

Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali 1997  
yilda asos solingan

#### Ta'sischi:

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

#### Moliyaviy qo'llab quvvatlovchilar:

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

#### Bosh muharrir:

Sanakulov K.S.

#### Bosh muharrir o'rinbosarlari:

Salomov F.I., Shemetov P.A.

#### Tahrirat kengashi:

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

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

Qayd etish guvohnomasi 2006 yil 13 dekabr  
№ 0033

Jurnalda ma'lumotlar bosilganda dalillar  
ko'rsatilishi shart

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

#### Tahrirat manzili:

210100, Navoiy shahri, Janubiy ko'chasi 27a,  
Navoiy davlat konchilik instituti  
Tel.: 8 (436) 770-2048, faks: 770-29-32  
210300, Zarafshon shahri, NKMK  
Markaziy kon boshqarmasi, Ma'muriy binosi  
Tel.: 8 (436) 5770438, 5770354, 5770225  
Faks: 8 (436) 5721015

#### E-mail:

I.Bibik@cru.ngmk.uz  
E.Romanova@cru.ngmk.uz  
Z.Hakberdieva@cru.ngmk.uz

Sayt: <http://www.ngmk.uz>, [www.ziyonet.uz](http://www.ziyonet.uz)

#### Kompyuter sahifasi:

Hakberdieva 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 boshqarmasida  
210100, Navoiy shahri, Janubiy ko'chasi, 25  
Tel: 8 (438) 5777556, 5778019

Nashr etishga 26.06.2012 y. imzolandi

Adadi 600 nusxa

## MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ

### GEOTEKNOLOGIYA / GEOTEKHOLOGIYA

<b>Санакулов К.С., Шеметов П.А.</b> Снижение затрат в глубоких карьерах на основе применения крутонаклонного конвейерного подъема в составе ЦПТ.....	3
<b>Халикулов Э.Х., Бредихин А.А.</b> Управление автомобильного транспорта: 45 лет непрерывного поиска и развития.....	7
<b>Норов Ю.Д., Мислибоев И.Т., Уринов Ш.Р., Тошев О.Э.</b> Исследование механизма разрушения горных пород взрывом скважинного заряда в глубине горного массива с применением раствора поверхностно-активных веществ.....	13
<b>Тухташев А.Б., Халикулов Э.Х.</b> Повышение эффективности технологии предварительного щелеобразования на предельном контуре карьера.....	15
<b>Махмудов А.М.</b> Технология подготовки блоков камня к выемке управлением разрушающими усилиями клиновидного инструмента.....	19
<b>Плещенко И.В., Мирзаев А.У., Нарузов С.С., Булина Н.В.</b> Получение утяжелителя буровых растворов из минерального сырья Узбекистана.....	20
<b>Уринов Ш.Р., Тошев О.Э., Рузиев М.К.</b> Теоретические исследования соотношения удельных расходов раствора поверхностно-активных и промысленных взрывчатых веществ при взрывах.....	23
<b>Уринов Ш.Р., Норов Ж.А., Халимова Н.Д.</b> Исследование механизма снижения прочности песчаных горных пород при насыщении их различными типами химически активных растворов.....	25
<b>Мислибоев И.Т., Уринов Ш.Р.</b> Исследования размеров зон ослабления прочности горных пород взрывом скважинных зарядов.....	28
<b>Тошев О.Э., Норов Ж.А., Урунов Ш.К.</b> Ослабление прочности горных пород при проведении подземных горных выработок.....	29
<b>Толипов Н.У., Солиев Б.З.</b> Проблема разработки месторождений полезных ископаемых глубокими карьерами.....	31

### METALLURGIYA VA VOYITISH / ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

<b>Санакулов К.С., Ахатов Н.А.</b> Совершенствование технологии флотационного обогащения минерального сырья.....	33
<b>Санакулов К.С., Ахатов Н.А.</b> Изучение влияния водной фазы пульпы на показатели флотационного обогащения.....	35
<b>Дехканов З.К., Султонов Б.Э., Намазов Ш.С., Сейтназаров А.Р.</b> Обогащение бедной фосфоритовой муки Центральных Кызылкумов химическими методами.....	37

### GEOLOGIYA / GEOLOGIYA

<b>Шеметов П.А., Хамроев И.О.</b> Перспективы прироста запасов металлов на эксплуатируемых месторождениях.....	41
<b>Плещенко И.В., Мирзаев А.У., Нарузов С.С., Булина Н.В.</b> Характеристика и распространение высокопрочного кремнеземистого сырья.....	44

### GEOMEKANIKA / GEOMEKANIKA

<b>Жиянов А.Б., Ермакбоев У.Б., Кобилов О.С.</b> Определение углов откосов бортов карьеров в конечном положении.....	46
<b>Сафаров И.И., Носирова Ш.Н., Жураев Т.О.</b> Динамические напряжения вблизи поверхности выработки от плоской волны.....	49
<b>Петухов О.Ф.</b> Исследование кинетики выщелачивания урана из руд и отвалов месторождения Учкудук.....	52

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'zGEORANGMETLIT»

**При финансовой поддержке:**

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

**Главный редактор:**

Санакулов К.С.

**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., Мухиддинов Б.Ф.,  
Норов Ю.Д., Попов Е.Л., Косимов М.О.,  
Раимжанов Б.Р., Рахимов В.Р., Сагдиева М.Г.,  
Саттаров Г.С., Снитка Н.П., Туресебеков А.Х.,  
Фарманов А.К., Халикулов Э.Х., Якубов М.М.

Журнал зарегистрирован в узбекском  
Агентстве по печати и информации

Регистрационное свидетельство за № 0033  
от 13 декабря 2006 г.

При перепечатке материалов ссылка на журнал  
обязательна

За точность фактов и достоверность  
информации ответственность несут авторы

**Адрес редакции:**

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

**E-mail:**

I.Bibik@cru.ngmk.uz  
E.Romanova@cru.ngmk.uz  
Z.Hakberdieva@cru.ngmk.uz

**Сайт:** <http://www.ngmk.uz>, [www.ziyonet.uz](http://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 обновле-  
ние электронной формы журнала:**  
Давлатов Б.Р.

**Оттиснено:**

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

Подписано в печать 26.06.2012 г.

Тираж 600 экз.

**ГЕОТЕХНИКА / GEOTECHNIKA**

<b>Ахметов А.А., Иноятлов И.А.</b> Оптимизация параметров зубчато-планчатого катка .....	55
<b>Аблаев И.Ш., Исраилов М.Э.</b> Инновационное развитие технологического автотранспорта .....	57
<b>Тошов Ж.Б.</b> Механизм взаимодействия зубцов шарошечных буровых долот с породой .....	60
<b>Нормуродов А.А., Махмудов Л.Н.</b> Эксплуатация и испытание двигателя внутреннего сгорания .....	62
<b>Атауллаев А.О., Юсупбеков А.Н.</b> Синтез системы автоматической регулировки усиления следящей системы .....	64
<b>Атауллаев А.О., Темербекова Б.М., Зикриллаев Б.Р., Рахманбердиева Г.Т., Дошанова М.Ю.</b> Улучшение характеристик достоверности и точности измерительного канала на основе использования динамической компенсации интерционного датчика .....	66
<b>Зохилов О.У., Хамраев О.С.</b> Оптимизация производственного энергопотребления .....	68

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

<b>Базаров У.М., Саттаров Г.С., Мустахимов О.М.</b> ЦНИЛ НГМК: в течение полувека от исследований к инновации .....	70
<b>Носирова Ш.Н.</b> Распространение гармонических волн в цилиндрической панели с учетом вязкоупругих свойств материала .....	80
<b>Тошов Б.Р., Зишбоева З.Н., Нахангов Х.Н., Баратов Б.Н.</b> Кинематика привода лопастей смесителя жидкостей .....	83
<b>Кушназаров И.К.</b> Влияние геометрии инструмента, углов его установки на площадь сечения стружки и ее объем .....	84
<b>Кушназаров И.К., Расулов Ш.К.</b> Расчет условий охлаждения режущего диска .....	86
<b>Ахметов А.А., Атакулов Х.К., Алланазаров М.А., Асомов Р.Х.</b> К вопросу выбора технологической схемы работы комбинированной почвообрабатывающей машины .....	87
<b>Ахметов А.А., Атакулов Х.К.</b> Усовершенствование конструкции ведущего ротора ротационного бесприводного рыхлителя .....	90
<b>Шодиев Ф.Д.</b> Формообразующие свойства «сжатого» сплава .....	91
<b>Косенко Н.С.</b> Передовые методы работы лаборатории ГСМ УАТ – гарант надежности и стабильности .....	93

**FAN VA TA'LIM / НАУКА И ОБРАЗОВАНИЕ**

<b>Воробьев А.Е., Болатова А.Б., Ваккер О.В.</b> Опыт развития учебно-методических объединений .....	95
--	----

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

<b>Савинков А.И.</b> Организация и техническая оснащенность горноспасательных работ .....	97
---	----

**TARIX / ИСТОРИЯ**

<b>Рахмонов С.М.</b> Кўхна заминнинг қадимий гидротехник иншоотлари .....	99
---	----

**MA'LUMOT / ИНФОРМАЦИЯ**

<b>Сытенков В.Н.</b> Некоторые пожелания начинающим авторам .....	101
Защита диссертаций .....	105

**YUBILYLAR / ЮБИЛЕИ**

<b>Хасанов А.С.</b> Фан ва санъатнинг уйғунлиги (Академик Ҳабиб Абдуллаевнинг 100 йиллик таваллуд кунига бағишланади) .....	106
---	-----

**REKLAMA / РЕКЛАМА**

На 2 стр. обложки: «Sandvik»  
На 3 стр. обложки: «Южное рудоуправление НГМК»  
На 4 стр. обложки: «Atlas Copco»

## СНИЖЕНИЕ ЗАТРАТ В ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ НА ОСНОВЕ ПРИМЕНЕНИЯ КРУТОНАКЛОННОГО КОНВЕЙЕРНОГО ПОДЪЕМА В СОСТАВЕ ЦПТ

Санакулов К.С., генеральный директор НГМК, докт. техн. наук; Шеметов П.А., советник генерального директора НГМК, докт. техн. наук

Все технологические процессы Навоийского ГМК (Узбекистан) по добыче и переработке руды имеют высокую степень механизации. На рудниках и заводах комбината эксплуатируются сотни единиц различного горно-металлургического оборудования. При нынешних жестких условиях, диктуемых экономикой рынка сегодняшнего дня, главной целью деятельности Навоийского ГМК, как и всех комбинатов, является достижение максимальной прибыли. Все остальные цели подчинены этой главной основной задаче, поскольку наличие прибыли служит основой и средством для дальнейшего роста прочих показателей комбината. Консервативность, при наличии стандартного и серийно выпускаемого горного оборудования, создает ситуацию, в которой отдельному комбинату трудно добиться экономического преимущества за счет технологического совершенствования производства. Низкое содержание металлов в руде обуславливает большие объемы горных работ, что увеличивает потребление товарно-материальных ценностей в производстве. Это ведет к расширению горного производства и значительному удельному весу материальных ресурсов в себестоимости продукции. В условиях рыночных отношений существенным резервом снижения себестоимости на горных производствах, повышения эффективности деятельности комбинатов и повышения финансовых результатов является экономия материальных затрат.

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

Современный этап развития открытого способа разработки характеризуется ведением горных работ на больших глубинах. Увеличение глубины карьеров приводит к росту объемов и дальности транспортирования вскрышных пород и руды. При этом резко обостряются экономические проблемы разработки месторождений, которые на современном этапе развития приобретают особое значение. Известно, что при увеличении глубины карьера на 100 м затраты на транспортирование автосамосвалами возрастают примерно в 1,5 раза, а конвейерами на 5...6%. Так, при увеличении глубины карьера Мурунтау Навоийского ГМК от 100 до 400 м

производительность автосамосвалов грузоподъемностью 40 и 110 т снизилась соответственно в 2,0 и 2,9 раз [1]. При дальнейшем увеличении глубины карьера попытки стабилизировать основные технико-экономические показатели карьерного автотранспорта путем увеличения грузоподъемности до 136; 170; 190 т дали временные желаемые результаты. В настоящее время глубина карьера Мурунтау составляет 600 м, а перспективная оценивается в 1000 м, что еще более обостряет экономические проблемы транспортировки из-за больших расстояний перевозки горной массы. Совершенно очевидно, что при отработке такого карьера наиболее сложным и проблемным становится выбор эффективного вида транспорта, доля которого в себестоимости 1 м<sup>3</sup> горной массы составляет около 70%.

