киритилган инвестицияларнинг 2005-2011 йиллардаги ўзгариш суръатлари бўйича статистик маълумотлар таҳлили шуни кўрсатяптики, ишлаб чиқариш соҳасига жами инвестицияларнинг 70% дан ортиқроғи жалб этилган ва бу маълумот ҳам саноат ишлаб чиқаришига қаратилаётган эътиборнинг юқорилигини тасдиқлайди (1-расм).

Ўзбекистонда янги жамият қуриш вазифаларини тўлиқ амалга ошириш нафақат инвестиция фаолиятига, балки инвестицион фаолиятнинг фаоллигига боғлиқ эканлиги яққол намоён бўлиб қолди. Замонавий бизнес мавжуд имкониятлардан самаралироқ натижа олишга эришиш, бозор муносабатлари асосида ривожланишнинг асосий



2-расм. ЯИМ билан инвестициялар, саноат ва қишлоқ хўжалиги маҳсулотларининг боғлиқлиги

ҳаракатлантирувчи кучи бўлган инвестицион фаолликни юзага чиқаришни тақозо этмоқда.

Корхонанинг инвестицион фаоллиги ташқаридан келадиган пул тушумлари ва даромадларига нисбатан самаралироқ бўлиши шартдир. Чунки иш жойлари ва уларнинг сифати корхона ишчиларининг даромадлари даражасини белгилайдиган ва уларнинг турмуш тарзига жиддий таъсир кўрсатадиган бош омилдир.

Бозор иқтисодиётида ишчи кучининг қиймати меҳнатни у қатта унумдорлик билан ишлатиладиган жойга кўчириш имконини берадиган «кўринмас кўлга» айланади [2].

Зеро, иқтисодчи олимлар, жумладан замонавий кейнс таълимотида ҳам инвестиция иқтисодий ўсишининг муҳим омили сифатида қаралади [2].

Саноатни барқарор, жадал ва мутаносиб равишда ривожлантириш, асосий саноат тармоқларини диверсификация қилиш ва экспорт салоҳиятини ўстиришга йўналтирилган таркибий ўзгаришларни чуқурлаштириш, техник ва технологик янгилаш асосида уларнинг самарадорлиги ҳамда рақобатбардошлигини янада ошириш мақсадида «2011-2015 йилларда Ўзбекистон Республикаси саноатини ривожлантиришнинг устувор йўналишлари тўғрисида» ги ПК-1442-сонли қарорда саноатни ривожлантиришнинг комплекс дастури ва модернизация қилиниши, техник ва технологик янгиланиши, янгидан барпо этилиши кутилаётган йирик инвестицион лойиҳалар акс этган.

Дастурда ишлаб чиқилаётган янги инвестиция лойиҳалар рўйхати бўйича 6,03 миллиард доллар қийматга эга бўлган 99 та йирик тармоқ лойиҳаси,

412 миллион долларга тенг 442 та ҳудудий лойиҳани амалга ошириш назарда тутилган [3].

Бундан кўриниб турибдики, ҳар йили саноатни ривожлантириш учун ўртача 10 миллиард долларга тенг бўлган инвестицион маблағлар иқтисодиётга жалб қилинади. Бу эса, ўз навбатида янги иш ўринларини ташкил этишни ва қўшимча даромадларнинг шаклланишини, шунинг билан бирга, асосий макроиқтисодий кўрсаткичлардан бири бўлган ЯИМнинг ўсишини таъминлашга ва натижада аҳоли фаровонлигини таъминлашга хизмат қилади.

Мулоҳазаларни корреляцион ва регрессион таҳлиллар асосида кўриб чиқамиз. Бизга маълумки, ЯИМнинг шаклланишига бир қанча кўрсаткичлар (омиллар) таъсир кўрсатади.

Шулардан бири инвестициялардир. Инвестиция (x) билан ЯИМ(y)нинг чизикли боғлиқ регрессия тенгламасини статистик рақамларни киритган ҳолда, Excel дастури орқали ҳисоблайдиган бўлсак, куйидаги функция ҳосил бўлади (2-расм): $y = 0,535x - 5405$.

Мазкур тенгламадан кўриш мумкинки, бошқа омиллар ўзгармас бўлган шароитда мультипликатор самараси 2,15га тенг бўлар экан, яъни инвестиция ҳажмининг бир миллиард сўмга ошиши ЯИМни 2,15 млрд. сўмга ўсишини таъминлайди, деган хулосага келиш мумкин.

Худди шу таҳлилларни, саноат ва қишлоқ хўжалиги маҳсулотлари кўрсаткичи билан ЯИМнинг боғлиқлигини алоҳида қараб чиқамиз. Саноат ишлаб чиқариш (x) ҳажми ва ЯИМ (y) ўртасидаги чизикли боғлиқ регрессия тенгламаси $y = 0,935x - 2173$ га, қишлоқ хўжалиги (x) билан ЯИМ (y) ўртасидаги чизикли боғлиқ регрессия тенгламаси эса $y = 0,391x + 473,6$ кўринишга эгадир. Ушбу омиллар билан ЯИМнинг чизикли боғлиқлик графиклари ҳам 2-расмда тасвирланган.

Расмдан кўринганидек, ЯИМ билан юқори чизикли боғлиқлик саноат ишлаб чиқариш ҳажми билан экан, яъни ўзгарувчиларнинг корреляция коэффиценти 0,995га тенг. Ушбу кўрсаткич мос равишда инвестиция билан 0,971га, қишлоқ хўжалиги билан эса 0,981га тенг.

Демакки, келажакда ЯИМнинг ўсишига айнан саноат маҳсулотлари ишлаб чиқариш ҳажмининг ўзгариши юқори таъсир кўрсатади. Шунинг учун ҳам мамлакатимизда қишлоққа саноатни олиб кириш, жумладан касаначилик, кооперация, кичик ва оилавий бизнес кабилар орқали, қишлоқ хўжалигини янги иш ўринлари билан таъминлаш масаласига эътибор қаратилмоқда [4].

Фойдаланилган адабиётлар:

1. Ўзбекистон Республикасининг статистик ахборотномаси, 2005-2011 йй.
2. Раззоқов А., Тошматов Ш., Ўрмонов Н. Иқтисодий таълимотлар тарихи. -Т.: Молия, 2002.
3. Ўзбекистон Республикаси қонун ҳужжатлари тўплами. 2010 йил, 50-сон, 472-модда.
4. Каримов И.А. Барча режа ва дастурларимиз Ватанимиз тараққиётини юксалтириш, халқимиз фаровонлигини оширишга хизмат қилади // "Халқ сўзи", 2011 йил 22 январ, № 16.

ЎЗБЕКИСТОНДА ИЖТИМОЙ ҲАЁТНИ ИСЛОҲ ҚИЛИШ ЖАРАЁНЛАРИДА СОЦИОЛОГИК ТАДҚИҚОТЛАРГА БЎЛГАН ЭҲТИЁЖНИНГ ОШИБ БОРИШИ

Эшонкулова Н.А., НДКИ «Ижтимоий гуманитар фанлар» кафедраси катта ўқитувчиси; Юсупова Ф.З., НДКИ «Ижтимоий гуманитар фанлар» кафедраси катта ўқитувчиси

Социология - шахс, гуруҳ, жамоа, ижтимоий тузилмаларнинг шаклланиши ва ривожланиш қонуниятлари ҳақидаги фандир, яъни у жамият тараққиётининг ижтимоий ўзига хослигини ўрганади. Бу ҳолатни қайд қилишнинг ўта муҳимлиги шундаки, жамият ривожини ва унга мувофиқ жамиятдаги муносабатларнинг иқтисодий, сиёсий, ғоявий ўзига хослиги ҳам мавжуд [1]. Шу жиҳатдан айтиб ўтиш лозимки, социологиянинг ривожланиши мавжуд жамиятда фаннинг тутган ўрнига, маълум даражада сиёсий ва иқтисодий вазиятга, жамиятдаги бошқариш сиёсатига, кадрларга оид ва молиявий сиёсатга боғлиқ бўлади.

Мустақил Ўзбекистоннинг келгусидаги ижтимоий тараққиёт йўналишини ўрганишда кўп жиҳатдан социологик тадқиқотлар ўтказишнинг аҳамиятини инобатга олиб, бу тадқиқотларнинг назарий хулосаларини умумлаштирган ҳолда мамлакат ички сиёсатининг йўналишини белгилашда фойдаланиш муҳим масалалардан бирига айланмоқда.

Айни дамда Ўзбекистондаги ижтимоий ҳаётни ислоҳ қилиш ва демократлаштириш жараёнининг муваффақиятли кечишини назарий жиҳатдан таъминлаш, социологиянинг бугунги кундаги муҳим вазифасидир.

Жамиятни ҳар томонлама мукамал ислоҳ қилиш ва ривожлантириш жараёнида социология барча объектив ва субъектив томонларни ҳисобга олган ҳолда, олдинга қўйилган мақсадга эришиш ва масалаларни ечишнинг усуллари ишлаб чиқмоғи лозим. Социологик тадқиқот натижалари асосидаги илмий хулосалар - фаолиятни амалга ошириш борасида амалий кўрсатмалар ишлаб чиқиб, муносабатларни, жамоани ва ишлаб чиқаришни бошқаришнинг самарали усуллари беради.

Жамиятимизда ижтимоий муносабатлар муаммолари жаҳон илмий тафаккурининг ҳар хил йўналишлари натижалари асосида тадқиқ қилинаётганлигини алоҳида таъкидлаш жоиздир. Бу муаммоларни янги, юқори, илмий даражада тадқиқ қилиш имкониятлари вужудга келди.

Жамият ҳақидаги назарияларнинг кейинги ривожини шуни кўрсатмоқдаки, келажакда бир неча рақобатлашадиган альтернатив умумий назариялар (айнан соҳавий эмас, умумий) вужудга келиши ва шаклланишини кутиш мумкин.

Улар:

- замонавий умумжаҳон социология ютуқлари асосида;
- ватанимизда ўз методология ва мантиқига эга социология фани ютуқлари базасида;
- кўплаб фундаментал назарий тадқиқотлар негизида;
- махсус ташкил этилган назарий-методологик йўналишга эга бўлган эмпирик социологик тадқиқотлар хулосаларига таянган ҳолда ва, ниҳоят, замонавий ишонарли статистик маълумотлардан фойдаланиш базасида яратилмоқда.