В этой связи при отработке глубокого карьера Мурунтау было предусмотрено повышение эффективности работы действующих транспортных систем. Значительное сокращение расстояния перемещения горной массы автосамосвалами достигнуто благодаря использованию комбинированного вида транспорта, в частности, путем ввода в карьер Мурунтау комплекса ЦПТ традиционной конструкции (15<sup>0</sup>). Использование организационных, технических и технологических мероприятий обеспечили максимальную производительность комплекса ЦПТ до 22,3 млн. м<sup>3</sup> горной массы в год. О возникших проблемах и их решении при вводе комплекса ЦПТ в глубоком карьере Мурунтау подробно изложено в [1-3].

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

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

На южном борту карьера в 1984 г. введен в эксплуатацию комплекс ЦПТ в составе трех дробильно-перегрузочных пунктов (ДПП), одного грохота, двух отвалообразователей и двух конвейерных линий традиционной конструкции с шириной ленты 2000 мм производительностью 7000 т/ч. В настоящее время грохот и два ДПП демонтированы для дальнейшего разноса борта карьера. В период работы с 2007 по 2009 гг. межступенного перегружателя с крутонаклонным конвейером (КНК-30) с высотой подъема горной массы 30 м,

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

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

эксплуатируемого на южном борту карьера в составе существующего комплекса ЦПТ, была показана хорошая работоспособность и перспективность применения крутонаклонных конвейеров в карьере Мурунтау.

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

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

Определены пути дальнейшего рационального развития внутрикарьерных транспортных коммуникаций, позволяющих перемещать горную массу кратчайшим путем, связанные с реконструкцией глубокого карьера Мурунтау на основе традиционных ленточных конвейеров и крутонаклонного конвейера с высотой подъема горнорудной массы 270 m (КНК-270) (рис. 1). КНК-270 с 2013 г. возмет на себя перемещение на борт карьера до 45% товарной руды для перегруза её в железнодорожные думпкары с целью дальнейшего транспортирования на гидрометаллургический завод (ГМЗ-2) для переработки. Для повышения эффективности работы комплекса ЦПТ-руда с КНК в настоящее время применяется совмещение породного и рудного грузопотоков.

Капитальные вложения при строительстве комплек-

са ЦПТ-руда с крутонаклонным конвейером на карьере Мурунтау составили в эквиваленте 74,1 млн. долл. США. Укрупненная оценка развития ЦПТ в транспортной схеме глубокого карьера Мурунтау с применением крутонаклонных конвейеров показывает, что объемы инвестиций на внедрение КНК-270 ниже на 1,5 млн. долл. США, а на эксплуатационные расходы на 2,7 млн. долл. США в год, чем на развитие автомобильного технологического транспорта. Ввод КНК-270 в эксплуатацию позволил сократить расстояние транспортирования горнорудной массы автомобильным транспортом в среднем на 3,5 km, высоты подъема на 285-320 m. Как показывает практика работы карьера Мурунтау применение комплекса ЦПТ – руда с КНК-270 дает возможность повысить производительность автосамосвалов на 30%, сократить годовой пробег машин на 30,4%, количество автосамосвалов, водителей и ремонтников – на 27,2%, расход горюче-смазочных материалов – на 37% [4].

Таким образом, внедрение схемы с комплексом ЦПТ – руда с КНК-270 при менее низких капитальных вложениях имеет также более низкие текущие затраты на эксплуатацию, связанные со сниженной потребностью в самосвалах, водителях и обслуживающем персонале. Своевременная реконструкция действующего комплекса ЦПТ и внедрение нового оборудования позволяет обеспечивать плановые объемы добычи и устойчивое развитие карьера с наименьшими затратами.

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

Основу комплекса ЦПТ-руда представляет мощный крутонаклонный конвейер, связывающий полустацио-

нарный дробильно-перегрузочный пункт (ДПП), размещенный на целике с откосом  $45^{\circ}$ ... $50^{\circ}$  на гор. +285...+300 м карьера, с расположенным на его поверхности складским конвейером, транспортирующим золотосодержащую руду на промежуточный склад или в железнодорожные думпкары. КНК представляет собой двухленточный конвейер типа «сэндвич» с прижимной лентой, способный транспортировать горную массу под углом  $37^{\circ}$  к горизонту. Схема КНК и его параметры

Таблица 2

Основные технические характеристики КНК-270

Техническая производительность, t/h	3500
Эксплуатационная суточная производительность, тыс. t	до 53,5
Длина КНК (в т.ч. наклонной части, m)	960 (483)
Высота подъема горнорудной массы, m	270
Угол наклонной части конвейера, град.	37
Скорость движения лент конвейера, м/с	3,15
Общая протяженность транспортирования, m	1285
Подводимое напряжение, V	6000
Транспортируемый материал	Скальная порода
Гранулометрический состав, mm	0...300 (60%)
	300...1200 (38,5%)
	Более 1200 (1,5%)
Размер кусков после дробления, mm	Не более 300
Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протоdjяконова	7...15
Плотность в целике, t/m <sup>3</sup>	2,6
Насыпная плотность, tm <sup>3</sup>	1,75
Предел прочности на сжатие, МПа	До 250
Диапазон температуры воздуха, °C	28,8...+48,6
Максимально допустимая скорость ветра, м/с	25
Сейсмичность зоны (по 12-балльной шкале), балл	7
Сейсмичность от массовых взрывов в карьере (по 12-балльной шкале), балл	До 8

увязаны с профилем северо-восточного борта карьера и размещением на его поверхности склада руды. Коэффициент готовности КНК не ниже 0,717 на период ввода в эксплуатацию и 0,803 после завершения опытной эксплуатации. Опоры КНК установлены на предохранительных бермах отстроенного участка борта карьера, конфигурация трассы КНК сочетает участки борта карьера с различными углами наклона, сводя до минимума горноподготовительные работы.

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

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

В течение 2011 г. и первого квартала 2012 г. через комплекс ЦПТ – руда с КНК-270 отгружено около 8,5 млн. т горной массы. Максимальная достигнутая производительность 1 млн.190,8 тыс. t/мес. В текущем году организована выдача из экскаваторных забоев северного и юго-восточного борта карьера Мурунтау на ДПП КНК-270 вскрышных пород и руды. При этом на поверхностном перегрузочном складе задействованы один гидравлический экскаватор с емкостью ковша 17 m<sup>3</sup> и 2-3 единицы автосамосвалов с вывозом породы вскрыши на отвалы. Проводится отладка схем подачи руды КНК-270 в железнодорожные думпкары и выход на проектную мощность планируется осуществить в течение года.

По реконструкции карьера Мурунтау предусматривается расчленивание запасов южного борта карьера под существующим комплексом ЦПТ и расширение карьера в юго-восточном направлении и слияние его с участком открытых горных работ карьера Мюntenбай. Месторождение Мюntenбай вскрывается двумя полутраншеями, расположенными в восточной части карьера на отметке +480 m и в западной части на отметке +490 m, и далее тупиковыми съездами на его северном и восточном бортах. В рассматриваемой схеме вскрытия карьера Мюntenбай и Мурунтау по проекту соединяются на отметке +375 m, ниже которой они имеют самостоятельное вскрытие. С целью отработки рудного тела на южном борту карьера, законсервированного действующим комплексом ЦПТ традиционной конструкции, производятся работы по демонтажу выбывших из эксплуатации фундаментов ДПП. В соответствии с инвестиционным проектом на юго-восточном борту карьера после демонтажа всех ДПП запланировано строительство наклонного конвейера традиционной конструкции ( $13,5^{\circ}$ ) и ДПП на гор. +405 m для выдачи породы по существующему комплексу ЦПТ в отвал посредством отвалообразова-



Рис. 1. Общий вид ЦПТ-руда с крутонаклонным конвейером

теля. В результате перемонтажа конвейера в новое положение на гор. +405 m и строительства ДПП увеличилась площадь рабочего пространства карьера для добычи руды.

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

Выполненными расчетами по определению рационального соотношения объемов грузопотоков между автомобильным и комбинированным транспортом для рассматриваемых горно-технических условий карьера Мурунтау установлено, что максимальный экономический эффект достигается, если доля грузоперевозок автотранспортом составляет 30%-40%, соответствен-

но комбинированным (автомобильно-конвейерным с КНК) 60%-70%. При этом удельная эффективность применения комплекса ЦПТ-руда с КНК с размещением ДПП на гор.+285 m приблизительно равна 0,193 долл. на t. Следовательно, при производительности комплекса ЦПТ-руда с КНК 14,0–16,0 млн. т, общая годовая эффективность составляет 2,7 -3,1 млн. долл. США.

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

Все работы, связанные с выбором положения трассы под строительство КНК-270, оценки устойчивости борта в зоне расположения крутонаклонного конвейера, теоретические расчеты, обоснования параметров и технических характеристик КНК выполнены специалистами институтов «Узгеорангметлити» (г. Ташкент), ВНИПИПТ (г. Москва), УкрНИИпроекта (г. Киев). Проект комплекса ЦПТ-руда создавался институтом «УкрНИИ-проект» (Украина) по техническим заданиям (ТЗ) специалистов Навоийского ГМК. Ему содействовал проектный институт «УЗГЕОРАНГ-МЕТЛИТИ» (Узбекистан). Разработка и изготовление основного технологического оборудования выполнена специалистами ЗАО Новокраматорский машиностроительный завод «НКМЗ» (Украина). Компьютерная система управления АСУ создана усилиями «Констара» (Украина), «SC Kropa» (Латвия) и института «УкрНИИпроект».

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

#### Список литературы:

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

## УПРАВЛЕНИЕ АВТОМОБИЛЬНОГО ТРАНСПОРТА: 45 ЛЕТ НЕПРЕРЫВНОГО ПОИСКА И РАЗВИТИЯ

Халикулов Э.Х., директор Центрального рудоуправления НГМК; Бредихин А.А., начальник УАТ Центрального рудоуправления НГМК

Сегодня Управление автомобильного транспорта (УАТ) – это высокомеханизированное подразделение Центрального рудоуправления НГМК, структура которого состоит из следующих подразделений.

**Транспортный цех.** Осуществляет перевозку золотоносной руды и вскрышных пород, обеспечивает карьер Мурунтау поливооростительной техникой и вспомогательным автотранспортом. Кроме того, обеспечивает доставку кварцевого песка для нужд комбината.

**Цех ремонта технологического транспорта.** Выполняет техническое обслуживание, диагностику и ремонт большегрузных карьерных автосамосвалов, дорожно-строительных машин (ДСМ), поливооростительной и вспомогательной техники.

**Цех механизации горных работ.** Проводит работы на карьере Мурунтау в части строительства, ремонта и содержания автодорог и отвального хозяйства, погрузки горной массы на конвейеры рудника ЦКВЗ и обеспечения его дорожно-строительными машинами; орошения забоев и полива карьерных и подъездных автодорог, а также технического обслуживания и ремонта ДСМ, обслуживающих ЦКВЗ.

**Транспортный цех «Ташкура».** Осуществляет перевозку фосфоритной руды и вскрышной породы на карьере Ташкура, строительство и содержание карьерных дорог, формирование отвалов, орошение забоев и полив дорог и экскаваторных площадок на КФК, а также выполняет техническое обслуживание, диагностику, текущий ремонт большегрузных карьерных автосамосвалов, ДСМ и поливооростительных автомобилей цеха.

**Отдел главного механика.** Основная задача – обслуживание сетей тепло, водоснабжения, энерго-

снабжения, кранового хозяйства и ремонт стационарного оборудования.

**Ремонтно-строительный участок.** Ремонтирует и содержит здания и сооружения УАТ, объекты в подшефных учреждениях и проводит работы по благоустройству территории.

Сегодня УАТ стал эталоном высокой организации труда, производственного порядка, лабораторией и полигоном внедрения и испытания всего нового: техники, технологии, инновации, организации производства, труда и его оплаты.

История УАТ - это непрерывный поиск и непрерывное движение вперед - это **45 этапов непрерывного роста и развития:**

**ЭТАП 1.** В марте 1967 г. начались горные работы в карьере Мурунтау. Для обслуживания горнокапитальных работ в этом же году создается автобаза (а/б) № 6 (в будущем - Управление автомобильного транспорта). Весь транспорт и дорожные механизмы автоколонны, обслуживающие карьер Мурунтау, из автобазы № 4 Управления строительства передаются на баланс вновь созданной автобазы, т.е. весь автотранспортный парк Центрального рудоуправления первоначально сосредотачивается в автобазе № 6. Первым руководителем новой автобазы назначается Владимир Николаевич Приходько.

**ЭТАП 2.** В декабре 1967 г. к уже переданным в а/б №6 в октябре 20 единицам а/с БелАЗ-540 было переброшено с Северного рудоуправления еще 50 самосвалов КрАЗ-256 вместе с экипажами. Первые кубометры горной массы из карьера на 27-тонных автосамосвалах вывозили водители а/б № 6 А. Башков, И. Антонов, А. Крутков, Б. Зубаков, Я. Зверевич, И. Жданов, Н. Забара, З. Мухутьев, И. Слинько, А. Гайназаров, Г. Леер, П. Шевченко, В. Гарнев, Н.