Ижтимоий тараққиёт, жамият ҳаётини ислоҳ қилиш ва демократлаштириш жараёнининг муваффақиятли кечиши жамиятнинг асосий субъекти ва ҳаракатлантирувчи кучи бўлган одамлар ҳаёти хилма – хил фаолияти ва ижтимоий ҳаракати билан боғлиқдир. Шундай экан, энг муҳими индивид, шахс, катта - кичик ижтимоий гуруҳлар (оила, жамоа, уюшмалар..) фаолияти ва уларнинг ҳаракатчанлик даражасини ўрганишидир.

Социология жамият ва ундаги мавжуд ижтимоий - иқтисодий тенгсизликнинг асосий сабабларини ҳам тушунтириб беради. Реал ҳаётда тенгликка эришиб бўлмаслигини, яъни бу хом-хаёллигини таъкидлайди. Карл Поппер таъкидлаганидек, коммунизм ўзи яратган ғоя, назария, мафкуранинг қурбони бўлганлигининг сабаби ҳам худди ана шунда эди.

Тарих ижтимоий фарқларсиз ижтимоий тараққиёт бўлмаслигини кўрсатмоқда. Худди ана шу фарқларгина одамлардаги мавжуд ички энергияни ҳаракатга келтиради. Бу ҳаракат эса ўз навбатида ижтимоий фарқларни камайтиради. Демак, ижтимоий фарқлар одамлардаги мавжуд табиий қобилият, имкониятларни ҳаракатга келтирувчи муҳим омилдир [2].

Айни пайтда мамлакатимизда бозор ислохотларини либераллаштириш ва чуқурлаштириш жараёнида одамлардаги мавжуд табиий қобилият, имкониятларни юзага чиқариш, бундан жамиятнинг ижтимоий-иқтисодий фаровонлигига эришиш йўлида самарали фойдаланиш муҳим масалалардан биридир. Бу борада амалга оширилаётган хусусий мулкчиликни ривожлантириш, тадбиркорликка янада кўпроқ эркинлик бериш, кичик бизнес ва хусусий

тадбиркорликнинг иқтисодийдаги роли ва улушини ошириш билан боғлиқ ижтимоий ўзгаришлар, янги вужудга келган ижтимоий гуруҳлар ва муносабатларни илмий жиҳатдан ўрганиш заруриятидан келиб чиқиб махсус социологик назариялар орасида қуйидагиларга диққат қаратилмоғи лозим:

1. Жамият стратификацион тизимининг кескин ўзгариши, гоҳида эски ижтимоий гуруҳларнинг кутилмаганда бўлиниб кетиши ва йўқ бўлиши (масалан, хукмрон элита партияси) ва янгиларининг (масалан, ўрта синф) пайдо бўлиши ва шаклланиши билан боғлиқ бўлган ижтимоий стратификация назариялари. Янги концепциядан фойдаланилади, бу назарияларнинг категориал қилиплари қайта кўрилади, илмий ўзгаришларда янги тушунчалар ҳосил бўлади: элита ва омма, камбағал ва бойлар, ишчилар ва ишсизлар.

2. Ижтимоий ўзгаришлар назариялари, хусусан, жамият ҳаётининг барча соҳаларида туб ўзгартиришлар билан боғлиқ модернизация назариялари.

3. Жамиятда сиёсий, иқтисодий ва этник вазиятлар билан боғлиқ ижтимоий конфликт назариялари.

Демократик асосларда барпо этилаётган ўзбек жамиятидаги ўзига хос ижтимоий муаммолар, ижтимоий тизим элементлари, ижтимоий ҳодиса ва жараёнлари орасида бугунги кунда ва яқин йилларда қуйидагиларни тадқиқ этиш муҳимроқ:

-ўзбек менталитетининг ўзига хослиги (тадқиқотлар маданиятшунослар билан биргаликда олиб борилади);

-бозор муносабатларига ўтиш, аҳоли бандлиги муаммолари, мулкчиликнинг турлича шакллари шаклланишининг ижтимоий оқибатлари (тадқиқотлар иқтисодчилар билан биргаликда олиб борилади);

-миллий-давлат тузими, фуқаролик жамияти ва ҳуқуқий давлат шаклланиши, ижтимоий ҳимоя ва ижтимоий кафиллик муаммолари (тадқиқотлар ҳуқуқшунослар билан биргаликда олиб борилади);

-сиёсий ҳокимият, сиёсий институт ва партиялар фаолияти, жамият ва давлат ўртасидаги муносабат (тадқиқотлар сиёсатшунослар билан биргаликда олиб борилади);

-миллатлараро (этник) ўзаро таъсир, янги миллий элиталар ва миллий ғоялар шаклланиши (тадқиқотлар этнографлар билан биргаликда олиб борилади);

-турли конфессиялар, айниқса исломий – унинг таъсири сезиларли тарзда ўсиши сабабли (тадқиқотлар диншунослар билан биргаликда олиб борилади).

Ҳар доимгидек жамиятда ижтимоий вазиятга аҳамиятли таъсир ўтказувчи омиллар алоҳида қизиқиш уйғотади, булар: жамоатчилик фикри, кадриятлар, турли ижтимоий гуруҳ манфаатлари кабилардир.

Ўзбекистон аҳолисининг 65%дан ортиғини ёшлар ташкил этишини инобатга олсак, социологларнинг

жиддий эътибори объекти ёшлар бўлиб қолади. Ёшлар, талабаларни қўшган ҳолда, - энг ҳаракатчан (мобил), фаол ва ижтимоий аҳамиятга эга бўлган гуруҳдир. У ўзида келажак ривожининг ҳамма қарама-қаршиликлари ва тенденцияларини камраб олган, жамиятнинг ўзига хос кўзгуси ҳисобланади.

Бундан ташқари, социологлар тадқиқотларида муҳим ўрин эгаллайдиган бошқа ижтимоий гуруҳлар – бу ҳарбийлар ва тадбиркорлардир.

Агар социологик билим тизими уч ўлчамда тузилса:

1) фундаментал ва амалий тадқиқотлар;

2) билимнинг назарий ва эмпирик даражалари;

3) умумий ва соҳавий социология, унда ҳозирги вақтда яққол устунлик (илмий кадрлар, материал ва моддий ресурсларнинг аксарият қисми) амалий йўналишга ва қуйидаги соҳавий мавзуларга эга бўлган: иқтисодий социологияси, сиёсат социологияси, ҳуқуқ социологияси ва бошқалар эмпирик тадқиқотларга тегишлидир. Келгусида эса, социологик парадигма ўзгариши, социология предметининг аниқланиши (чегараланиши), амалий тадқиқотлар сифатининг фундаментал тадқиқотларга боғлиқ фактини англаш, кадрларга оид ва молиявий сиёсатнинг янада такомиллашиб бориши, бошқа омиллар таъсирида фундаментал ва амалий социология ўртасида «мувозанат» бошланади. Эмпирик социологик тадқиқотлар ўз йўналиши бўйича юқори балансга эга бўлади, фундаментал, назарий, умумий социология муаммолари ечимига, амалий социология муаммолари ечимига сарфланган воситалардан кам бўлмаган воситалар сарфланади [3].

Ижтимоий тадқиқотлар услублари ва услубиётга келсак, ҳаракатлар ўсиши кузатилмоқда, шунингдек социологик тадқиқотларни мониторинг режимида ўтказишга имкон берадиган интервьюерлар тармоқлари (сетлари) тузилишини кутмоқ лозим. Таҳлилнинг сифатли услублари, компьютерли контент-анализ, компьютер ёрдамида интервью кенг омалаштирилади.

Ўзбекистон бўйича танлаб-танлаб олинган тадқиқотлар қаторида ишончли регионал изланишлар кенг омалаштирилмоқда. Сўровномалар қаторида эгилувчан услублар кўпроқ қўлланилмоқда: чуқурлаштирилган интервью, суҳбат ва бошқалар. Шунингдек махсус услубий изланишларнинг кенг тарқалишини кутиш мумкин.

Хулоса қилиб шуни айтишимиз мумкинки, ижтимоий тараққиётнинг олий мақсади шахснинг ҳар томонлама камол топиши учун хизмат қиладиган муносабатларни яратишдан иборат. Кишиларнинг давлат сиёсати, мавжуд сиёсий режимга муносабати, моддий турмуш даражаси, кайфияти, интилишлари ва шу каби муносабатларни социологик тадқиқ қилиш орқалигина мамлакатдаги мавжуд ижтимоий-сиёсий ҳолатни юзага чиқариш мумкин. Фақат тўлақонли демократик тузумдагина мавжуд

сиёсий кучларнинг фикрлар хилма-хиллигига йўл қўйилади.

Ўзбекистон Президенти Ислон Каримов 1997 йил «Баркамол авлод – Ўзбекистон тараққиётининг пойдевори» маърузасида «Олий ўқув юртларининг дипломи билан ҳаётга кираётганларнинг ишни ташкил қилиш, маркетинг ва менежмент, бошқарув, ижтимоий психология ва социология каби фанларда заиф томонлари алоҳида эътибор талаб қилади» деб таъкидлаган эди [4].

Ҳақиқатдан ҳам социологик кузатиш, мушоҳада қилиш маданияти танкидий тафаккур тарзи, эркин фикр мулоҳазасига эга бўлмасдан тўлақонли мутахассис ёки раҳбар ходим бўлиш қийиндир.

Бугунги кунда Ўзбекистон Республикасининг ривожланиш имкониятларини социология фани

доирасида таҳлил қилиш, ўрганиш ва олинган илмий назарий хулосалардан амалиётда фойдаланишга бўлган интилишнинг янада кучаяётганлигини таъкидлашимиз мумкин. Буни биз республикамызда социология фанини янада ривожлантиришга катта аҳамият берилиб, барча олий ўқув юртларининг турли мутахассисликлари учун ўрганилиши шарт бўлган фан даражасига кўтарилганлиги, Республика «Ижтимоий фикр» ларни ўрганиш маркази ва унинг вилоятлардаги шахобчалари орқали социологик тадқиқот ишлари кенг кўламда амалга оширилиб, ўзининг ижобий натижаларига эга бўлаётганлиги, ҳатто бундай тадқиқотларнинг жамиятнинг деярли барча жабҳаларида ўтказилаётганлиги ва унинг натижалари ижтимоий жараёнларга бевосита таъсир ўтказаётганлигида кўришимиз мумкин.