Курбатов, Н. Селиванов, Ю. Ходжаев, А. Шабалин, Х. Юсупов, Б. Шинкоренко, Ф. Илющенко, Р. Рахматуллин и др. В том же 1967 г. при а/б № 6 создается участок дорожно-строительных машин под руководством Ускова Г.П. Затем в конце декабря 1967 г. участок перевели в структуру карьера и назвали участком механизации горных работ (УМГР). Первыми механизаторами УМГР были Черемшанов Г.Е., Высокосов А.П., Новиков Н.Е, Французов А.С., Рыжиков В.И., Зарипов Т.З., Долгополов В.П., Панок П.А., Кулешов В.М. и трое братьев Чуниных. В 1967 г. перевезено 2,2 млн. м<sup>3</sup> горной массы.

**ЭТАП 3.** В 1968-1969 гг. регулярно поступали а/с БелАЗ-540 и к концу 1969 г. их количество достигло 100 ед., что позволило отказаться от эксплуатации а/м КраЗ-256. В начале 1969 г. было сдано в эксплуатацию здание автобазы №6. Начали действовать первый бокс, линия раздачи горячей воды, участки ремонта ДВС, ГМП, сварочный участок, участок ТО-1 и токарный участок. В сентябре 1969 г. произошло присоединение а/б № 6 к карьере Мурунтау. Заместителем начальника карьера по технологическому транспорту становится Приходько В.Н., начальниками участков технологического транспорта - Уразов А.М., вспомогательного транспорта - Гурин А.А., по ремонту автомашин - Плаксин О.П.

Зима 1968-1969 гг. выдалась необычайно суровой и долгой: обильные снегопады, постоянные ветры и сильные морозы. Работы в карьере были временно приостановлены, а все работники а/б и карьера были переброшены на строительство автобазы № 6. Эта зима принесла дополнительные трудности и нашим соседям-животноводам Тамдынского района – не хватало кормов, топлива, теплых вещей. На пастбищах от сильных морозов и отсутствия кормов начался массовый падеж овец. И в ноябре 1968 г. колонна из 19-ти автомобилей КраЗ-256 с наращенными бортами во главе с начальником а/б Приходько В.Н. и бригадиром водителей Горшковым В.В. начала перевозку кормов из станции Кызылкудук на отдаленные фермы. Колонну сопровождали 2 танка Т-34, которые прокладывали путь в глубоком снегу. Впрочем, вскоре их заменили на более мощные Т-56. Под топливным баком каждого автомобиля непрерывно горел керосин в ведрах - иначе в баках замерзало топливо, превращаясь в густую массу. В первый раз расстояние 170 км преодолели за трое суток. Так, было перевезено около 3,0 тыс. т кормов на пастбища и спасено от падежа около 100 тыс. голов овец. Активными участниками этой акции были водители В. Горшков, И. Таранцев, А. Бурмистров, В. Ушаков, Н. Газин и др.

**ЭТАП 4.** В 1970 г. в карьере смонтирован первый 8-ми кубовый экскаватор, а в 1972 г. а/б № 6 получает первые 20 единиц автосамосвалов БелАЗ-548, грузоподъемностью 40 т. Первыми эту машину освоили И. Попов, М. Зангиев, В. Гудков, З. Мухутьев, М. Забара. В 1974 г. поступают фронтальные

погрузчики Н-400 и бульдозеры Д-9Ж по 10 ед. каждой марки.

**ЭТАП 5.** В связи с ростом плановых объемов транспортировки горной массы, увеличением парка автомобилей, численности водителей и ремонтников в 1976 г. на основе а/б № 6 образовано две а/б: № 6, № 8 и два авторемонтных цеха АРЦ-1, АРЦ-2. АРЦ-1 состоял из бригад по ремонту двигателей внутреннего сгорания, коробок передач, и технического обслуживания; АРЦ-2 - из текущего ремонта, токарного и сварочного участков, шиномонтажа и вулканизации. Бригадирами в цехах были С. Фесуненко, М. Матяш, Н. Слепченко, В. Валуты и др. Бывшая а/б № 6 получила статус УАТа, начальником которого назначается Гончаров А.Р.

**ЭТАП 6.** Годы освоения и эксплуатации БелАЗ-548 (созданного всего за 2 года путем незначительной модернизации базовой модели и имеющего ряд конструктивных недостатков) дали мощный импульс развитию ремонтной службы. В 1976 г. сдается в эксплуатацию корпус шиномонтажных работ, в 1977 г. - профилакторий для автосамосвалов в 1977 г. - здание текущего ремонта. С приходом в январе 1978 г. Готовцева Ю.И. начальником УАТ была продолжена работа по повышению эффективности эксплуатации технологического и вспомогательного транспорта.

**ЭТАП 7.** К концу 1978 г. количество самосвалов БелАЗ-548 достигло 410 ед., а численность водителей - 810 чел. В этот период происходит дальнейшее развитие ремонтной службы и благоустройство территории УАТ. В 1979 г. запущен конвейер для технического обслуживания автосамосвалов и другой техники УАТ. Внедрены грейдеры Д-10Ж и вибротракты «Бомар».

**ЭТАП 8.** В 1979 г. объем перевозок горной массы превысил 36,7 млн. м<sup>3</sup>. В мае 1979 г. приходят сразу два руководителя: Куцев В.В. – начальником и Диденко А.Г. - главным инженером УАТ. Обновляются и руководители среднего звена. Начальником а/б № 6 назначается Башков А.Ф., а а/б № 8 - Бурханаев М.Г. Начинается новый этап поисков резервов производства: монтируются емкости дизельного топлива на борту карьера, что позволило сократить потери рабочего времени водителей на перегон БелАЗов для заправки в автобазу, далее организуется заправка автосамосвалов заправочными машинами на главных въездах траншей карьера. С целью изучения отказов в работе карьерного транспорта, выявления причин их поломок в УАТе создается инженерная группа. Позднее эту группу стали называть «группой надежности», функции которой сейчас разделили между собой технический отдел и участок диагностики.

**ЭТАП 9.** В связи с ростом плановых объемов горной массы до 39 млн. м<sup>3</sup>, увеличением расстояния перевозок и высоты подъема происходит переоснащение технологического парка 75-тонными ав-

тосамосвалами. С 1979 г. по 1981 г. проходят испытания 4-х автосамосвалов БелАЗ-549. Созданный в 1975 г. он являлся первым автосамосвалом нового поколения, оснащенный электромеханической трансмиссией. Большой вклад в освоение, обучение людей в работе и ремонте а/с новой конструкции внесли Ю.И. Пименов, В.П. Букало, Г.П. Шувалов, имеющие опыт работы с данным типом машин на других предприятиях.

**ЭТАП 10.** В 1981 г. запущены в строй механизированный склад запасных частей и ангар для замены агрегатов. В июне того же года начальником авторемонтного цеха назначен Мищенко С.П. Учитывая положительные результаты применения машин большей грузоподъемности по решению комбината в 1981 г. в УАТ поступает для испытаний 110-тонный а/с БелАЗ-7519.

**ЭТАП 11.** К концу 1982 г. количество 75-тонных самосвалов достигло 35 единиц. Применение машин большей грузоподъемности позволило сократить в 2,8 раза численность водителей, снизило напряженность на дорогах карьера в пунктах погрузки-разгрузки, уменьшить численность ремонтников и запыленность в карьере.

**ЭТАП 12.** В 1982 г. для снижения температуры в кабине и облегчения условий труда водителей БелАЗ были приобретены 500 кондиционеров фирм «Кайзер» и «Сандем». Прокачку и ремонт этих автомобильных кондиционеров первыми освоили слесари Г. Марков, Ф. Зарипов, В. Никитин и др.

**ЭТАП 13.** В реконструкцию и модернизацию ремонтной службы УАТ внес значительный вклад начальник УАТ Хутиев Л.А. При нем в 1984 г. сданы в эксплуатацию бокс сборки новых автосамосвалов, реостатные участки, создан участок КИПиА, выданы первые результаты лаборатории ГСМ, установлены современные испытательные стенды «Hansan», закуплены манипуляторы «Langeboss» для механизации шиномонтажных работ.

**ЭТАП 14.** В феврале 1985 г. начальником УАТ назначается Лыжин Ю.П., при котором предприятие получило дальнейшее развитие в части оснащения новой техникой, механизации горных работ, строительства производственных зданий и благоустройства площадки предприятия. В том же 1985 г. парк БелАЗов достигает 161 ед. В 1986 г. сдан в эксплуатацию склад автошин, завершена реконструкция бокса по замене и ремонту агрегатов.

**ЭТАП 15.** В 1987 г. освоены 19 автосамосвалов БелАЗ-7519 грузоподъемностью 110 т. В том же году, для устранения некоторых обнаружившихся в процессе эксплуатации конструктивных недостатков новых автосамосвалов, в УАТ организуются представительства заводов-поставщиков узлов, агрегатов и запчастей – Балаковского и Свердловского моторных заводов, электромеханического завода в Набережных Челнах. Заключены договора с Днепропетровским НИИ крупногабаритных шин, Новочеркас-

ским и Московским авиамоторными институтами. Для обмена опытом с ведущими предприятиями и институтами страны в НГМК проводится ряд совещаний в присутствии главного конструктора Жодинского автомобильного завода, где решаются вопросы о разработке новой, более надежной конструкции карьерного автосамосвала. Также внедряется непрерывный (скользящий) график работы для водителей автосамосвалов. За счет сокращения потери времени на пересмену значительно выросла производительность труда.

**ЭТАП 16.** В августе 1988 г. по итогам выборов начальником УАТ назначается Бредихин А.А., работавший до этого заместителем начальника УАТ по эксплуатации. Направление развития УАТ как в техническом, так и в эстетическом плане приобрело постоянный, целенаправленный характер. Была проведена реорганизация участков, перерасстановка кадров и выполнена большая работа по улучшению условий труда на рабочих местах. Появилась стабильность в выполнении плана перевозок.

**ЭТАП 17.** В марте 1989 г. тоже по итогам выборов начальником авторемонтного цеха назначается Аблаев И.Ш. До перевода его заместителем начальника УАТ по общим вопросам более 12 лет проработал на этой должности. Коллектив авторемонтного цеха под его руководством первым в комбинате осваивает ремонт электрических машин ГПА-600, ДК-17, ДК-22, техническое обслуживание и ремонт всех марок вновь поступающих большегрузных карьерных автосамосвалов, дорожно-строительной техники, а также их узлов и агрегатов. Это по его инициативе авторемонтный цех переименован в Цех ремонта технологического транспорта. В том же году в авторемонтном цехе сданы в эксплуатацию два ангара с 50-тонными мостовыми кранами.

**ЭТАП 18.** В конце 1991 г. количество а/с БелАЗ-7519 достигает 124 ед. Участок импортной техники переходит в структуру Цеха механизации горных работ (ЦМГР). Парк дорожно-строительной техники представлен фронтальными погрузчиками Н-400С, RS-570 фирмы «Интернейшен», САТ и бульдозерами-рыхлителями Д-9Л.

**ЭТАП 19.** Большой объем перевозок горной массы на карьере Мурунтау, экономические возможности НГМК позволили эксплуатировать на горных работах все марки автосамосвалов, выпускаемых Белорусским заводом. Всего за 22 года, с 1967 по 1989 г., в Центральное рудоуправление поступило 846 автосамосвалов БелАЗ грузоподъемностью от 27 до 110 т, ими перевезено 777,1 млн. м<sup>3</sup> или более 2-х млрд. т горной массы. Полумиллиардный кубометр горной массы вывозил на а/с БелАЗ водитель Горшков В.В.

**ЭТАП 20.** С увеличением глубины карьера и расстояния транспортировки горной массы а/с БелАЗ-7519 быстро грелись (они рассчитаны были на температуру окружающей среды не выше 40 градусов и

глубину карьера до 150 м) и не давали уже ожидаемого эффекта. Нужно было переходить на технологический транспорт с более высокими эксплуатационными характеристиками. В 1990 г. начались испытания и эксплуатация английских двигателей КТА-50С на шасси БелАЗ-75124. В 1992 г. ввели в строй 15 таких а/с грузоподъемностью 120 т. За два года работы этих двигателей зарегистрировано только 3% отказов. В том же 1992 г. начались испытания первого большегрузного карьерного автосамосвала САТ-785В фирмы «Катерпиллар» грузоподъемностью 136 т. Экипаж состоял из опытных водителей: Тихонова А.А., Зубова В.И., Гусева А.И., Лещишина Н.А., Колмогорова В.А. Сборку его производили слесари-ремонтники Бахромов К., Межевский А., Халилдов Х., Курбанов Х., Шарипов Ю., Рузиев А. под руководством заместителя начальника АРЦ Лобастова Н.Б. и инженера технического отдела Камалова А.

**ЭТАП 21.** Независимость Республики Узбекистан позволила дать более мощный импульс развития УАТ. При непосредственной поддержке Президента страны Ислама Абдуганиевича Каримова был взят курс на перевооружение комбината передовыми технологиями и техникой. И в 1993 г. были внедрены первые 10 самосвалов R-170 фирмы «Юклид» грузоподъемностью 170 т и 1 машина «Комацу» марки НД-1200 грузоподъемностью 136 т. Первыми эти машины освоили водители Горшков В.В., Топольсков Г.В., Елисов В.А., Попов В.И., Рахманов М.Ю., Ражжабаев П., Рудаков В.А. и Бахрамов С.

**ЭТАП 22.** В том же 1993 г. для ускорения сборки вновь прибывающих автосамосвалов специально был создан участок сборки импортных а/с и разборки списанных БелАЗов. Для изучения причин и выявления неисправности новой техники, сбора информации, обработки ее и ускорения прохождения заявок на запасные части создается участок диагностики. В целях сокращения потери на пересмену водители технологического транспорта переведены на 12-часовой график.

**ЭТАП 23.** В 1994 г. парк технологического транспорта пополнился еще 10 ед. а/с фирмы «Юклид» и 22 ед. САТ-785В фирмы «Катерпиллар». Срок сборки новых автосамосвалов сокращен в 2 раза. На автосамосвалах внедряется система глобального позиционирования (GPS). Монтаж и обслуживание ее вел участок КИПиА АРЦ во главе с начальником участка Щетинин Ю.Н. и под руководством мастеров Нарожно Г.А. и Шарафутдинова Р.

**ЭТАП 24.** 1995 г. Внедрена еще 21 ед. автосамосвалов САТ-785В. ЦМГР вошел в состав УАТ, происходит оптимизация численности ИТР и начальник цеха назначается Китаев Р.М.

**ЭТАП 25.** Проведена полная реконструкция авторемонтного цеха. 14 марта 1995 г. в авторемонтном цехе создан участок ремонта автошин по технологии фирмы «Тип-Топ». Немецкие специалисты С.

Хубер, М. Рудольф 10 дней обучали наших специалистов. Начальником участка назначен Плаксин О.П. Участок всего за один год полностью окупил расходы на оборудование и расходные материалы. На этом шиноремонтном отделении работает всего 5 человек, которые обеспечивают ремонт шин не только автосамосвалов и автомобилей, но и дорожно-транспортных и легковых машин. Крупногабаритные шины после ремонта проходят в среднем еще 26 тыс. км. По решению самой фирмы «Тир-Топ» данный участок признан лучшим участком в мире по ремонту автошин. Первыми эту технологию освоили В. Шарипов, С. Загидуллин, М. Кулиев, Ф. Ташпулатов, Н. Слабкин, Р. Солиев.

**ЭТАП 26.** В августе 1995 г. заместителем начальника УАТ по эксплуатации назначается Угаров А.Л., который проработает на этой должности более 11 лет. При его непосредственном участии внедряются: пересменка водителей а/с непосредственно в чаше карьера, минуя участок мелкого ремонта (которое дало снижение времени водителей на подготовительно-заключительные работы и увеличило время полезной работы каждого самосвала на 25-30 min в смену, что, в свою очередь, повысило производительность труда и увеличило объем перевозки горной массы); пересменка машинистов ДСМ непосредственно на местах последней работы машины; организация постов смазки а/с, подкачки шин,правки машин в карьере; реконструкция диспетчерской службы эксплуатации и т.д.

**ЭТАП 27.** В июне 1996 г. начаты горные работы на карьере Ташкура и создан одноименный участок по добыче фосфоритной руды. Первым начальником (сначала мастером) был послан туда опытный, выдавший многое Фрибус В.В. Он начинал с чистого листа, вернее с чистого поля. Первый ковш вскрышной породы погрузил машинист фронтального погрузчика САТ-992 Шелемехов С.А. Для селективной выемки фосфоритных руд внедрен комбайн Виртген -2100, автомобилистам пришлось осваивать и горную технику.

**ЭТАП 28.** В 1997 г. в УАТ поступили еще 15 а/с САТ-785В и в кратчайшие сроки они были собраны и внедрены. В 1998 г. создана группа по установке, обслуживанию и ремонту оборудования системы GPS на участке КИПиА Цеха ремонта технологического транспорта в составе Кудинова С.П., Ишмухаммедова М.Х., Приходько А.В., начальника участка Щетинина Ю.Н., мастера Бабакова О.Ш.

**ЭТАП 29.** В 1999 г. технической службой УАТ под руководством главного инженера Бабакова А.В. разработана и внедрена система опережающих ремонтов, что позволило сократить затраты на запчасти с 12% до 6% от балансовой стоимости автомобилей (экономия до 50. тыс. долларов США на одном двигателе). В том же году освоены НМЗ 144 позиций деталей, которые раньше покупались за валюту за рубежом.

**ЭТАП 30.** Для транспортирования фосфоритной руды из-под комбайнов Виртген-2100 и MTS-250 на месторождении карьера Ташкура в 2000 г. приобретены и введены в эксплуатацию 6 ед. карьерных автосамосвалов САТ-777Д грузоподъемностью 90 т.

**ЭТАП 31.** Коллектив участка ремонта ДВС под руководством Данильченко А.Г. осваивает замену и полную переборку, т.е. почти капитальный ремонт двигателей внутреннего сгорания автомобилей фирм «Катерпиллар», «Юклид», «Комацу». Первыми эти работы выполнили ремонтники А. Есаулкин, С. Гаранин, А. Глазатов, В. Гарбузов, У. Нурматов, Т. Холмурадов, А. Булинг, А. Тыртышный.

**ЭТАП 32.** В 2001 г. вывезен миллиардный куб горной массы. Применение большегрузных карьерных автосамосвалов дало резкое повышение производительности труда при перевозке горной массы, сократило простой экскаваторов и увеличило объем перевозок. Например: если в 1975 г. каждый БелАЗ вывозил 115,0 тыс. м<sup>3</sup> горной массы, то в 2001 г. на каждой машине R-170 и САТ-785В было вывезено 833,0 тыс. м<sup>3</sup>, т.е. производительность выросла более чем в 7 раз.

**ЭТАП 33.** В 2001-2002 гг. внедрена комплексная программа «Шина», включающая в себя постоянный контроль за давлением в шинах, скоростью на виражах, перегрузом, торможением, состоянием карьерных дорог, работой подчистой техники в забоях и премированием за каждый час работы в карьере с перепробегом крупногабаритных шин, снижением премии за преждевременный вывод шин из строя. В результате увеличения средней ходимости КГШ (с 55,0 тыс. км до 84,9 тыс км) только за первый год реализации программы получена экономия в сумме 125,7 тыс. \$ США.

**ЭТАП 34.** В 2003 г. на основе участка по добыче фосфоритной руды создан транспортный цех Ташкура. Это самый трудный участок работы в Управлении автотранспорта - отдаленность от основной ремонтной базы и не самые благоприятные условия труда. Но, несмотря на все это, цех стабильно выполняет план по транспортированию горной массы. В этом большая заслуга начальника цеха Фтемова А.О. и главного инженера Коренева О.В. Заметный след в становлении транспортного цеха Ташкура оставили: бывший начальник цеха Зинатуллин А.З., зам.начальника цеха Гайдаренко В.С., начальники участков Селиванов В.В., Альдамуратов А.А. Также в 2003 г. собраны и введены в эксплуатацию первые 10 ед. автосамосвалов САТ-789С грузоподъемностью 190 т.

**ЭТАП 35.** Летом 2005 г. поступают еще 10 а/с САТ-789С. Таким образом, за годы независимости Республики Узбекистан введены в эксплуатацию более надежные, производительные и более комфортабельные машины.

**ЭТАП 36.** В начале 2007 г. введены в эксплуата-

цию новые карьерные автосамосвалы БелАЗ-75131 грузоподъемностью 136 т. Учитывая опыт эксплуатации карьерных самосвалов R-170 «Юклид» с электрической трансмиссией ТЭП переменного тока GE150AC (GE), показавшие довольно стабильно-высокие технико-эксплуатационные показатели в сложных условиях, специалисты НГМК и УАТ обратились в РУПП «БелАЗ» с просьбой о реконструкции тягового электропривода (ТЭП) существующего серийного карьерного самосвала БелАЗ-75131 с установкой системы тягового электропривода GE. И в ноябре того же года в режиме испытаний запущены в эксплуатацию первые два карьерных самосвала БелАЗ-7513 GE с тяговым электроприводом «General Electric» грузоподъемностью 136 т. Результаты их испытаний показали высокие технико-эксплуатационные показатели, которые обусловлены, в первую очередь, преимуществами ТЭП GE150<sup>TM</sup> переменного тока перед аналогичными системами ТЭП постоянного тока. С вводом новых автосамосвалов БелАЗ-75131 и далее БелАЗ-7513 (с электроприводом мотор-колес «Дженерал Электрик») началось планомерное обновление технологического парка, состоящего в то время из самосвалов САТ-785В и R-170 «Юклид», которые уже выработали свой ресурс с пробегом более 1,2 млн. км.

**ЭТАП 37.** В октябре 2007 г. в состав ЦМГР УАТ вошли 2 участка рудника ЦКВЗ (бывший СП «Зарафшан-Ньюмонт») – участок ДСМ-3 и участок техобслуживания и текущего ремонта с базированием их на территории рудника ЦКВЗ. Для улучшения работы по пылеподавлению в карьере приобретается 3 единицы поливооросительной автомашины БелАЗ-76470 грузоподъемностью 45 т. К 40-летию УАТ был сдан в эксплуатацию новый бокс-профилакторий по ремонту самосвалов на 12 машино-мест с 12-ю независимыми друг от друга заездами (воротами) с необходимыми административно-хозяйственными помещениями. Переоборудован Центр управления производством, где сосредотачивается вся информация о работе УАТ и проводятся планерки по решению производственных вопросов с ИТР. Проведена полная реконструкция участков ремонта электрооборудования, ремонта автошин, Центральной лаборатории ГСМ и диспетчерской «Ташкура».

**ЭТАП 38.** В 2008 г. ввели в эксплуатацию 10 ед. автосамосвалов БелАЗ-7513 и 1 а/с БелАЗ-7547 грузоподъемностью 45 т. Закончена реконструкция участка ремонта ДВС в Цехе ремонта технологического транспорта. Сдана в эксплуатацию мойка подвижного состава на КФК.

**ЭТАП 39.** В 2009 г. собрали и запустили в эксплуатацию 20 ед. автосамосвалов БелАЗ-7513, один тягач - эвакуатор БелАЗ-74131, 2 фронтальных погрузчика САТ-992К, 3 единицы гусеничных тяжелых бульдозеров САТ-D10Т и автопогрузчик 41030. Для стимулирования водителей а/с работать до по-

следних минут смены (до появления автобуса с новой сменой) и сдавать а/с в таком состоянии, в каком застала пересмена, была разделена стоимость последнего рейса. Для предотвращения массового подъезда автосамосвалов к экскаваторам в начале смены и для достижения непрерывности технологического цикла, с 1 июля 2009 г. внесли дополнение в показатели премирования водителей а/с в части начисления по 6,5% премии за каждый нормо-час последнего груженого рейса (сданного сменщику). Уменьшились очереди и время ожидания погрузки а/с под ЭКГ, экономилось топливо при холостом обороте в ожидании очереди на погрузку и увеличилось количество сданных груженными автосамосвалов, что, в свою очередь, привело к увеличению объема перевозки. Например, если до введения этого показателя премирования в месяц в среднем сдавалось сменщику 167 груженных а/с, то в последнее время – 812 рейсов ежемесячно.

**ЭТАП 40.** В 2009 г. на 4-х автосамосвалах были проведены испытания по использованию газообразного азота, охлаждающей жидкости «Tire Life» и концентрата охлаждающей жидкости «Лена» для снижения внутренней температуры в крупногабаритных автошинах и снижения их теплового отслоения. С 2010 г. азот стали применять на практике. Уже в 2011 г. средний пробег а/шин размером 33.00-51 марки «Белшина», по сравнению с 2010 г., увеличился на 7,3%. Учитывая немалую стоимость этих шин это довольно неплохой результат. В 2009 г. группа по ремонту спутниковых систем GPS автотранспорта переведена из Цеха ремонта технологического транспорта на участок мелкого ремонта на борту карьера.