Фойдаланилган адабиётлар:

1. Шафранов Г.Ф. -Куцев «Социология» Учебное пособие. Тюмен 2005г
2. Нормуродов Б.. Социологиянинг фан сифатида ролининг ошиб бориши. Илмий мақолалар тўплами. Самарқанд, СамДУ, 2006.- 15-б
3. Социология. Основы общей теории: Учебник для вузов/Отв. ред. академик РАН Осипов Г.В., действительный член РАН Москвичев Л.Н. - М.:Норма, 2005.
4. Ислон Каримов. «Баркамол авлод –Ўзбекистон тараққётининг пойдевори». Тошкент. 1997.

УДК 378:001.891

© Равшанов М.Р., Турсунов А.Р., Ганиев Н.У. 2012 г.

ПРОЦЕССЫ РЕФОРМИРОВАНИЯ СИСТЕМЫ ОБРАЗОВАНИЯ НА СОВРЕМЕННОМ ЭТАПЕ

Равшанов М.Р., доцент кафедры «Узбекский и иностранные языки» НГГИ; **Турсунов А.Р.**, ст. преподаватель кафедры «Узбекский и иностранные языки» НГГИ; **Ганиев Н.У.**, преподаватель кафедры «Узбекский и иностранные языки» НГГИ

Реформирование экономической, социальной и многих других сфер жизни современного общества не могут не повлечь за собой необходимость реформирования системы образования. Специалисты всех уровней и профильных направлений, подготовка которых осуществляется образовательными учреждениями, должны быть готовы к эффективной профессиональной деятельности, необходимой обществу на данном этапе его развития. Неслучайно с каждым годом появляется все больше исследований, нормативных документов, программ и проектов, предусматривающих достаточно существенные преобразования, касающиеся отечественной системы образования. В этой связи можно отметить переход на многоступенчатую подготовку студентов в вузах, внедрение рейтинговой системы, изменение образовательных стандартов, появление большого количества новых учебников и пособий, инноваций в содержании, методах и формах обучения [1-2].

Практически все проводимые реформы и преобразования, касающиеся, в частности, системы высшего

профессионально образования, так или иначе, обуславливают потребность в совершенствовании информационного обеспечения процессов подготовки специалистов. Информация, средства ее хранения, обработки и представления, а также подходы к обучению и воспитанию с использованием новейших информационных технологий занимают одно из ключевых мест во многих научных исследованиях и государственных программах. В «Концепции модернизации образования на период до 2016 г.» отмечается, что запросы развития экономики и социальной сферы, науки, техники, технологий выступают в качестве основного фактора обновления профессионального образования. Очевидно, что такие запросы делают актуальными проблемы эффективной информатизации системы высшего профессионального образования.

Практически во всех современных исследованиях отмечается, что стоявшие ранее проблемы организационного характера, связанные с обеспечением вузов компьютерной техникой и качественным доступом к

телекоммуникационным сетям, остаются актуальными, но постепенно отходят на второй план. Основное внимание сейчас должно уделяться проблемам реального повышения эффективности подготовки специалистов в условиях использования информационных технологий, выявлению потребностей системы образования в информатизации, созданию качественных электронных ресурсов с содержательным наполнением, адекватным особенностям методических систем обучения отдельным дисциплинам. Наряду с этим существенными являются и задачи выработки соответствующих профессиональных качеств у педагогов, а также проблемы системной информатизации различных областей деятельности современного высшего учебного заведения.

Все отмеченное в полной мере можно отнести и к специфике подготовки студентов в педагогических вузах страны. Очевидно, что современный учитель после окончания технического вуза в своей профессиональной деятельности непременно столкнется с информационными технологиями. Это будет необходимо ему не только для повышения эффективности собственной работы, но и для воспитания членов общества, обладающих необходимым уровнем информационной культуры, способных ориентироваться в технологиях, которые общество берет на вооружение в процессе информатизации. Технический вуз должен не только познакомить студентов с современными информационными технологиями, но и привить будущим специалистам все необходимые качества, которые позволили бы осуществлять профессиональную деятельность, эффективно используя технологии и средства информатизации. О возможности подобной подготовки студентов в вузе свидетельствует и опыт работы нашего института. При этом от системности и адекватности применения информационных технологий в вузах напрямую зависит и качество соответствующей подготовки специалистов. В этой связи проблемам комплексной информатизации технических вузов должно уделяться первостепенное значение.

Нельзя не отметить, что с каждым годом внедрение информационных технологий в систему технического образования становится все более масштабным. При этом в ходе информатизации в технических вузах разрабатывается большое число информационных ресурсов, значимых для всей системы образования. В электронную форму переведено большинство используемых на практике учебных, научных и методических разработок. Научно-педагогические кадры применяют средства обучения, созданные с учетом возможностей и преимуществ компьютерной техники. Информатизация дает толчок для дальнейшего развития относительно новых форм образовательной деятельности, таких как дистанционное образование, технологии которого постепенно проникают в систему подготовки специалистов.

Существенный эффект при формировании и эксплуатации учебной компоненты информационной

образовательной среды технического вуза может дать использование модульного принципа построения такой компоненты. Модули, входящие в состав учебной компоненты могут представлять собой совокупность нескольких информационных ресурсов, технических и методических руководств и рекомендаций, объединяемых по содержательному, технологическому или методическому принципам. Возрастает роль интеграции информационных ресурсов в рамках учебной компоненты среды, их унификации с однотипными ресурсами, используемыми при обучении, интеграции ресурсов учебной компоненты среды с ресурсами, средствами и системами, входящими в состав других компонент среды, обеспечивая максимальную унификацию на информационном, интерфейсном, техническом и технологическом уровнях.

В настоящее время вопросам качества подготовки специалистов в вузах и, в частности, подготовке технических кадров уделяется все большее внимание. Это порождает новые требования к трактовке и оцениванию качества обучения, связанные с внедрением компетентностного подхода, изучение показателей востребованности выпускников вузов, изменения системы аттестации и аккредитации учебных заведений. Неслучайно разработка и использование средств информатизации учебного процесса тесно связаны с технологиями и средствами измерения, контроля и оценки результатов обучения.

Вопросы педагогических и технологических изменений тесно связаны с учебной деятельностью вуза, а системы педагогических измерений, как правило, являются составной частью информационных ресурсов, входящих в учебную компоненту среды. Вместе с тем, существует ряд аспектов автоматизации измерения, оценки и контроля уровня обученности, говорящих в пользу выделения соответствующих компьютерных средств в самостоятельную компоненту среды. Кроме того, любому современному техническому вузу характерна компьютеризация педагогических измерений, проводимых в рамках промежуточной аттестации студентов, при приеме в магистратуру и аспирантуру, что также практически не имеет отношения к учебной компоненте среды. С другой стороны, очевидно, средства измерений и контроля должны являться полноправными членами множества ресурсов информационной образовательной среды технического вуза.

Формирование системы оценки качества образования в техническом вузе основывается на положении о том, что главным критерием качества образования выступает степень удовлетворенности потребностей личности и общества. Множественность запросов к образованию разных социальных, профессиональных групп, отдельных личностей порождает многообразие целей, стоящих перед системой образования, и, в частности, конкретизирует цели подготовки специалистов в вузах. Очевидно, что качество подготовки специалистов в вузах существенно зависит и от

условий, в которых осуществляется обучение студентов и их деятельность на практике.

Создание контрольно-измерительной компоненты влечет за собой появление инструмента вузовского мониторинга и прогнозирования, который может обеспечить преподавателей и администрацию объективной и оперативной информацией об уровне усвоения будущими специалистами обязательного учебного материала. В рамках использования соответствующих информационных ресурсов возможно проведение оперативного, текущего, рубежного и итогового контроля.

Рассмотрение тестовых технологий не умаляет значимости других технологий, методов и форм педагоги-

ческих измерений, как в рамках организации учебного процесса, так и создания и реализации основ формирования информационных образовательных сред. Тестовые задания должны отвечать системе специфических требований, в которую входят требования предметной чистоты содержания, определенности, однозначности, простоты, надежности, правильности формы, локальной независимости, технологичности и эффективности. Использование обучающего потенциала тестовых заданий может стать одним из эффективных направлений в практической реализации принципа единства и взаимосвязи обучения и контроля, столь существенно с точки зрения унификации разрозненных информационных ресурсов.

Список литературы:

1. Гришанова И.А. Дидактическая концепция формирования коммуникативной успешности. М.: 2010.
2. Равшанов М. и др. Интегративная технология в обучении иностранным языкам. // Лингвистика и межкультурная коммуникация. НГГИ. 2012. // <http://window.edu.ru/window/library>

УДК 377.3:621.941

© Туйбойов О.В., Жураев Н.Н. 2012 г.

МАШИНАСОЗЛИК ТЕХНОЛОГИЯСИ МУТАХАССИСЛИК ФАНЛАРИДАН ЭЛЕКТРОН ТЕСТЛАР ТЎПЛАМИНИ ЯРАТИШ

Туйбойов О.В., НДКИ «Машинасозлик технологияси» кафедра ассистенти; Жураев Н.Н., НДКИ «Машинасозлик технологияси» кафедра ассистенти

Бизга маълумки тест бу мавжуд ўқув қўлланмалардаги ва дарсликлардаги маълумотларни фаннинг негизи бўлган тушунчаларини бир жойга жамлаб, сўнгра уларни мантиқан чалкаштириш йўли билан бир қанча вариантларини келтириб, талабалар ёки мутахассисларнинг билимини тўғри баҳолаш мақсадида яратилган савол ва жавоблар мажмуидир [1].

Бугунги кунда барча хужжатлар электрон кўринишда ахборот воситалари ёрдамида нашр қилиниши барчага маълум, шунингдек таълим соҳасининг барча йўналишларида ўқув қўлланмалар, дарсликлар электрон кўринишга ўтирилган, лекин уларнинг ҳаммаси ҳам дастурларлар ёрдамида доимий электрон дарслик шаклига келтирилмаган.

Доимий электрон дарсликлар ўзгартириб бўлмайдиган .exe файл кўринишида яратилади ва ўз таркибида мундарижа, меню, овоз редактори, видео, аудио, мултимедиа, 2D, 3D солид объектлари, расмлар, чизмалар, анимациялар, жадваллар, графиклар, тестлар, назорат учун саволлар, таянч иборалар, фойдали манбалар, амалий машғулотлар, тажриба ишлари, адабиётлар, интернет саҳифаларини ўз ичига олади. «Машинасозлик технологияси

асослари» фанидан ўзбек тилидаги нашр қилинган китоб электрон дарслик шаклига «Flash» дастури ёрдамида келтирилди. Ушбу мутахассислик фани «Машинасозлик технологияси, жихозлари ва машинасозлик ишлаб чиқаришларини автоматлаштириш» йўналишининг асосий мутахассислик фани ҳисобланганлиги учун ўзбек ва рус тилларида электрон дарслик яратилди.

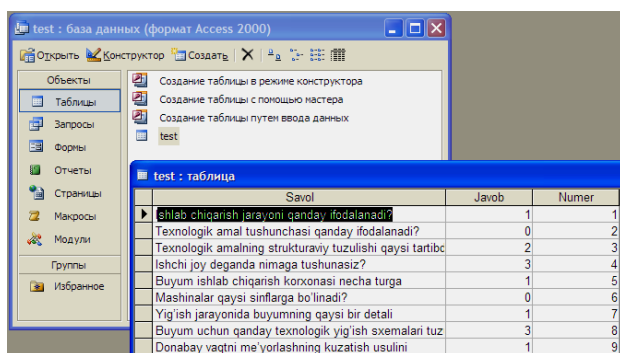
Электрон дарсликдан ўрин олган ҳар бир мавзудан кейин таянч иборалар, назорат учун саволлар ва ушбу мавзу юзасидан тузилган электрон тест ўрин олган.

Электрон тест Борланд компанияси томонидан яратилган Делфи 7 дастурлаш тили ёрдамида яратилади. Биз одатда фойдаланадиган барча дастурларимиз дастурлаш тиллари ёрдамида яратилади.

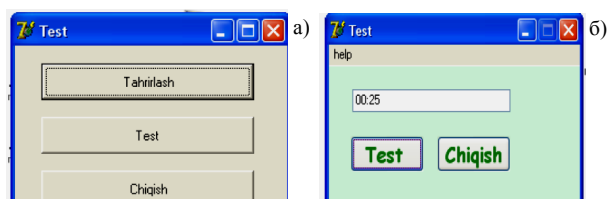
Делфи 7 дастурлаш тили ёрдамида биз дастурланган фойдаланувчилар ойнасини яратамиз.

Машинасозлик технологияси мутахассислик фанларидан яратиладиган электрон тест кетма-кетлиги қуйидагича:

1. Борланд Делфи 7 дастурини ишга туширамыз.
2. Microsoft Access Office 2003 дастурини ишга



1-расм. Microsoft Access Office 2003 дастурининг ичига туширилган тест саволлари ва жавоблар, тест вариантлари



2-расм. Тахрирлаш - тест яратилгунга қадар ўзгартиришлар киритиш ойнаси (а), фойдаланувчилар ойнаси (б)

туширамыз.

3. Борланд Делфи 7 дастурлаш тили билан Microsoft Access Office 2003 дастурини боғлаб, маълумотлар базасини киритамиз.

4. Microsoft Access Office 2003 дастурининг ичида жадвал яратиш саволларни ёзиб чиқамиз 1-расм.

5. Ҳар бир саволда тўрттадан жавоб бор (а,б,с,д), лекин улардан қайси жавоб тўғри бўлса а-1, б-2, с-3, д-4 рақамларидан бири саволнинг тўғрисида жадвал ичига ёзиб қўйилади.

6. Борланд Делфи 7 дастурида ушбу кетма-кетликни бажарамиз:

Борланд Делфи 7 дастурининг файл бўлимидан кириб кейин формга ўтамыз (форм-бу форма) бизга форма учун ойна ажратилади биз эса формага ўлчам ташқи кўриниш берамыз, тест, чиқиш, тахрирлаш, ок, инкор, кириш, орқага, кейинги деб номланувчи командалар учун тугмалар танлаб уларни жойлаштирамиз ва тест ойнасини ҳосил қиламыз. (2-расм). Дастур ичида Проект яъни янги проект устида иш олиб борилади ва .exe, .drg, .pas, .dfm, .ldb, .ddp, .dsu, .res, .dof, .sfg шаклларида сақлаб сўнгра проект ниҳоясига етказилади.

Ушбу электрон тест оддийгина компьютерларда

яратилган тестлар, масалан: Паскал тили ёки оддий дастурларлашган тестлардан умуман фарқ қилади, яъни Делфи 7 дастурлаш тили киритилган маълумотлар базаси, тестлар тўпламини 50 та деб олсак, ҳар бирида а, б, с, д, 4 тадан жавоб жами 200, шулардан 50 та тўғри жавоб бор.

Тест олдинги тузилган тизимларда доимий ўзгармас яъни жавоби кўрсатилган савол доимий такрорланувчи ва тўғри жавобнинг ўрни алмашмасдан, кетма-кетликни ўзгартирмасдан такрорий намоиш бўларди.

Дастурлаш тилининг имкониятларидан фойдаланиб тўғри жавобни олдин дастур а) жавобда кўрсатса янги фойдаланувчи учун ойна очилганда тест жавоби а) б), с), д) жавобга дастурнинг эҳтимоллик даражаси асосида алмашилиб туради. эҳтимоллик даражаси 0,1...1 гача бўлиб, қанча кам миқдор танланса у шунча такрорланмасдан келади.

Жами 50 та саволга 1 дақиқадан 50 минут берилганида, 50 минутдан олдин бажарилган ҳолатларда натижани билиш учун тугаллаш тугмаси босилади, тест ишлашда улгурилмаган ҳолатда эса вақт тугаши билан тест автоматик равишда тўғри ва нотўғри жавобларнинг сонини кўрсатади, тўплаган баллари умумий рейтинг 100 баллик тизимида баҳоланади.

Тест учун дастур тузилаётганда эҳтимоллик даражаси 1 га тенг қилиб қабул қилинса, ҳар бир марта янги очилган ойнада тестлар тўпламининг жавоблари 50 мартадан а), б), с), д) ўринларга 2000 марта алмашади ва 2001 чи фойдаланувчига биринчи фойдаланувчининг тестлар тўплами ва ниҳоят такрорланади.

Аммо 100 000 фойдаланувчиларни тест синовларидан ўтказиш керак ҳолатларда саволлар (вариантлар) сонини кўпайтирсак, уларнинг ўзига ҳам алоҳида эҳтимоллик даражасини белгиласак, масалан: 0,1 эҳтимоллик даражасини танласак 5 000 000 мартабадан кейин такрорланиш ҳолати кузатилиши мумкин, қисқа қилиб айтганда тест адолат мезони талабларини тўлиқ бажарилишига эришилади.

Ушбу тест жуда катта салоҳиятга эга маълумотлар базаси бўлиб, унда доимий фойдаланиш, тузувчилар ҳақида маълумот олиш, ўз-ўзини баҳолаш, таълим тизимида йирик синовлар ўтказиш, электрон дарсликларни ичига жойлаштириш, масофадан туриб ўқитиш тизимида қўллаш, ҳажмини кичик қилиб сақлаб қўйиш, фойдаланувчилар юклаб олиб фойдаланишлари учун интернет саҳифаларига жойлаштириш имкониятларини беради.

Фойдаланилган адабиётлар:

1. Борланд компаниясининг Делфи 7 дастурлаш тили ҳақидаги II – томли «Делфи с глазами хакера» китоби Петр 2009 йил.

МАШИНАСОЗЛИК ТЕХНОЛОГИЯСИ МУТАХАССИСЛИК ФАНЛАРИДАН ЭЛЕКТРОН ДАРСЛИКЛАР ЯРАТИШ

Туйбойов О.В., НДКИ «Машинасозлик технологияси» кафедра ассистенти; Нормуродов А.А., НДКИ «Машинасозлик технологияси» кафедра ассистенти

Электрон дарслик бу мавжуд ўқув қўлланмаларни, дарсликларнинг ундан фойдаланувчиларига қулайлик яратиш мақсадида махсус дастурий воситалар (дастурлаш тиллари) ёрдамида ихчам электрон ҳолатга келтирилган мультимедиялар тўплами ёки маълумотлар базасидир. Электрон дарслик тайёрлашда такдим этилаётган маълумотлар ундан фойдаланувчиларга қулай, қизиқарли ва керакли бўлиши аҳамиятлидир. «Кадрлар тайёрлаш миллий дастури» тўлиқ амалга ошишдан кўзланган мақсадларни инобатга олсак, бугунги кунга келиб ўқитиш тизимларининг ҳар бир йўналишида ахборот технологияларидан фойдаланиш зарурати алоҳида долзарблик касб этаётганини сезиш қийин эмас.

«Машинасозлик технологияси, жиҳозлари ва машинасозлик ишлаб чиқаришларини автоматлаштириш» кафедрасининг барча техника фанларидан электрон дарсликлар яратиш ва янги ўқитиш методикасини ишлаб чиқиш мақсадида бир қанча дастурлар пакетидан фойдаланамиз. «Машинасозлик технологияси асослари» фанидан электрон дарслик яратилди ушбу электрон дарсликни яратишда асосан унинг фойдаланувчига қулайликлари билан кўпроқ эътибор қаратилганлиги сабабли шунга қадар бўлган электрон дарсликлардан биров фарқ қиладиган интерфейс структураси ва дизайни ҳосил бўлди.