**ЭТАП 41.** В течение 2010 г. собраны и введены в строй 4 ед. автосамосвала БелАЗ-7513 и 2 единицы грейдера САТ-16М. В производственной базе УАТ произведен полнокомплектный ремонт 114 ед. узлов и агрегатов импортной техники на сумму 1 014,8 млн. сум., основными из которых являются двигатели «Катерпиллар» и «Камминз», редукторы электромотор-колеса а/с БелАЗ и «Юклид», КПП, гидротрансформаторы, гидроцилиндры подвесок, рулевого управления, опрокидывающего механизма управления вспомогательного оборудования всех моделей самосвалов и ДСМ, ходовые тележки и гусеничные ленты тяжелых бульдозеров «Катерпиллар» и т.д. Здесь большой вклад внес начальник ЦРТТ Ачилов В.Ш.

**ЭТАП 42.** В 2011 г. в истории УАТ перевезено рекордное количество горной массы – 64,0 млн. м<sup>3</sup>. Введены в эксплуатацию 2 ед. тяжелого бульдозера САТ-D10T. Произведен капитальный ремонт и реконструкция КПП; сдан в эксплуатацию новый участок шиномонтажа на территории УАТ.

**ЭТАП 43.** В 2012 г. вводится в строй новое здание Центральной лаборатории ГСМ, идет монтаж инфракрасного отопления нового бокса-

профилактория.

**ЭТАП 44.** В УАТ проводится постоянная работа по внедрению и совершенствованию технологий обслуживания и ремонта подвижного состава и совершенствованию организации производства и труда. Например, запущено в производство и продуктивно работают стенды для испытания и обкатки двигателей, агрегатов и узлов подвижного состава; наплавочно-расточная установка Claimex; смазочное оборудование ф. Lincoln; установка для фильтрации гидравлических и трансмиссионных масел и их закачки в системы ф. Caterpillar. Внедрена в производство программа MCS-4,1 (Maintenance Control System) для повышения эффективности управления процессом ППР. Модернизированы 4 единицы поливооросительных машин БелАЗ-7648А с применением новых, разработанных конструкторами УАТ, распылителей воды, повышающие производительность машин в 1,5-2 раза.

**ЭТАП 45.** Более 50 работников Управления автотранспорта за особые трудовые заслуги перед обществом и государством награждены орденами и медалями, а бригадиру водителей а/с БелАЗ Лускареву В.Я. было присвоено звание Героя труда. Только за годы независимости Республики Узбекистан 7 наших работников награждены государственными наградами республики, 8 - Почетными грамотами республики, а 55 - присвоено звание «Ветеран НГМК», 54 человека удостоены нагрудного знака «Горняцкая слава», из них 4 работника являются полными кавалерами этого почетного знака. Кроме того, двум труженикам УАТ присвоено звание «Заслуженный работник промышленности Республики Узбекистан». Сегодня коллектив работников УАТ состоит из 1830 человек, из которых 440 водителей технологического транспорта, 160 водителей вспомогательного транспорта и поливооросительной техники, 245 человек машинистов дорожно-транспортных и дорожно-строительных машин и 480 человек ремонтной службы.

Сегодня УАТ - настоящая кузница кадров. Нередко сюда приезжают для обмена опытом представители технологических автопредприятий НГМК и горных комбинатов страны, а также преподаватели автодорожных учебных заведений республики. Сейчас уже приходят трудиться сыновья и внуки первых УАТовцев. Здесь поощряются и поддерживаются трудовые династии, семейные династии – в данное время их 108 семей численностью более 250 человек.

Безупречный труд работников УАТ, существующие ныне в этом коллективе традиции и дисциплина, инициативность и исполнительность, а также мыслящий инженерный корпус позволяют уверенно выполнять УАТом государственный план на благо всего народа Узбекистана.

## ИССЛЕДОВАНИЕ МЕХАНИЗМА РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ СКВАЖИННОГО ЗАРЯДА В ГЛУБИНЕ ГОРНОГО МАССИВА С ПРИМЕНЕНИЕМ РАСТВОРА ПОВЕРХНОСТНО-АКТИВНЫХ ВЕЩЕСТВ

**Норов Ю.Д.**, начальник горного бюро ЦНИЛ НГМК, докт. техн. наук, проф.; **Мислибоев И.Т.**, декан горного факультета НГГИ, канд. пед. наук; **Уринов Ш.Р.**, доцент кафедры «Автоматизация и управление технических процессов и производств» НГГИ, канд. техн. наук; **Тошев О.Э.**, ст. преподаватель кафедры «Металлургия» НГГИ

Под воздействием газообразных продуктов взрыва вокруг скважинного заряда образуется газовая полость, которая направлена по направлению линии наименьшего сопротивления (ЛНС), формируя ударную волну. Энергия ударной волны передается во все стороны горного массива, разрушая горную породу на контакте заряд-среда. При этом среда дробится на мелкие частицы, местами превосходит в пластическое состояние. По мере удаления от очага взрыва ударная волна переходит на волну напряжения, длина которого в десятки раз превышает ЛНС, то отраженное поле смещения накладывается на поле смещения, образованное прямой волной. Скорость смещения по ЛНС удваивается, таким образом, симметрия в поле смещения нарушается сразу же после отражения волны от обнаженной поверхности и газовая полость начинает вытягиваться в направлении ЛНС. Форма газовой полости приближается к эллиптической, большая ось которой совпадает с ЛНС. Поскольку путь пробега волны по ЛНС является минимальным, то скорость смещения и критическая энергия перемещающейся взорванной породы в этом направлении являются максимальными. В дальнейшем объем нижней части газовой полости достигает минимума, а объем верхней части газовой полости продолжает увеличиваться. Наибольшую толщину газовая оболочка имеет в своей нижней части, где она еще связана с горным массивом, наименьшую – в верхней.

Неравномерное размещение породы в различных частях газовой оболочки и неодинаковая сопротивляемость его перемещения приводят к тому, что верхняя часть оболочки продолжает перемещаться с большей скоростью, тогда как ее нижняя часть, обладая большей массой и будучи связана с горным массивом, перемещается с меньшей скоростью, потому она быстро теряет свой начальный запас кинетической энергии. Таким образом, верхняя часть оболочки быстро увеличивается в объеме по сравнению с нижней. В момент, близкий к концу процесса, толщина верхней части газовой оболочки уменьшается настолько, что силы сцепления между частицами горной среды становятся незначительными. При этом подъем взорванной горной породы представляет собой полет отдельных кус-

ков и частиц, а верхняя газовая оболочка раскрывается полностью. Теперь основная масса поднятого массива горных пород оказывается сосредоточенной в средней и нижней частях газовой оболочки.

Поскольку средняя часть оболочки обладает большей скоростью, по сравнению с нижней, она отклоняется от оси воронки взрыва на большее расстояние. Масса оболочки, израсходовав весь свой запас кинетической энергии, опускается под тяжестью собственного веса, образуя развал взорванной горной массы.

Таким образом, крепкие скальные породы разрушаются в основном под воздействием ударной волны и волны напряжения. Роль продуктов взрыва в разрушении незначительна.

Однако при массовых взрывах, создаваемых взрыванием серии скважинных зарядов, они могут оказаться достаточными для образования зон ослабления в глубине горного массива в дальней зоне взрыва на расстояниях  $90 R_0$  (где  $R_0$  – радиус заряда). Подобного рода разрушения особенно четко прослеживаются на поверхности уступа карьера за линией последнего ряда скважин. Длина трещин по поверхности уступа достигает на расстоянии  $200 R_0$ , распространение в глубину – двух третей высоты уступа.

Таким образом, по мере отражения волны напряжения от обнаженной поверхности уступа смещение и деформация увеличиваются, достигая величины, превышающей предел прочности растяжения к отрыву. При волне напряжений достаточно большой амплитуды наблюдается трещинообразование и отрыв пород, расположенной между обнаженной поверхностью и центром взрыва.

Для определения радиуса зон ослабления прочности горного массива нами проводились теоретические исследования действия взрыва скважинного заряда. Для описания процесса разрушения горных пород продуктами детонации рассмотрим схему гидродинамического процесса образования зон ослабления прочности горного массива, которые создаются взрыванием серии скважинных зарядов ВВ. Для определения величины разрушения скальных горных пород в направлении оси – ОХ, установим радиус зон ослабления в глубине горного массива на участке, прилегающего к контакту ВВ -

зона ослабления массива. При этом будем считать, что радиус зон ослабления массива определяется по направлению оси – ОХ действием взрыва цилиндрического заряда ВВ диаметром, равным –  $d_0$ . Прилагаемая схема позволяет упростить порядок инженерного расчета радиуса зон ослабления прочности в глубине горного массива по направлению оси – ОХ.

Согласно законам теории упругости, радиус зон ослабления горного массива зависит от величины тангенциальных напряжений на растяжение, возникающих в горном массиве, которые определяются по эмпирической формуле:

$$\sigma_{рас} = \mu \cdot \sigma_{сж} / (1 - \mu) \quad (1)$$

где  $\sigma_{сж}$  – радиальные напряжения на сжатие, МПа;  
 $\mu$  – коэффициент Пуассона.

Радиальные напряжения на сжатие на фронте детонационной волны и скорость массового смещения массива горных пород связаны между собой следующей зависимостью:

$$\sigma_{сж} = U \cdot \rho \cdot C_p / g, \quad (2)$$

где  $\rho C_p$  – акустическая жесткость массива горных пород,  $1,5 \cdot 10^5 - 15 \cdot 10^5 \text{ hs} \cdot \text{cm} / \text{cm}^3 \cdot \text{s}$ ;

$g$  – ускорение свободного падения,  $(9,81 \text{ m/s}^2)$ .

Скорость массового смещения горного массива определяется по формуле М.А. Садовского:

$$U = A \left( \sqrt[3]{Q} / R_{осл} \right)^m, \quad (3)$$

где  $A$  – коэффициент, зависящий от условия взрыва, принимается 200-250;

$Q$  – масса заряда ВВ, кг;

$R_{осл}$  – расстояние от центра заряда до рассматриваемой точки, м;

$m$  – коэффициент поглощения энергии для цилиндрического заряда ВВ,  $m=2$ .

Подставляя в уравнение (3) значения  $Q = 2\pi R_0^3$ , имеем:

$$U = 3.54 \left( \frac{R_0}{R_{осл}} \right)^n. \quad (4)$$

Решив уравнение (4) относительно  $R$  и поставив значения  $U$ ,  $\sigma_{сж}$ , получим следующую эмпирическую формулу:

$$R_{осл} = R_0 \sqrt[3]{\frac{3.5A\rho C_p \mu}{\sigma_{рас} (1 - \mu)}} \cdot m. \quad (5)$$

Максимальный радиус зон ослабления в глубине горного массива окончательно определяется из условий  $\sigma_{рас} = [\sigma_p]$ :

$$R_{осл} = R_0 \sqrt[3]{\frac{3.5A\rho C_p \mu}{[\sigma_{рас}] \cdot (1 - \mu)}} \cdot m. \quad (6)$$

Приравняв полученную формулу расчета радиуса зоны ослабления прочности в глубине горного массива, определенной теоретическим путем (6) и экспериментальную формулу, получена формула расчета изменения соотношения удельных расходов раствора поверхностно - активных веществ (ПАВ) и промышленных ВВ в следующем виде:

$$\frac{q_{пав}}{q_{вв}} = \frac{\sqrt{A\rho C_p \mu}}{3.04 \sqrt{[\sigma_{рас}] \cdot (1 - \mu)}} \cdot \frac{(n + 60) R_0}{(60 - 142.85 (1 - \delta_p' / \delta_p) + n) k \cdot r_3}. \quad (7)$$

где  $k$  - коэффициент, учитывающий массив горных пород по их взрываемости, для средне взрываеваемых горных породах  $k=130$ , трудно взрываеваемых горных породах  $k=140$ , весьма трудно взрываеваемых горных породах  $k=150$ ;

$q_{пав}$ ,  $q_{вв}$  – соответственно, удельный расход раствора ПАВ и промышленных ВВ;

$n$  - количество взрываеваемых скважинных зарядов;

$r_3 = l \cdot R_0$  - приведенное расстояние от радиуса заряда ВВ;

$l$  – расстояние от центра заряда до рассматриваемой точки в глубине горного массива,  $\text{m}^{-1}$ .

Поставляя приведенное расстояние от радиуса заряда (7) получена окончательная формула расчета изменения соотношения удельных расходов раствора ПАВ и промышленных ВВ в следующем виде:

$$\frac{q_{пав}}{q_{вв}} = \frac{\sqrt{A\rho C_p \mu}}{3.04 \sqrt{[\sigma_{рас}] \cdot (1 - \mu)}} \cdot \frac{(n + 60)}{(60 - 142.85 (1 - \delta_p' / \delta_p) + n) l}. \quad (8)$$

#### Выводы:

1. Разработана математическая модель действия взрыва цилиндрического заряда ВВ, описывающая ослабление прочности горных пород в глубине горного массива. Установлено, что при взрыве цилиндрического заряда ВВ с применением раствора ПАВ под воздействием ударной волны и волны напряжения, отраженных от свободной поверхности уступа в глубине горного массива образуется зона ослабления прочности горных пород.

2. На основе использования законов теории упругости определен радиус зон ослабления прочности массива горных пород, зависящий от соотношения удельных растворов ПАВ и промышленных ВВ, числа и радиуса скважинных зарядов ВВ, коэффициента, зависящего от условий взрыва, акустической жесткости массива и коэффициента Пуассона, а также категории горных пород по степени их взрываемости.

# ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ТЕХНОЛОГИИ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ЩЕЛЕОБРАЗОВАНИЯ НА ПРЕДЕЛЬНОМ КОНТУРЕ КАРЬЕРА

Тухташев А.Б., заведующий кафедры горного дела, канд.тех.наук; Халикулов Э.Х., директор Центрального рудоуправления НГМК

Традиционно считается, что контурное взрывание на карьерах применяют главным образом для повышения устойчивости откоса уступов и бортов карьеров скальных пород при их выходе на проектный контур. Имеются обобщенные рекомендации как по выбору конструкции и линейной плотности заряда в контурных скважинах, так и учету геологоструктурных условий месторождений. Имеющийся производственный опыт использования контурного взрывания для снижения обводненности блоков в настоящее время не подкреплен научными рекомендациями по выбору параметров контурных зарядов. Наряду с практически полным осушением блока после предварительного контурного взрывания имеются случаи очень незначительного снижения коэффициента обводненности. Для эффективного использования данного метода в производстве необходимо теоретически обоснованный выбор параметров предварительного контурного взрывания на основе исследования технико-экономических показателей БВР и укрупненных признаков его целесообразности.

Разработана конструкция скважинного заряда ВВ при контурном взрывании на открытых горных работах, позволяющая получить устойчивые откосы уступов. Формирование конструкции скважинных зарядов ВВ при контурном взрывании согласно схемы, приведенной на рис. 1, осуществляется следующим образом: на левой стенке скважины помещают промежуточный детонатор из ВВ нобелит -216Z диаметром 70 mm и массой 2 kg каждый симметрично в трех местах, а на правой стенке также помещают заряды из промежуточных детонаторов с аналогичными параметрами в шахматном порядке, т.е. каждый с радиальным зазором. Монтаж взрывной сети производится с применением неэлектрической системы инициирования СИНВ. Взрывание зарядов дробления и оконтуривающих скважинных зарядов в приконтурной зоне производится раздельно. Оконтуривающие заряды взрываются с замедлением с применением пиротехнических реле-замедлителей с интервалом замедления 30÷50 ms. Разработанная конструкция скважинного заряда ВВ при контурном взрывании позволяет получить на предельном контуре карьера более крутых и устойчивых откосов уступов. Механизм снижения обводненности запланированного к отработке блока с использованием предлагаемой конструкции заряда в контурных скважинах показан на рис. 2. Верхняя часть заряда

представляет собой гирлянду промежуточных детонаторов распределенных с линейной плотностью 1-2 kg/m в зависимости от сближения скважин и крепости взрываемых пород в соответствии с существующими в научной и нормативной литературе рекомендациями, а также имеющимся на карьерах опытом. Задача этой части заряда заключается в создании относительно ровной поверхности откоса торцевой части следующего по фронту горных работ уступа. Очевидно, что создаваемая при этом щель в массиве будет служить препятствием для грунтовых

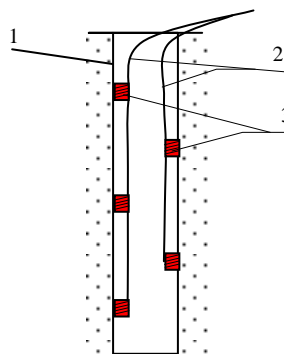


Рис. 1. Конструкция скважинного заряда при контурном взрывании: 1 – скважина; 2 – неэлектрическая система инициирования СИНВ; 3 – промежуточный детонатор из ВВ нобелит- 216Z

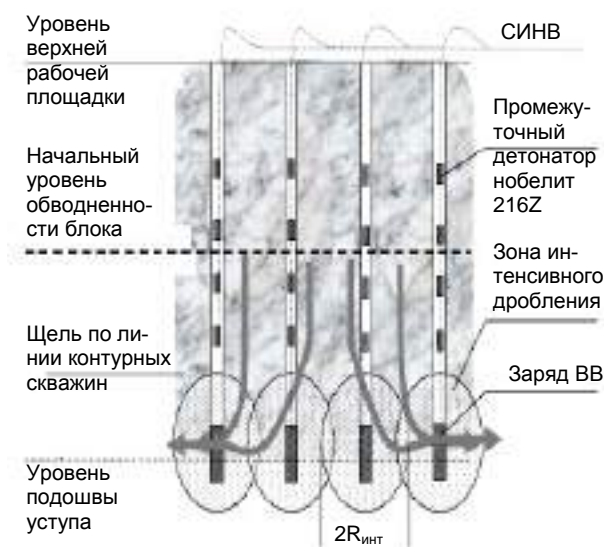


Рис. 2. Механизм снижения обводненности после предварительного контурного взрывания с зарядом ВВ

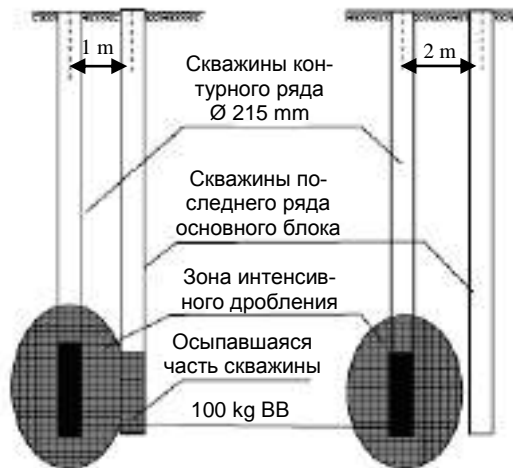


Рис. 3. Схема экспериментальных взрывов для определения коэффициента  $\xi_{инт}$

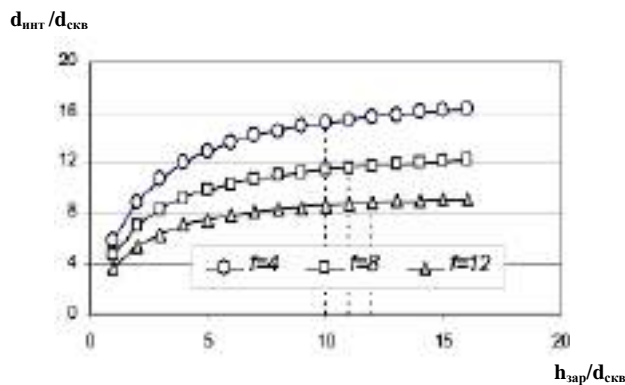


Рис. 4. Зависимость относительного радиуса зоны интенсивного дробления  $R_{инт}$  от относительной высоты скважинного заряда  $h_{зар}$  при различной крепости породы

вод, движущихся в направлении боковой обнаженной поверхности блока.

Назначение нижних частей заряда – создание системы пересекающихся зон интенсивного дробления с повышенными фильтрационными характеристиками за счет разрыхления раздробленной породы

при освобождении пространства ранее занятого зарядом ВВ.

Пересечение соседних зон интенсивного дробления можно обеспечить как за счет увеличения массы заряда ВВ в скважинах, так и за счет их сближения. Под параметрами предварительного контурного взрывания для снижения обводненности блока понимается расстояние между скважинами контурного ряда ( $a_k$ , м), высота колонки заряда ( $h_{зар}$ , м), которые зависят от диаметра скважин и крепости взрываваемой породы. Возможность использования того или иного фактора с этой целью определяется закономерностью изменения радиуса зоны интенсивного дробления в зависимости от диаметра скважин и массы заряда ВВ в контурной скважине.

Решение поставленной задачи выполняется путем теоретического обоснования закономерности изменения радиуса зоны интенсивного дробления в зависимости от высоты колонки заряда ВВ, диаметра скважин и крепости породы с последующим определением постоянных коэффициентов  $\xi_{инт}$  (рис. 4, табл. 1). Теоретическая оценка этих параметров тесно связана с современными представлениями о действии взрыва на горную породу и ее состояние в зоне действия заряда ВВ после взрыва. На основе анализа проведенных исследований сделаны основные допущения: зона интенсивного дробления удлиненного цилиндрического заряда имеет эллипсоидную форму; радиус зоны интенсивного дробления пропорционален радиусу заряда; объем зоны интенсивного дробления пропорционален массе заряда; радиус зоны интенсивного дробления экспоненциально зависит от крепости пород с отрицательным показателем степени. На базе указанных допущений рекомендуется формула для расчета радиуса зоны интенсивного дробления ( $R_{инт}$ , м) в зависимости от высоты колонки заряда ВВ ( $h_{зар}$ , м), диаметра скважин ( $d_{скв}$ , м) и крепости породы ( $f$ ), которая лежит в основе расчета параметров зарядов ВВ контурного ряда:

$$R_{инт} = \frac{0,5 \xi_{инт} d_{скв} h_{зар} e^{-0,075f}}{h_{зар} + 0,227 \xi_{инт}^{0,67} d_{скв} e^{-0,025f}}, \quad (1)$$

где  $\xi_{инт}$  – безразмерный постоянный коэффициент.

Оценка коэффициента  $\xi_{инт}$  выполнена по состоянию скважин последнего ряда, находящихся на различном расстоянии от предварительно взорванного контурного ряда. Например, в легковзрываемых породах скважины последнего ряда, пробуренные на расстоянии 1 м от взорванных контурных скважин диаметром  $d_{скв}=215$  мм и массе заряда 100 кг, оказались осыпавшимися в нижней части (рис. 3). При расстоянии до контурных скважин 2 м скважины основной системы были устойчивы по всей длине. Т.е. радиус зоны интенсивного дробления для указанных значений диаметра скважин и массы заряда  $1,0 < R_{инт} < 2,0$ . Последующее контурное взрывание при расстоянии между скважинами 3,0 м обеспечи-

Таблица 1

Рекомендуемая масса заряда ВВ в контурных скважинах ( $d_{скв}=215$  мм)

Крепость пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова	Расстояние между контурными скважинами, м			
	2	2,5	3	3,5
4	17	29	50	115
6	23	44	110	–
8	35	85	–	–
10	60	–	–	–
12	155	–	–	–

вало снижение уровня обводненности не менее, чем в 2,5 – 3 раза, а в ряде случаев практически полное осушение блока.

Обобщение подобного рода данных в породах различной крепости позволило принять значение  $\xi_{\text{инт}}=25$  в качестве безразмерной численной характеристики зоны интенсивного дробления.

На рис. 4. показана зависимость относительного диаметра зоны интенсивного дробления от относительной высоты заряда ВВ при различной крепости породы, построенная по формуле (1). В табл. 1 представлены расчеты массы заряда при различных расстояниях между контурными скважинами.

Из графиков видно, что увеличение высоты колонки заряда ВВ более 10÷12 диаметров скважин не приводит к существенному увеличению размеров зоны интенсивного дробления. Это отражено также в табл. 1 – отсутствие данных в некоторых клетках таблицы означает, что зона интенсивного дробления при любой массе заряда не выходит за пределы половины расстояния между скважинами. На этом основании установлено, что расстояние между скважинами контурного ряда, обеспечивающее создание зоны повышенной фильтрации на уровне зарядов ВВ, асимптотически увеличивается по мере увеличения высоты колонки донного заряда, поэтому ее целесообразно принимать более  $(10\div 12) d_{\text{скв}}$ .

Другими словами, если расстояние между контурными скважинами составляет более  $(10\div 12) d_{\text{скв}}$ , то существенного снижения обводненности блока невозможно добиться ни при какой массе заряда ВВ.

Предварительное контурное взрывание обводненных блоков с размещением в контурных скважинах заряда ВВ позволяет снизить уровень обводненности массива, что влечет за собой увеличение производительности буровых установок по длине пробуренных скважин, увеличение стойкости буровых коронок и снижение расхода относительно дорогих водоустойчивых типов ВВ.

При оконтуривании сдвоенного уступа и его погашения на борту карьера необходимо выполнить ряд технических требований:

- достигнуть проектного положения контуров расположения линий верхней и нижней бровок сдвоенного уступа, а величина амплитуды перебора или недобора породы от проектных линий этих контуров не должна превышать 1,0 м;
- минимизировать глубину нарушения в законтурный массив;
- выполнить тщательную зачистку ковшем экскаватора поверхности откоса уступа от заколов и поверхностного слоя, склонного в будущем к скапливанию осыпей на берме безопасности при осыпании кусков породы с поверхности откоса уступа.

Осыпание нарушенного слоя провоцирует сотрясательное действие сейсмических волн на прибортовую толщу массива при массовых взрывах в карьере, а также действие природных сил.