Flash project турида тайёрланган электрон дарсликларга кирувчи ушбу яратилган электрон дарслик олдингиларидан фарқи мавзуларни баён қилиш кўпроқ презентацияга ўхшаб кетади, матнлар овозлаштирилган, чизмалар (анимация) эса ҳаракатланади. Мундарижадан ташқари асосий матнни эркин бошқариш учун қисмларни ҳар бир саҳифада акслантириб турувчи ва актив қисмни алоҳида кўрсатувчи меню тузилди. Текстларни бир хил мавзуга тааллуқли бўлганларини эса олдинги Flash электрон дарсликларидан фарқли ўлароқ битта саҳифага жойлаштирилиб, текстнинг چاپ томонида тепага ва пастга тушиб чиқишини таъминловчи «Scroll bar» актив кнопкасидан фойдаланилди. Овозли қисмларида эса «Media controller» актив кнопкаси амалда қўлланилди. Audio файлларни Flash projektra киритишда асосан битта кнопкага киритилган бўлса ушбу projektда овозни бошқаришда ихтиёрий жойидан бошлаб ва суртиш имконияти мавжуд бўлади.

Мультимедия анимацияларини тасвирлашда 2D чизмалар ва 3D фазовий каттиқ jismlar, уларнинг анимациялари жойлаштирилди, анимациялаштиришда янги усуллар унумли қўлланилди. Бошқа дастурларда тайёрланган анимацияларни импорт қилиб ишлатишдан ҳам кенг фойдаланиш имкони туғилди.

Электрон дарсликни яратишда асосан қўлланиладиган дастурлаш тиллари бўлиб «Action script» дастурлаш тили ёки Adobe компаниясининг «Flash» дастуридан фойдаланилди. Кўпинча дастурлаш тилларини ўрганиш ва уни амалда қўллаш бир қанча қийинчиликларни ва мураккабликларни келтириб чиқаради. Шу сабабли дастурлаш тилидан иложи борича кам фойдаланган ҳолда кўпроқ қулайликка эга электрон дарслик яратишни ишлаб чиқамиз.

Асосий фойдаланиладиган Flash дастури ҳақида қисқача маълумот.

Интерфейс: Time line (вақт шкаласи) - бу билишимиз зарур бўлган жой, экран одатда юқори қисмида жойлашган бўлиб, Layer (катлам)лар ва Frame (Кадр)лардан ташкил топган. Time line панели асосан бажариладиган вазифалар шу ерда белгиланади, қолган панеллар кўпчилиги бошқа график пакетлардагига ўхшаб кетади.

Flash project ва Action script: Adobe (ёки Makromedia) Flash бу анимация, интерактив амалий қўлланма яратиш имконини берувчи дастурдир. У ёрдамида кичик мултфилмлар, интерактив откриткалар, тест, викториналар ва албатта, ўйинлар яратиш мумкин. Action script эса бу дастурга бириктирилган ва унда фойдаланиладиган (интерактивлик айна шу тил ёрдамида ҳосил қилинади) дастурлаш тилидир.

Flashda Scene (Саҳна), Layer (катлам) ва Frame (кадр) филм яратишда асосий иш жойлари ва куруллари ҳисобланади. Scene асосан бир мавзуга оид саҳнадан иккинчисига ўтишда қўлланади.

Layer бу саҳнада жойлашган катламлардир. Масалан энг орқа катламга сиз фонни қўйиш, бошқа устки layer ларга эса тасвирланувчиларни қўйишимиз мумкин. Агар Flash layerлар панелига қарасак, унда ҳар бир layerнинг ўз «frame» ига эга эканини кўришимиз мумкин. Энг биринчи layer бу энг олдинги план ҳисобланади. layerлар уч хил бўлади: оддий, mask ва guide.

Frame бу кадр. Айнан frame кетма-кетлиги анимацияни ҳосил қиладди. Framelar икки хил

бўлади: Frame ва Keyframe. Keyframe (калит фреме) нинг оддий Framедан фарқи айнан унда биз объект хусусиятларининг ўзгаришини белгилаймиз. Flash эса икки keyframe орасига оралиқ ўзгаришларни акс эттирувчи framеларни ўзи жойлаштириб беради.

Электрон дарсликлар яратувчи дастурларнинг номлари ҳар хил, лекин уларни бошқарилиш тамойиллари деярли бир хил бўлади. Уларнинг баъзилари кўшимча имкониятлари мавжудлиги ва уларда дарслик тайёрлаш қулайлиги билан фарқланади.

1. Ascon Kompas 3D V12 дастури ёрдамида 3D деталлар яратилади ва AutoDesk AutoCad дастурида мураккаб шаклдаги объектларни, 3D деталларни яратамиз дарсликларнинг кўпгина чизмалари 3D кўринишига келтирилади, анимациялашга мос қилиб қайта тайёрланди. Sony Sound Forge 8 дастури ёрдамида дарслик матнлари овозлаштирилади (W1-580 weile) микрофонида овоз редактори диспечер Realtek HD WAV форматида сақланади. Borland Delphi 7 дастурлаш тили ёрдамида дарсликлар юзасидан ҳар бир боб мавзуларини ўзлаштириш ва ўзлаштирганлигини текшириб кўриш учун автоматик баҳолаш тест саволлари ҳар бирига алоҳида ва ҳамма тест саволлари бўйича якуний баҳолаш учун алоҳида электрон тестлар яратилади ва бу электрон тестлар 25 та савол ва ҳар бири 4 баллик системада жами 100 балл билан охирида автоматик баҳолаш, электрон тест қайта ишга туширилганда вариантлар автоматик равишда эҳтимоллиги 0,7% микдорида тест ойнасига ўз навбати билан такрорланмай айланиб туришининг дастурий таъминоти ишлаб чиқилади. 3Ds max дастурида

яратилган 3D объектларни анимация қилиниш жараёнида бир-биридан деталлар фарқланиб анимация шаклига келиши учун уларга ҳар хил ранглар бериб дизайни ўзгартирилади.

«ADOBE FLASH CS5» дастури асосий дарсликни яратувчи дастур ҳисобланади. Дастур ичига матнлар киритилади, овозлар мавзулар бўйича тақсимланади, анимацион объектлар яратилади, мултимедия бўлимлари учун гиперсилка, гиперматнларни чакириб олиш учун менюлар ҳосил қилинади. Auto Run дастури ёрдамида автоматик тарзда тақдим этиладиган ишлайдиган файлларни бишлаштириш асосида электрон дарслик ойнаси яратилади. Дарсликдан машинасозликнинг технологик ва конструкторлик ихтисосликлари бўйича таълим олаётган Олий ва Ўрта Махсус Таълим Вазирлигининг бакалавриатура ва касб-хунар коллежлари талабалари учун тавсия қилиш мумкин.

2. Электрон дарсликдаги маълумотлар билан ишлашда қўлланилувчи воситалар ва дастурлар: ADOBE FLASH PROFESSIONAL CS5; AutoDesk AutoCad; 3DsMax; Sony Sound Forge; AutoRun; Borland Delphi 7; Word; Photoshop; Reader Acrobat; STDUWeaver; Access, AutoDeask Solid Works дастурлар пакети, Design Premium функциялари. (HTML/SSS3 асосидаги стандартларда) яратишда керак бўладиган асбоблар тўпламидан иборат.

Дастурлар пакети таркиби: Photoshop® CS5 Extended; Illustrator® CS5; InDesign® CS5.5; Dreamweaver® CS5.5; Flash® Professional CS5.5; Flash Catalyst CS5.5; Fireworks CS5; Acrobat® X Pro; Bridge CS5; Device Central CS5.5; Media Encoder CS5.5.

УДК 801.27;801.5.561

© Таджиева Н.В. 2012 г.

ОСОБЕННОСТИ РАЗВИТИЯ ДИАЛОГИЧЕСКОЙ РЕЧИ

Таджиева Н.В., ст. преподаватель кафедры «Узбекский и иностранные языки» НГГИ

Принцип активности студентов в процессе обучения был и остается одним из основных в дидактике. Активность студента является следствием целенаправленных управленческих педагогических воздействий и организации педагогической среды. Одной из технологий обучения, обеспечивающей активность студентов, являются диалоги. Мотивация диалогов обеспечивается элементами соревновательности, удовлетворения потребности в разговорной речи.

Феномен диалога заключается в том, что он явля-

ется одновременно и развитием, и обучением свободной речи. Диалоги в системе высшего и среднего специального профессионального образования предназначены для решения комплексных задач усвоения нового и закрепления учебного материала, развития творческих способностей. Формирование общенауч-

г (греч.

Διάλογος - первоначальное значение - разговор, беседа двух людей) в обыденном смысле - литературная или театральная форма устного или письменного об-

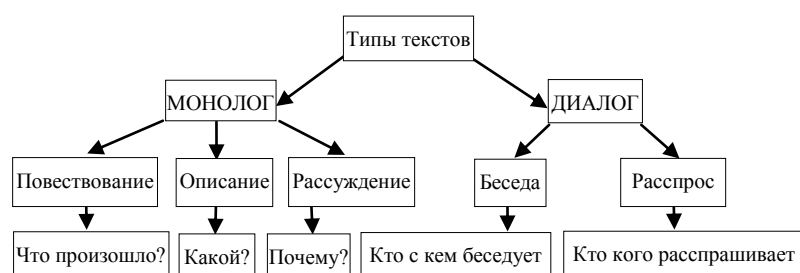


Рис. 1. Формы реализации речи в процессе общения

мена высказываниями (репликами) в разговоре между двумя и более людьми; - в философском и научных смыслах специфическая форма и организация общения; - это наиболее употребительная форма социально-речевого общения и т.д.

Речевая деятельность в плане коммуникации предполагает наличие говорящего и слушающего. Речь в процессе общения может реализоваться в двух формах: диалогической и монологической (рис. 1).

Диалогическая речь, или диалог, - это результат непосредственного общения двух людей, беседа, в которой каждый собеседник выступает то в роли говорящего, то в роли слушающего.

Одной из форм организации диалогической речи являются так называемые диалогические единства. Диалогическое единство - это объединение нескольких реплик (двух и более), связанных между собой по смыслу. Для того, чтобы составить предложение необходимо знать его виды по цели высказывания, которые бывают: повествовательные, вопросительные, побудительные и восклицательные:

- Я учусь в горном институте (повеств.).
- Когда ты поступил в институт? (вопрос.).