Для повышения эффективности технологии предварительного щелеобразования на предельном контуре предлагается следующее. В предварительно созданном блоке по проектному контуру погашаемого уступа выполняют отрезную щель на глубину сдвоенного уступа с последующей отработкой приконтурных блоков сначала на верхнем уступе, а затем – на нижнем. Для этого по линии будущего погашаемого сдвоенного уступа бурят контурный ряд наклонных технологических скважин ( $60^\circ$  к горизонтали) через  $2,5\div 3,0$  м длиной  $32\div 34$  м. Конструкцию заряда ВВ в этих скважинах выполняют согласно рис. 1. Забойка – укороченная длиной  $2\div 3$  м. Суммарный вес навесок ВВ в скважинном заряде доводят до 100 kg.

В приконтурном блоке верхнего уступа, состоящего, например, из  $3\div 4$  продольных рядов отбойных скважин и ряда контурных сближенных скважин, пробуренных на два уступа, при развитии короткозамедленного взрыва скважинных зарядов ВВ их взрывают в контурных сближенных скважинах секциями мгновенно по  $3\div 4$  скважины в каждой секции и с опережением во времени на 50 ms по отношению к взрыву секций зарядов ВВ в отбойных скважинах приконтурного блока уступа.

После отработки приконтурного блока на верхнем уступе и тщательной зачистки поверхности его откоса приконтурный блок нижнего уступа обустраивают только рядами отбойных скважин с учетом того факта, что контурная отрезная щель на нижнем уступе уже будет создана ранее проведенным взрывом блока на верхнем уступе. Окончательное оформление откоса сдвоенного уступа осуществляют после отработки блока на нижнем уступе.

Для сохранения достигнутого качества оконтуривания откоса сдвоенного уступа, но с уменьшенным объемом буровых работ, а также упрощения конструкции заряда ВВ в контурной скважине для уменьшения трудоемкости ее заряжения предлагаются следующие два варианта.

В ряду контурных скважин не все сближенные скважины бурят на глубину до 34 м, а только с чередованием: одна глубокая 34 м и две укороченные скважины длиной, равной  $1/3$  высоты технологического уступа (первый вариант).

Второй вариант отличается от первого тем, что в этом же ряду одну из укороченных скважин бурят с недобуром  $1,5\div 2,0$  м до подошвы верхнего погашаемого уступа. При этом в обоих вариантах в нижней части контурных скважин применяют колонковые заряды ВВ, сформированные механизировано на все сечение скважины с соответствующими массовыми расходами.

Также предлагается более совершенная схема обустройства контурного ряда скважин с новым чередованием скважин переменной длины, кратных длинам наращиваемых штанг в буровом стае при бурении скважины, т.е. с последовательно чередуемыми

длинами укороченных скважин, кратных 7, 14 и 21. Кроме того, при обурировании скважинами приконтурного блока на нижнем уступе в контурном ряду вертикальных отбойных скважин предлагается бурить дополнительно между ними одну наклонную отбойную скважину с обратным углом наклона под углом к горизонтали  $75^{\circ}$  и с недобуром 1,0 м до нижней бровки будущего сдвоенного уступа. Массу зарядов ВВ в этих дополнительных отбойных скважинах принимают на 25÷30 % меньше массы зарядов ВВ в вертикальных отбойных скважинах приконтурного блока нижнего уступа.

На основании вышеизложенного предложена методика расчета параметров скважинных зарядов при контурном взрывании.

Эффективными считаются параметры контурного взрывания, обеспечивающие создание экранирующей щели при заданном ограничении мощности зоны нарушений межблочных связей в приконтурной зоне охраняемого массива. Диаметр оконтуривающих скважин определяется исходя из допустимой ширины зоны нарушений и максимального полезного использования объема скважин по формуле:

$$d_c = 6,7 \frac{[\varepsilon] R + 1)^n P_H^2}{(n-1) P_{HO}^2}, \quad (2)$$

где  $[\varepsilon]$  – относительная остаточная деформация массива, соответствующая границе зоны нарушения межблочных связей, при деформациях сжатия (растяжения)  $[\varepsilon]=0,002$ ;

$n$  – показатель степени затухания остаточных деформаций с расстоянием, определяется экспериментальным путем или принимается  $n \approx 2,0$ ;

$R$  – допустимая ширина зоны нарушений межблочных связей в приоткосной части уступа, задаваемая из соображений устойчивости для произвольной точки по высоте уступа, но за пределами сильно нарушенной зоны в верхней части уступа, м;

$P_{HO}$  – акустический показатель трещинной нарушенности массива в условиях естественного залегания, который характеризует влияние природной трещиноватости на прочностные и деформационные характеристики скального массива в сравнении с образцом породы;

$P_H$  – акустический показатель трещиной нарушенности массива на глубине, для которой задается ограничение по ширине зоны нарушений.

Допустимую ширину зоны нарушений межблочных связей за пределами зоны влияния предыдущих взрывов следует принимать равной  $R=1,5 \div 3,0$  м. Для наиболее ответственных участков, где не допускается увеличение трещинной пустотности массива в приоткосной части, следует принимать  $R=1,0 \div 2,0$  м. Меньшие значения относятся к мелкоблочному массиву и неблагоприятной ориентации систем трещин относительно откоса. Большие

значения относятся к крупноблочному массиву при отсутствии опасных систем трещин.

Ширина зоны нарушений при выбранных параметрах контурного взрывания определяется по формуле:

$$qw = 4AB^{-2} \eta^{-1} \eta_{sp}^{-1} (n-1)^{-2} [\varepsilon]^2 (R+1)^{2n} a + 0,5 \pi B^{-1} \eta^{-1} \eta_{sp}^{-1} (n-1)^{-1} d_c^2 [\varepsilon] (R+1)^n, \quad (3)$$

где  $A$  и  $B$  – коэффициенты, учитывающие деформационные характеристики трещиноватого скального массива и их изменение по высоте уступа вследствие нарушенности массива предыдущими взрывами:

$$A = \frac{1}{K_o(n-1)} \left\{ 1 + \frac{h_2 - h_1}{L_3 \sin \alpha_y} \left[ (h_2 - h_1) \frac{P_{HO}}{P_{nh_1}} - 1 \right] \right\}; \quad (4)$$

$$B = \frac{1}{K_o(n-1)} \left( \frac{P_{HO}}{P_H} \right)^2; \quad (5)$$

где  $L_3$  – длина заряда в оконтуривающих скважинах, м;

$\alpha_y$  – угол наклона оконтуривающих скважин к горизонту, принимается равным проектному углу откоса уступа, град. ;

$h_1$  – мощность верхнего разрушенного слоя пород,  $h_1 = l_{пер} + (6 \div 7) d_c$ , м;

$h_2$  – глубина, соответствующая нижней границе зоны остаточных деформаций от взрыва при дроблении пород вышележащего горизонта,  $h_2 = (30-40) d_c + h_1$ , м;

$P_{nh_1}$  – акустический показатель трещинной нарушенности массива на границе градиентной зоны и верхней сильно нарушенной зоны (на глубине  $h_1$ ), с учетом потенциальной возможности сохранения устойчивости откоса уступа следует принимать  $P_{nh_1} = 0,2$ ;

$K_o$  – коэффициент, характеризующий сопротивляемость уплотнению ненарушенного предыдущими взрывами трещиноватого скального массива за счет схлопывания трещин при динамическом нагружении,  $P_a$ , для ориентировочных расчетов можно принять  $K_o \eta^{-1} \eta_{sp}^{-1} = (0,002-0,003) E$ .

Если рассчитанная ширина зоны нарушений превосходит допустимую на значение, превышающее точность эксперимента (20%), то следует принять меньший диаметр скважин.

Таким образом, разработана конструкция скважинных зарядов ВВ при контурном взрывании, позволяющая получить устойчивые откосы уступов. Рекомендован механизм снижения обводненности после предварительного контурного взрывания с зарядом ВВ, позволяющий снизить уровень обводненности массива. Предложена методика расчета параметров скважинных зарядов при контурном взрывании.

## ТЕХНОЛОГИЯ ПОДГОТОВКИ БЛОКОВ КАМНЯ К ВЫЕМКЕ УПРАВЛЕНИЕМ РАЗРУШАЮЩИМИ УСИЛИЯМИ КЛИНОВИДНОГО ИНСТРУМЕНТА

Махмудов А.М., ст. преподаватель горного факультета НГГИ

Для обоснования рациональных параметров применения технологии добычи блоков камня механизированным ударно-клиновым способом были выполнены теоретические и опытно-экспериментальные исследования, основанные на изучении напряженно-деформированного состояния выкалываемого блока и управления действующих усилий и параметров разрушения [1].

В результате нами разработан способ механического отделения блоков камня от монолитного образования горных пород в отличие от существующих способов (НРС, НРМ, гидроклин), заключающийся в том, что пробуриваются шпуры вдоль линии откола на определенном расстоянии друг от друга. Отделение блоков камня осуществляется ударным способом с помощью специального устройства, помещенного в каждый шпур в ряду, который наносит удары по бойку устройства включением перфоратора со снятым сухарем. Энергия удара передается на рабочие органы устройства, и они, в свою очередь, передают удары в стенки шпура. Ударная волна, распространяясь по целику и отражаясь от обнаженной поверхности стенки соседнего шпура, образует трещину одновременно по всей высоте и ширине между шпурового целика, что позволяет легко и без нарушения целостности отделять блок породы от массива при минимальной затрате энергии оборудования и средств [2].

Разработанное ударное устройство радиально-бокового действия для откола блока пород, позволяет разрушение или образование трещин в межшпуровых целиках для отделения блока пород от массивного образования. Устройство состоит из трубчатого корпуса с двухсторонними радиально-противоположными отверстиями, конусно ступенчатого бойка ударника и твердосплавных клиновидных зубков, вставляемых в отверстие трубчатого корпуса. Ударная энергия, передаваясь через перфоратор на ударник-боек, за счет конусности секции, передает удар на рабочие органы, т.е. на твердосплавные зубки, которые, в свою очередь, передают удар на стенки шпура до тех пор, пока конусная секция полностью не утопится до дна трубчатого корпуса. Глубина внедрения зубков в породу стенки шпура зависит от угла конусности секции ударника-бойка и угла заострения лезвия инструмента, которая определяется в зависимости от свойств пород толщины стенки между шпурами и геометрии рабочего органа устройства.

Испытание и промышленное внедрение разработанных установок на мраморных карьерах Узбеки-

стана позволило установить, что рабочее давление в системе превышает прочность камня на откол и постепенно по мере внедрения зубков увеличивается, что превышает предел прочности камня на откол  $\sigma_0 = 3,8$  МПа. Величина внедрения клиновидных зубьев составила 10 мм, при ширине зубков 10-20 мм, расстояние между шпурами 250-350 мм, высота блока изменялась в зависимости от расстояния между первично-пластовыми трещинами от 0,4 до 3 м, ширина отделяемого монолита устанавливалась с учетом расстояния между продольными трещинами от 1 до 3 м, выкалывались блоки объемом от 0,8 до 8 м<sup>3</sup>.

Областью эффективного применения механизированных клиновых установок ударного действия являются породы прочностью на одноосное сжатие более 40 МПа. Шпуры диаметром 42-46 мм следует бурить построчно на всю высоту подступа с шагом 0,24-0,36 м, а количество клиновых установок выбирать из расчета длины монолита, устанавливаемой расстоянием между поперечными трещинами, чтобы на одну ударно-клиновую установку приходилось не более 1,25 м<sup>2</sup> площади откола. Время откалывания мраморного блока от массива будет составлять 30-40 с [3].

На втором этапе для совершенствования технологии добычи прочных камней, типа гранит, буровзрывным способом с применением детонирующего шнура и малоплотных взрывчатых веществ были использованы специальные металлические вставки для изменения формы поперечного сечения шпура с целью управления действием разрушающих усилий. Для установления технологических параметров разработки блочного камня были проведены исследования добычи блоков с вставлением специальных устройств (треугольник № 2) в шпуры диаметром  $d_{\text{шп}}=42$  мм и взрыванием отрезков детонирующего шнура ДШ – 1 - 2 нити (рис. 1).