- Не опаздывайте на занятие! (побудит.).

- О! Как хорошо, сегодня получим стипендию! (восклиц.).

Структура диалога определяется ситуацией, и в этом плане наиболее часто встречаются следующие типы диалогических единств:

1) Вопрос - ответ:

- Что, пусто?

- Пусто, - упавшим голосом подтвердила

женщина. - Забрали всё чисто (В. Быков);

2) Приказ - реакция:

- Приготовиться к прыжку!

- Есть приготовиться к прыжку!

3) Предложение - ответ:

- Советую прочитать эту книгу: очень интересная.

- Хорошо, я читаю.

4) Просьба - ответ:

- Помогите мне, пожалуйста, перевести это предложение.

- Пожалуйста.

Реплики, входящие в состав диалогических единств, часто представляют собой неполные предложения.

Возможно использование метода: «Ролевая игра». При этом студенты самостоятельно устно по ролям составляют диалоги на любые темы. Например: «Книги. Книжный магазин».

Таким образом, диалог - это деликатный процесс ведения дискуссий и дебатов.

Диалоги развивают разговорную речь студентов и обеспечивают свободное общение в современном мире.

ЖИЗНЬ И ДЕЯТЕЛЬНОСТЬ ГЕОРГИЯ АГРИКОЛЫ, ЕГО ТРУДЫ В ОБЛАСТИ МЕТАЛЛУРГИИ

Сариев Н.Т., ст. преподаватель кафедры «Социально - гуманитарных дисциплин» НГГИ

Георгий Агрикола (первоначальное имя Георг Бауэр) родился в саксонском городе Глаухау 24 марта 1494 г. Он был выдающимся ученым и деятелем своего времени. Его деятельность связана преимущественно с Саксонией и Чехией, где он длительное время работал в городе Йохимсталь (ныне Яхимов). Изучение производства в этих наиболее развитых горнопромышленных районах Центральной Европы и посещение других районов и стран дали ему возможность создать ряд весьма ценных трудов по минералогии, геологии, горному делу и

металлургии. Ему также принадлежат работы и в области медицины.

Годы жизни и деятельности Агриколы относятся к эпохе позднего Возрождения, когда в ряде стран Европы начали складываться капиталистические отношения.

Он жил и работал в сложной политической обстановке, характерной для Германии в начале XVI века.

В 1514 г. после окончания школы Агрикола отправился в Лейпциг и поступил в университет, в

котором изучал филологию, теологию и философию.

Окончив университет и, получив ученую степень бакалавра, он возвратился в Цвиккау, где стал преподавателем городской школы. Здесь он написал первый свой труд: «Книжечка о первом и простом обучении грамматике». Вскоре он был избран ректором вновь открытой солдатской школы.

В 1522 г. Агрикола принял приглашение своего друга и учителя профессора Месселлануса и возвратился в Лейпцигский университет. Стремясь расширить свои знания, он глубоко изучал различные науки, в том числе и медицину.

После смерти Месселлануса, Агрикола в 1524 г. отправился учиться в Италию. Здесь он имел возможность встретиться со многими выдающимися деятелями эпохи позднего Возрождения. Он занимался в университетах Болоньи и Падуи – основных научных центрах страны; побывал также в Венеции, Риме, Флоренции и в других городах Италии.

Агрикола также изучает в подлинниках труды античных ученых. Его внимание привлекают и произведения мыслителей Востока. Он познакомился с трудами выдающего ученого и философа Ибн-Сина (Авиценны) и арабского ученого Джабира ибн-Хаяна (Гебера).

Агрикола был удостоен ученых степеней доктора медицины и доктора философии. В конце своего пребывания в Италии он успешно читал лекции по философии.

Надо думать, что уже в Италии Агрикола стал проявлять значительный интерес к вопросам геологии и минералогии, горного дела и металлургии. В некоторых районах страны ему удалось познакомиться с добычей полезных ископаемых и выплавкой металлов.

В 1526 г. Агрикола вернулся в Цвиккау, а затем принял приглашение занять должность городского врача в Хемнице. Интерес к горному делу и особенно к минералогии заставлял его искать место для работы непосредственно в горном районе, поэтому он переехал в 1527 г. в город Яхимов, где стал городским врачом. В то время этот город был крупнейшим горнорудным центром Европы. Здесь разрабатывались богатые месторождения серебряных, кобальтовых, медных, свинцовых и других руд.

Поселившись в Яхимове, Агрикола не только занимался врачебной практикой среди горняков, нуждавшихся в опытного врача, но и изучал геологию, минералогию, горное дело и металлургию.

Вскоре Агрикола написал в форме диалога свою первую книгу по горному делу «Берман или о горнорудном деле», изданную в 1530 г. в Базеле. Работа над этой рукописью побудила его приступить к созданию более обстоятельного руководства по горному делу и металлургии. Таким трудом явилось его основное сочинение «О горном деле и металлургии в 12 книгах», на подготовку которого

он затратил более 20 лет [1].

Развитие экономики требовало систематизации знаний и достаточно широких обобщений. Эту задачу и выполнил в области горного дела и металлургии Георгий Агрикола. У него были предшественники и современники.

Почти одновременно с «De re metallica» была написана энциклопедия металлургии и пиротехники «De la Pyrotechnica». Ее опубликовал в 1540 г. на своем родном языке итальянец Ванночо Биригуччо – прогрессивный металлург, противник алхимических заблуждений. Прямыми предшественниками Агриколы были Ганс Рудгарт, опубликовавший (1523 г.) в Яхимове книгу по рудному делу, и Себастьян Мюнстер, посвятивший главы своей книги «Космо-графия» (1544 г.) добыче и обогащению руд, а также весьма кратко и выплавке металлов. Хотя и имелись другие достойные авторы, но лишь Агрикола не только поставил, но и достаточно полно разрешил задачу, которую не пришлось выполнять его современникам и предшественникам. Ему удалось создать такую энциклопедию горного дела и металлургии, которой пользовались в течение длительного времени.

Чтобы получить необходимый материал для этой книги, он предпринимает многочисленные поездки в Тюрингию, Моравию, Силезию и другие районы горной промышленности, усиленно изучает труды своих предшественников: античных авторов, ученых Востока, сочинения средневековых алхимиков, рукописные руководства практиков-горняков.

Агрикола выдержал упорную борьбу с противниками горного дела, доказавшими якобы полную нецелесообразность добычи руд и выплавки из них металлов.

Агрикола ревностно отстаивал мысль, что горное дело полезно и необходимо человечеству. Горное дело не будет опасным, если горняки освоят правила и методы работ.

В начале XVI века в результате практической деятельности было накоплено много фактических сведений о минералах, рудах, окаменелостях, горных породах и строении земной коры.

Дальнейшее развитие горной промышленности настоятельно требовало обобщения имеющихся данных и процессов, происходящих в природе. В этом отношении большой интерес представляют труды Агриколы, в которых он сделал попытку разработать научные основы геологии и минералогии.

На основании своих геологических представлений Агрикола предложил способы поисков и разведки месторождений полезных ископаемых. Агрикола дал рекомендации для выбора места заложения рудника. От этих условий во многом зависели как себестоимость добытой руды, так и успех горного предприятия.

Он описывает способы вскрытия месторожде-

ния штольной, вертикальным шахтным стволом. В его книге освещается техника добычи полезных ископаемых, описываются устройства для подъема, вентиляции и водоотлива.

Большой интерес представляют взгляды Агриколы в области металлургии, обогащения руд и пробирного анализа.

Седьмая глава (по терминологии того времени «книга») посвящена пробирному анализу. Ее с полным основанием автор предпослал дальнейшим главам по металлургии. Включение пробирного анализа, как ведение к систематическому изложению металлургии, являлось весьма продуманным и прогрессивным шагом.

При рассмотрении способов подготовки руд к плавке («Книга восьмая»), исходя из оценки естественных форм нахождения руд, делается вывод о необходимости отделения загрязнений, встречающихся в рудах. «Книга восьмая» является блестящим историческим памятником, отражающим практику обогащения руд и россыпей, в основном золотых и оловянных. В ней автор останавливается также и на применении обогащения к продуктам металлургической плавки, например, к извлечению

на шлюзе (герде) королюков свинца и штейна из дробленого шлака.

Металлургические процессы, описанные Агриколой в «Книге девятой», охватывают преимущественно производство следующих металлов: свинца, серебра, олова, золота, железа, меди и ртути. Следует иметь в виду, что, кроме этих металлов, в книге Агриколы упоминаются как самостоятельные металлы, в отличие от прежних взглядов, висмут и сурьма.

Следует отметить весьма прогрессивные рекомендации Агриколы по сокращению потерь металлов при плавке путем пылеулавливания. В качестве таких мероприятий предложено «пристраивать камеры к печам (особенно к таким, в которых плавятся руды благородных металлов) для того, чтобы можно было уловить и сберечь более плотную часть дыма, содержащую частицы металла».

Выдающееся значение трудов Георгия Агриколы навсегда останется признанным в истории естествознания и техники. Эти труды изучались и будут изучаться горняками и металлургами, способствуя дальнейшему развитию дружественных связей между отдельными народами.

Список литературы:

1. Георгий Агрикола «О горном деле и металлургии в двенадцати книгах», Москва «Недра» 1986 г.

КИСТ АЛЕКСАНДР АЛЕКСЕЕВИЧ (к 75-летию со дня рождения)

В текущем году исполнилось 75 лет со дня рождения выдающего ученого в области аналитической химии, радиохимии, прикладной ядерной физики, экологии, заведующего лабораторией активационного анализа Института ядерной физики (ИЯФ) Академии наук Республики Узбекистан, доктора химических наук (1970 г.), профессора (1973 г.) Кисты Александра Алексеевича.

Кист А.А. родился в городе Праге, а с 1955 г. его судьба связана с Узбекистаном. С 1960 г., после окончания химического факультета Среднеазиатского государственного университета, он был направлен на работу в ИЯФ АН РУз, где 26 лет проработал в должности заместителя директора института.

Кист А.А. является руководителем научной



школы в области радиоаналитики. В период 1970-1991 гг. он координировал научно-исследовательские работы в области активационного анализа. В настоящее время он и его ученики развивают идеи созданной А.А. Кистом школы в области аналитической химии, радиохимии, экологии, медицины, технологии, контроля технологических процессов, геологии, криминалистики и других отраслей науки и техники в США, России, Казахстане, Белоруссии и Узбекистане.

Мировое признание получили его работы в области аналитической химии и экологии. В частности, в области поведения элементов в биосфере, где он не ограничивается определением общего содержания элементов, исследовал их формы миграции и пространственное распределение, что



Обсуждение проблем прикладной ядерной физики (слева направо: проф. Кист А.А., академики Флеров Г.Н. и Хабибуллаев П.К., Ташкент, 1978 г.)

позволяет лучше понимать исследуемые процессы. Он впервые исследовал количественные связи распространения химических элементов в природе и их биологическую роль в связи с фундаментальными характеристиками химических элементов.

Большое признание получили его работы в области исследования связи микроэлементов и состояния здоровья человека, в частности, определения статуса организма человека по элементному составу волос. Эти исследования получили применение и в криминалистике, при идентификации человека. На основе этих исследований были составлены картограммы территории Республики Узбекистан, найдены связи с заболеваемостью населения и загрязненностью окружающей среды.

С его участием исследован ряд фоновых районов земного шара: Антарктида, где исследовался состав ледникового керна за последнюю тысячу лет; Берингово и Черное море, где совместно с учеными США, России и Украины исследовались элементные изменения динамики трофических цепей в условиях растущего техногенного загрязнения; Памир, где была создана международная станция фоновой мониторинга, и, в частности, была проведена работа по оценке роста фоновой загрязненности региона органическими и хлорорганическими соединениями – пестицидами и ртутью Сары-Челек и Чернобыль, где была предложена и использована оригинальная методика оценки содержания радиоактивных нуклидов в организме человека по радиоактивности волос. Приаралье, где было показано нарастание загрязнения Амударьи и Сырдарьи и то, что одной из важнейших форм миграции ртути являются комплексные соединения ртути и пестицидов или продуктов их деградации, о токсичности которых практически ничего не известно; Силямае, где было показано, что групповые заболевания вызывались повышенным поступлением в организм детей соединений таллия, и др.

Большое практическое значение имеют его со-



Встреча основателя сорбционной технологии академика Ласкорина Б.Н. в ИЯФ АН РУз. (проф. Кист А.А. второй справа, Ташкент, 1985 г.)

вместные программы с Алмалыкским и Навоийским комбинатами, где созданы совместные лаборатории, внесшие существенный прогресс в развитие технологического процесса и реализацию попутного извлечения таких ценных металлов, как рений и скандий.

Он был одним из организаторов производства изотопов на предприятии «Радиопрепарат» для медицины Республики Узбекистан. В настоящее время это производство выпускает ряд меченых соединений, позволяющих, в частности, проводить около 600 тыс. диагнозов в год. Препараты экспортируются в США, Великобританию, Германию, Финляндию и другие страны.

Кист А.А. участвует в ряде международных программ (МАГАТЭ, УНТЦ, Коперник, НАТО, Интас, УНИДО и др.) в содружестве с учеными США, России, Польши, Чешской Республики, Бразилии, Перу, Швеции, Индии и многих других стран. Неоднократно привлекался МАГАТЭ в качестве эксперта.

В настоящее время Кист А.А. активно ведет работу в области радиоаналитики, медицины, экологии и горнометаллургической промышленности (разработка, внедрение и использование ядерных аналитических технологий).

Участвует в широких международных программах по повышению ядерной и радиационной безопасности Республики Узбекистан. Совместно с США ведет работу по защите ядерных материалов в ИЯФ АН РУ и защите радиоактивных материалов в ИЯФ АН РУ, Институте генетики, Институте ветеринарии (Самарканд), онкологических центрах РУз по контролю распространения ядерных и радиоактивных материалов в Центральной Азии.

Кист А.А. ведет большую общественную работу. Он является членом Межведомственного научного совета по радиохимии, заместителем председателя Научного совета Академии наук по применению методов ядерной физики в смежных облас-

тях.

В течение ряда лет был экспертом ВАК РУз. В настоящее время он является членом ряда республиканских и международных Академий наук, Ученых советов, оргкомитетов конференций, научных обществ и т.д.

Он опубликовал более 500 научных работ, в т.ч. две монографии: «Биологическая роль химических элементов и периодический закон» (Ташкент, «Фан», 1973 г.), «Феноменология биогеохимии и бионеорганической химии» (Ташкент, «Фан», 1987 г.).

Подготовил более 40 кандидатов и 9 докторов наук. В настоящее время руководит работой трех соискателей.

За многолетний труд он награжден Государственной премией имени Беруни (1983 г.), медалью «За доблестный труд», Почетным плакетом Департамента энергии США и Национальной админист-

рации ядерной безопасности США за вклад в укрепление безопасности Республики Узбекистан, Соединенных Штатов Америки и международного сообщества (2002 г.), орденом «Фидокорона хизматлари учун» (2004 г.), Международной медалью «Яна Марка Марци» Чешского спектроскопического общества и др. В 2000 г. ему присвоен титул Международный Человек Тысячелетия за вклад в развитие науки (Кембриджский биографический центр при Кембриджском Университете, Великобритания).

Научно-техническая общественность, друзья, коллеги и ученики гордятся тем, что работали и работают вместе с уникальным ученым Александром Алексеевичем, внесшим большой вклад в увеличение престижа страны на мировом уровне и желают ему крепкого здоровья и новых творческих успехов на благо прогресса и процветания Узбекистана!

АХМЕТОВ АДИБЕК АГАБЕКОВИЧ (к 60-летию со дня рождения)

16 октября 2012 г. исполняется 60 лет ученому и руководителю, учителю и наставнику, кандидату технических наук Ахметову Адилбеку Агабековичу.

В 1974 г. после окончания Ташкентского института инженеров ирригации и механизации сельского хозяйства Ахметов А.А. был направлен на работу в качестве преподавателя специальных дисциплин в Сырдарьинский техникум механизации сельского хозяйства. По совместительству работает на кафедре «Физики» Сырдарьинского педагогического института (ныне Гулистанский государственный университет) преподавателем.

В 1979 г., успешно сдав вступительные экзамены, был зачислен на очное отделение аспирантуры Среднеазиатского научно-исследовательского института механизации и электрификации сельского хозяйства – САИМЭ (ныне УзМЭИ). Будучи аспирантом, Ахметов А.А. активно повышал свой научно-технический уровень, уделяя много внимания освоению новейших современных теоретических и экспериментальных методов исследования, впер-



вые предложил технологию послонной ротационной обработки почвы, способствующей сохранению влаги при обработке почвы. Предложил рабочие органы для ее осуществления, новизна которых защищена рядом авторских свидетельств на изобретения.

В эти годы он по совместительству работает в Сырдарьинском техникуме механизации сельского хозяйства на курсах повышения квалификации и преподает дисциплину «Сельскохозяйственные машины» специалистам, прибывшим из Анголы и Мозамбика для повышения квалификации.

После окончания аспирантуры, в 1982-1984 гг., Ахметов А.А. работает заведующим отделением «Механизации сельского хозяйства» в вышеуказанном техникуме. Именно в эти годы проявляются его организаторские способности. Под его руководством преподавателями, лаборантами и механиками полностью переоборудуются кабинеты «Тракторы и автомобили», «Сельскохозяйственные машины», «Эксплуатация машинотракторного парка», «Механизация животноводства» и «Ремонт

машин». Создается кабинет «Дипломного и курсового проектирования», который по решению комиссии Министерства высшего и среднего специального образования признается «образцовым».

В эти годы им разрабатываются программы по предметам узкой специализации и методические указания по оформлению кабинета курсового и дипломного проектирования для специалистов среднего звена.

С 1984 по 1995 гг. Ахметов А.А. работает в САИМЭ сначала инженером, а затем младшим, старшим и ведущим научным сотрудником, проводит научно-исследовательские работы по созданию ресурсосберегающих почвообрабатывающих машин. В эти годы он проводит углубленные исследования по изучению физико-механических и технологических свойств почвы, развитию теории удара применительно к разрушению почвенных комков при обработке почвы и проводит исследования по созданию нового поколения комбинированных почвообрабатывающих машин и их активных и пассивных рабочих органов. Результаты этих исследований были использованы при создании универсальных почвообрабатывающих орудий ОПУ-4 и ОПУ-2,2, ротационного почвообрабатывающего орудия ОПР-2,2, почвенной фрезы НО-3,1, ротационного бесприводного орудия ОРМ-4, чизель-культиваторов ЧКО-4М и НО-3,0, фрезерных гребнеделателей ГФ-4 и ГФ-2, три из которых ОПУ-2,2, НО-3,0 и НО-3,1 прошли государственные испытания и рекомендованы к производству, а ОРМ-4 выпущено опытной партией на заводе «Наманганромах».

В промежутке 1989-1990 гг., в рамках программы «Связь науки и практики», работая в должности начальника ОГМ, прошел производственную стажировку в производственном объединении «Сырдарьяремвод».

По его инициативе в районных подразделениях объединения были созданы мобильные колонны для предотвращения наводнения в ирригационных сетях области и селевых потоков.

В 1995-1997 гг., работая сначала заместителем, а затем исполняющим обязанности директора Сырдарьинского филиала Страхового Агентства «Мадад», способствовал развитию малого и среднего бизнеса в области путем страхового обеспечения вновь созданных производственных площадей и материально-технических баз фермерских хозяйств.

В 1997-1999 гг., работая в центральном аппарате компании «Узсельхозмаш-холдинг» в управлении маркетинга и мониторинга, внес большой вклад в открытие и становление Торгово-сервисных центров компании во всех областях и в Республике Каракалпакстан. В эти годы основные поставки тракторов и сельскохозяйственных машин осуществлялись именно через разветвленные (районные и межрайонные) сети этих торгово-

сервисных центров. Одновременно он курировал работу по разработке документации и открытию лизинговой компании «Узсельхозмашлизинг».

В 2000-2002 гг., работая заместителем Председателя правления крупнейшей лизинговой компании «Узсельхозмашлизинг», а затем в 2002-2010 гг. – Председателем правления этой компании он внес большой вклад в организацию и становление региональных филиалов компании, а также в организацию и становление дочерней компании «Узмашлизинг».

Под его руководством были разработаны инструкции, методические указания и пособия, а также специальные программные продукты по ведению учета и отчетности лизинговых операций. В годы его руководства компанией было поставлено сельскому хозяйству на лизинговой основе более 14,3 тыс. тракторов, более 300 хлопкоуборочных машин и более 13,7 тыс. различных сельскохозяйственных машин-орудий.

Уставный фонд компании возрос более чем 18 раз, а капитал более чем в 10 раз. Возглавляемая им компания в 2008 г. по оценкам Рейтингового Агентства «Prime Rating Services» и Центра рыночных исследований «MRC» на Третьем ежегодном международном инвестиционном форуме награждена дипломом и признана «Ведущей лизинговой компанией». За достигнутые успехи в области лизинговой деятельности в республике Ахметов А.А. награжден почетным знаком «O'ZBEKISTON RESPUBLIKASI MUSTAQILLIGIGA 15 YIL».

С 2010 г. Ахметов А.А. является руководителем и главным научным консультантом научно-исследовательских работ, выполняемых по государственному гранту Комитета по координации развития науки и технологий при Кабинете Министров Республики Узбекистан. В рамках этих проектов под его руководством создаются новые поколения универсально-пропашных тракторов и шлейф машин к ним.

Выполненные под руководством Ахметова А.А. исследования характеризуются высоким научным уровнем, они неоднократно докладывались на республиканских и международных совещаниях, конференциях и систематически публикуются в печати.

Его научная деятельность характеризуется многогранностью, глубокой теоретической проработкой рассматриваемых вопросов, четкостью поставленных целей и наиболее рациональными путями их решения. Руководимые им исследования отличаются тесной связью научных исследований с непосредственными запросами сельскохозяйственного производства республики. Каждая разработка, выполненная под его руководством, основана на применении новых технических решений, защищенных патентами и авторскими свидетельствами на изобретения.

Ахметов А.А. является автором более 200 научных трудов, в т.ч. 3 монографий, 65 изобретений. Под его научным руководством подготовлены 6 кандидатов технических наук, которые в настоящее время работают в области высшего и среднего образования, механизации сельского хозяйства и автомобилестроения.

Адилбек Агабекович по-прежнему энергичен, требователен, и в то же время по-отечески добро-

желателен к коллегам по работе. Его многогранная жизнь ученого, педагога, руководителя и общественной деятельность – достойный пример беззаветного служения народу и науке.

Поздравляя Адилбека Агабековича Ахметова с юбилеем, научно-техническая общественность желает ему крепкого здоровья и дальнейших творческих успехов в развитии науки и плодотворной работы на благо нашей Родины!

ПЕТУХОВ ОЛЕГ ФЁДОРОВИЧ (к 60-летию со дня рождения)

Олег Фёдорович Петухов родился 12 августа 1952 г. в семье кадровых специалистов урановой промышленности. После окончания в 1975 г. физико-технического факультета Томского политехнического института по специальности инженер-химик-технолог по редким, рассеянным и радиоактивным элементам он был направлен на работу в ЦНИЛ Целинного горно-химического комбината (г. Степногорск, Казахстан). В ЦГХК он занимался разработкой технологий комплексной переработки фосфоритов, окончил аспирантуру во ВНИИ химической технологии (г. Москва), где в 1979 г. успешно защитил кандидатскую диссертацию.

За разработку и внедрение комплексной безотходной схемы переработки сырья Петухов О.Ф. в 1984 г. был удостоен звания лауреата премии Ленинского комсомола в области науки и техники. С 1987 г. Петухов О.Ф. работает в Ташкентском филиале института «Промниипроект» (ныне ГУП «O'zGEORANGMETLIT») в должности начальника лаборатории, где разрабатывает новое направление – электросорбционную технологию рекультивации почв и подземных вод, защищённую четырьмя авторскими свидетельствами.

С 2002 г. Петухов О.Ф. работает в ЦНИЛ НГМК в должности главного инженера, с марта 2012 г. – в должности начальника геотехнологической лаборатории по урану. Под его руководством и непосредственном участии проведены опробования действующих технологических схем ГМЗ-1 и ГМЗ-3, выданы конкретные рекомендации по повышению из-



влечения металлов и снижению расхода реагентов. На геотехнологических рудниках подземного выщелачивания он принимает активное участие по использованию окислителей и попутному извлечению ценных компонентов.

В области аналитического контроля под его руководством и непосредственном участии разработано, аттестовано Агентством Узстандарт и внедрено в практику лабораторий комбината 20 методик выполнения измерений, а всего за время работы их разработано и актуализировано им около 90.

Петухов О.Ф. – активный изобретатель, он автор более сорока авторских свидетельств и четырёх патентов РУз. За время работы в ЦНИЛ НГМК им самостоятельно и в соавторстве изданы две книги, опубликовано более тридцати научно-технических статей.

Помимо профессиональной деятельности, Петухов О.Ф. ведёт большую педагогическую работу: в должности доцента читает лекции в НГГИ, под его руководством подготовлено десять магистров, в настоящее время он руководит двумя соискателями.

В последние десять лет он постоянно участвует в качестве сопредседателя Государственной аттестационной комиссии НГГИ по защите магистерских диссертаций.

Сердечно поздравляя Олега Фёдоровича с юбилеем, горно-металлургическая общественность желает ему крепкого здоровья, дальнейших творческих успехов и плодотворной научной деятельности на благо Узбекистана!

БАТАНГА ШАҲАРГА ВА ОИЛАГА БАҒИШЛАНАДИ

Шопўлатов Р.М., ишлаб чиқариш бўйича ЦТВГСик бошлиғи ўринбосари

Раббим Мардиевич ўзининг меҳнат фаолиятини Шимолий кон бошқармасида 1976 йилдан бошлаган. Ишдан ажралмаган ҳолда Тошкент политехника институтини тугатган. Мактаб давридан шеърлар ёзиб келади.

Ватан

Сенга қандай қиёс берай, билмасам нетай,
Қай йўсинда муҳаббатим мен изҳор этай.
Номинг айтиб ҳайкирсам гар кўкларга етгай,
Кўклардан ҳам буюқдирсан, буюксан Ватан.

Кел яхшиси мен жимгина севаман сени,
Юрагимга жойлагайман бўйинг ва энинг.
Сени жондан севадику юртсевар элинг,
Суюклардан суюқлисан, суюксан Ватан.

Тарихингни дурларидир улуг сиймолар,
Бугун сенга тан бермоқда давру - дунёлар.
Зиёлилар таратмоқда элга зиёлар,
Илм мулкига нур берувчи чироксан Ватан.

Инсон зоти тупроғингдан яралган гўё,
Тупроғингни кўзларимга қилай тўтиё.
Жаннатмакон ўзга юртлар мен учун рўё,
Йироқ кетсам юракдаги фироқсан Ватан.

Мустақиллик қутлуг бўлсин, барҳаёт бўлсин,
Ўзбекистон эллар ичра энг обод бўлсин.
Ватан дея шаҳид кетган руҳлар шод бўлсин,
Сен Муқанна, Мангуберди - Широқсан Ватан.

Учқудук

Асов қумларни енгиб Ҳазрати Инсон,
Қизилқумда яратди гўзал бир макон.
Инсоннинг қудратига қолурсиз хайрон,
Йўлингиз тушса гар Учқудук томон.

Барханлар ортида чексизлик ётар,
Қуёш туриб, бунда кеч ботар.
Туялар йўловчига йўлни кўрсатар,
Йўлингиз тушса гар Учқудук томон.

Кўп миллат яшайди аҳил - дўст бўлиб,
Бир неча кун меҳмон бўлсангиз келиб.
Қайтасиз бир неча тилларни билиб,
Йўлингиз тушса гар Учқудук томон.

Амударё сув берса, Газли берар газ,
Яшашимиз ёмонмас, қилгудек ҳавас.

Ёзнинг иссиғига чидасангиз бас,
Йўлингиз тушса гар Учқудук томон.

Менделеев жадвалин барча маъдани,
Учқудук замини эрур Ватани.
Қудратин англрсиз Ўзбекистонни
Йўлингиз тушса гар Учқудук томон.

Келиб кўринг яхшиси, сўраб нетасиз,
Эрталаб чиқсангиз кечга етасиз,
Учқудуклик бўлиб кетасиз.
Йўлингиз тушса гар Учқудук томон.

Йигит бахти

Гўзал бўлсин асли инсон сийрати
Берилган умридир Оллоҳ неъматини.
Бўлмасада бисёр молу давлати,
Ризки рўзи кам бўлмасин йигитнинг,
Кулбасида ғам бўлмасин йигитнинг.

Йигит киши қирқ хунарни оз билар,
Не бўлмаса меҳнати ла бор қилар.
Ўзга берган насибадан ор қилар,
Насибаси кам бўлмасин йигитнинг,
Кулбасида ғам бўлмасин йигитнинг.

Асл йигит остидадир оғирни,
Оч қолсада тўйдиради сабрни.
Минг бир азоб ўртасада бағрини,
Кўзларида нам бўлмасин йигитнинг,
Кулбасида ғам бўлмасин йигитнинг.

Дўстларидир умрининг устунлари,
Фарзандларга бахш айлсин қуларин.
Ёрин сочин силаб ўтсин тунлари,
Ишқ вафоси кам бўлмасин йигитнинг,
Кулбасида ғам бўлмасин йигитнинг.

Эркак зоти хоҳ қари хоҳ ёш бўлсин,
Иродаси метин бўлсин тош бўлсин.
Рўзғорига фақат ўзи бош бўлсин,
Зуволаси хом бўлмасин йигитнинг,
Кулбасида ғам бўлмасин йигитнинг.

Йигит зоти эъзозлайди умрни,
Ҳар нарсадан устун қўяр ғурурни.
Авлодимиз буюк Амир Темурни,
Мағрур боши ҳам бўлмасин йигитнинг,
Кулбасида ғам бўлмасин йигитнинг.