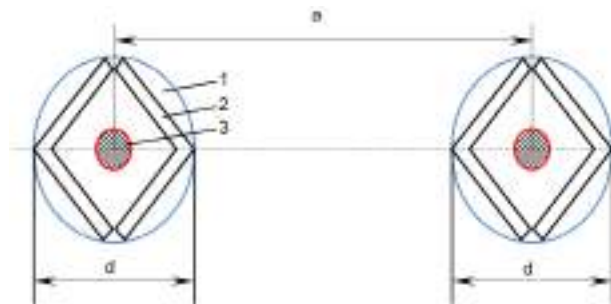


Рис. 1. Устройство для направленного раскола пород и его размещение в массиве: 1-шпур; 2-раскалывающее устройство (треугольник); 3-линейный взрыватель (ДШ)

Таблица 1

Основные технологические параметры разработки блочного камня

Способы добычных работ	Методы воздействия или рабочий орган	Тип породы	Удельный объем бурения, пог. м/м <sup>3</sup>	Технологические параметры отделяемого монолита					Удельная трещиноватость массива, U <sub>тр</sub> , м/м <sup>2</sup>	Прочность разрабатываемых пород, σ, МПа	Производительность, П, м <sup>3</sup> /ч или м <sup>3</sup> /л
				Расстояние между шпурами, а, м	Ширина, В, м	Высота, Н, м	Длина, L <sub>о</sub> , м	Объем, V, м <sup>3</sup>			
Буро отрывной	Клиновья механическая вставка и взрыв ДШ	мрамор	1,3-1,8	0,26-0,36	До 3	До 3	До 20	1,2-8	6-9	80-160	10-20
	Клиновья механическая вставка и взрыв ДШ	гранит	1.8-3	0,2-0,28	До 3	До 3	До 20	1,2-8	6-9	80-160	8-12
Буро-отрывной механический	Клиновидный инструмент с ударником	мрамор	1.4-2,6	0,24-0,32	До 2	До 3	До 20	1,2-8	2-9	80-160	6-20
	Клиновидный инструмент с ударником	гранит	2-4	0,2-0,24	До 2	До 3	До 20	1,2-8	2-9	80-160	6-20

Опытно-промышленные исследования проводились с использованием специально разработанных устройств радиально-бокового действия, результаты экспериментальных работ приведены в табл. 1.

Из количественных показателей опытно-экспериментальных работ установлено, что основной технологический параметр-расстояние между шпурами колеблется в пределах 0,2 – 0,36 м, т. е. 12-18 радиуса шпура в зависимости от прочности породы на откол, при высоте подступа 0,5-3 м и ширине отделяемого монолита до 3 м, а удельный объем бурения составляет 1,4 – 2,0 пог.м/м<sup>3</sup>. При буроотрывных способах

разработки с помощью НРС и гидроклиньев расстояние между шпурами составляет соответственно 0,16 – 0,22 м и 0,2–0,24 м, удельный объем бурения колеблется в пределах 2 – 4,6 пог.м/м<sup>3</sup>.

Таким образом, результаты промышленного внедрения показали, что в сравнении со способом выемки блоков с помощью НРС, механизированные ударно - клиновые установки обеспечивают увеличение межшпуровых расстояний в 1,3-1,7 раза, снижения объёма буровых работ 15%-36%, большую производительность и лучшие технико-экономические показатели.

**Список литературы :**

1. Барский А.А. Декоративно-облицовочные камни Каракалпаки и Узбекистана - Нукус : Каракалпакстан, 1991. -392с
2. Махмудов А.М. Научные основы управления механизмом разрушения горных пород по контуру // Горный вестник Узбекистана. – Навоий, 2010. -№3. -С. 27-29.
3. Рахимов В.Р., Махмудов А.М. Факторы, определяющие эффективность технологии добычи блоков камня машинами ударного действия // Горный вестник Узбекистана. – Навоий, 2010. -№3. -С. 6-8.

УДК 553.04+551.02

© Плещенко И.В., Мирзаев А.У., Наврузов С.С., Булина Н.В. 2012 г.

## ПОЛУЧЕНИЕ УТЯЖЕЛИТЕЛЯ БУРОВЫХ РАСТВОРОВ ИЗ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ УЗБЕКИСТАНА

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

Интенсивное развитие работ по разведке и последующей промышленной эксплуатации нефтегазовых

месторождений в Узбекистане вызывает большую потребность в утяжелителях буровых растворов и в орга-

низации промышленного производства утяжелителей.

В качестве утяжелителей буровых растворов используются различные виды минерального сырья и их смеси:

- карбонатные породы - мергель, мел, известняк, доломит, сидерит с плотностью в пределах 2,6-2,9 g/cm<sup>3</sup>;

- железистые утяжелители: гематит, магнетит, титаномагнетит с плотностью 4,2-5,2 g/cm<sup>3</sup>;

- минералы - барит, галенит, пирит, ильменит, апатит, целестин, барит-полиметаллические руды с плотностью в пределах 3,5-7,6 g/cm<sup>3</sup>.

В качестве утяжелителя буровых растворов в Узбекистане применялся барит, ввозимый из Казахстана за валюту. Имеющиеся мелкие месторождения барита в Узбекистане не могут удовлетворить потребности нефтегазовой отрасли в необходимом объеме. Кроме того, требуется обогащение барита и освобождение его от вредных примесей, что удорожает производство баритовых утяжелителей, даже по сравнению с импортным баритом из Казахстана.

Анализ показывает, что в Узбекистане существует реальная возможность организации промышленного производства утяжелителей в объемах, позволяющих в полной мере удовлетворить потребности буровых предприятий за счет местного импортозамещающего сырья, которым являются:

- барит-полиметаллические руды месторождения Учкулач;

- доломиты с некондиционными забалансовыми рудами, представленные бедной барит-полиметаллической минерализацией;

- известняки с бедной барит-полиметаллической минерализацией;

- безрудные доломиты, вмещающие месторождение Учкулач, развитые вдоль северного склона гор Ханбандытау на протяжении 10 km и южного склона гор Писталитау на расстоянии 31 km; огромные массы безрудных доломитов сосредоточены в отвалах карьера на участке Дальнем месторождения Учкулач;

- палеозойские доломиты, распространенные в Алмалыкском рудном районе.

Перспективными породами, на основе которых могут быть получены утяжелители буровых растворов, являются также оливиновые базальты, оливиновые габбро, пироксениты, перидотиты, дуниты, амфиболиты.

При бурении нефтяных и газовых скважин используют буровые растворы плотностью 1,18-1,30 g/cm<sup>3</sup>. При необходимости иметь буровые растворы более высокой плотности применяют утяжеляющие материалы - баритовые и железистые утяжелители; материалы с более низкой плотностью - малоколлоидные «тяжелые» глины, мел, известь и др.

Основным показателем качества любого утяжелителя является его утяжеляющая способность, которая характеризуется максимальной плотностью утяжеленного бурового раствора при сохранении оптимальных

структурно-механических, реологических, фильтрационных и других свойств при определенном содержании твердой фазы в буровом растворе. Утяжеляющая способность может также определяться максимальным возможным количеством вводимого в раствор утяжелителя.

Ниже приводится характеристика утяжелителей буровых растворов из минерального сырья Узбекистана.

1. Барит-полиметаллические руды месторождения Учкулач. Месторождение Учкулач расположено в Фаришском районе Джизакской области в 60 km к западу от г. Джизак и в 12 km к северу от районного центра Янгикишлак. Месторождение состоит из отдельных участков и примыкает с севера к холмистой гряде Ханбандытау. С востока на запад выделяются участки: Центральный, Южный, Дальний, Западный.

В эксплуатации находился участок Дальний, обрабатывался открытым способом (карьером). Руда по железной дороге транспортировалась на Алмалыкский горно-металлургический комбинат, где получали галенитовый и сфалеритовый концентраты. Участок Дальний имеет размеры по простиранию пород 5,0 km, вкрест простирания - 2,0 km, на глубину прослежен до 1300 m.

Основными минералами руд являются галенит, сфалерит, барит, пирит и доломит.

В США в качестве утяжелителей буровых растворов использовались барит-полиметаллические руды месторождений, подобные Учкулачскому.

Барит-полиметаллические руды месторождения Учкулач имеют следующий состав: BaSO<sub>4</sub> (барит) - 6,88-38,58%, PbS (галенит) - 2,0-40,18%, ZnS (сфалерит) - 1,21-15,53%, FeS<sub>2</sub> (пирит) - 0,00-5,0%, доломит CaMg(CO<sub>3</sub>)<sub>2</sub> - 28,40-56,86%. Плотность руды - 3,5-5,04 g/cm<sup>3</sup>. Плотность утяжеленного раствора 2,1-2,96 g/cm<sup>3</sup>. Из галенитовых руд возможно получение утяжеленных буровых растворов с плотностью до 3,5 g/cm<sup>3</sup>. Утяжеленные растворы с высокими плотностями применяются для глушения возникших фонтанов и ликвидации других возможных осложнений.

Применение барит-полиметаллических руд в качестве утяжелителей буровых растворов ограничено вследствие большой стоимости добычи их в карьере и, во-вторых, из-за ценности руды как сырья для получения свинца и цинка, широко используемых в народном хозяйстве. Поэтому они могут применяться в критических ситуациях: для глушения возникших фонтанов и при аномально высоких пластовых давлениях.

2. Доломиты с бедной полиметаллической минерализацией, являющиеся некондиционными забалансовыми рудами. Они добыты в карьере и находятся в отвалах на участке Дальнем. Содержание свинца в них 0,39-0,40%, цинка - 0,53-0,57%. Плотность пород преобладает в пределах 2,9-3,12 g/cm<sup>3</sup>. Запасы более 20 млн. т. Утяжеляющая способность в пределах 1,80-1,95 g/cm<sup>3</sup>, при подборе определенных реагентов достигается до 2,00-2,2 g/cm<sup>3</sup>.

Были проведены предварительные испытания пробы забалансовой барит-полиметаллической руды месторождения Учкулач в качестве утяжелителя буровых растворов на скважине АО СЛИ КАГНИСОЙ-4 при бурении. Замоченную барит-полиметаллическую руду в соотношении 1:3 постепенно добавляли к глинистому раствору. Результаты анализа следующие:

1. При добавлении 200% (соотношение 1:2) барит-полиметаллической руды к глинистому раствору:

- плотность,  $\text{g/cm}^3$  - 1,64;
- вязкость, Т 500 сек – 60;
- водоотдача,  $\text{cm}^3$  за 30 мин - 4,5/30;
- рН – 9.

2. При добавлении 220% (соотношение 1:2,2) барит-полиметаллической руды к глинистому буровому раствору:

- плотность,  $\text{g/cm}^3$  - 1,72;
- вязкость, Т 500 сек – 60;
- водоотдача,  $\text{cm}^3$  за 30 мин 4,5/30;
- рН – 9.

На 1  $\text{m}^3$  бурового раствора при использовании Казахстанского барита необходимо 0,230 т (раствор плотностью 1,5  $\text{g/cm}^3$ ).

На 1  $\text{m}^3$  раствора при использовании доломитов с бедной полиметаллической минерализацией месторождения Учкулач необходимо 0,290 т (раствор плотностью 1,5  $\text{g/cm}^3$ ). Использование забалансовых руд рудника Дальнего является экономически выгодным. Рядом находится дробильный цех и железная дорога.

3. Известняки с бедной барит-полиметаллической минерализацией в пределах сотых и первых десятых долей процента и безрудные известняки. Имеются как в отвалах карьера, так и обнажаются на участке Дальнем и слагают гряду Ханабандытау на протяжении 25 км, при ширине 1,5-3,0 км. Содержание кальция ( $\text{CaCO}_3$ ) в пределах 80-96%. Плотность 2,6-2,7  $\text{g/cm}^3$  утяжеляющая способность 1,4-1,6  $\text{g/cm}^3$ .

Карбонатные утяжелители широко применяются в России. Представляют собой порошкообразный продукт, получаемый из карбонатной породы - известняка ( $\text{CaCO}_3$ ). Производят несколько заводов, некоторые из них перечислены ниже.

ОАО «Сода» г. Стерлитамак выпускает карбонатный утяжелитель плотностью не менее 2,6  $\text{g/cm}^3$ . Применяется для повышения плотности буровых растворов при бурении нефтяных и газовых скважин. Содержание карбоната кальция в буровом растворе 45,0-50,0%. Утяжеляющая способность - 1,02-1,35  $\text{g/cm}^3$ .

ОАО «Стройматериалы» г. Белград в качестве карбонатного утяжелителя выпускает мел технический. ООО «Микрокальцит» г. Магнитогорск выпускает 6 сортов утяжелителей карбонатных на основе мрамора молотого. В г. Омске выпускается кислото-растворимый модифицированный утяжелитель для буровых растворов, изготовленный путем измельчения известнякового щебня на водной и углеводородной основе. В США утяжелитель на основе карбоната

кальция выпускается в виде следующих марок и следующими фирмами изготовителей [1]:

- об-вейт фирма «Ойл Баз Ник»;
- секарб фирма «Ойл Баз Ник»;
- кен-вейт фирма «КентКорн»;
- лоу-уэйт фирма «Магкобар»;
- имко-уэйт фирма «Имко»;
- инвертин-уэйт фирма «Доувел-Див» и «Доу кемикал К<sup>0</sup>»;
- уэтекс фирма «Техас Брайн Карпорейшн», «Доувел Дивижен ОФЗ» и «Доу», «Кемикал К»;
- W.O.30 фирма «Миршем»;
- имко сэйф сил фирма «Имко»;
- имко сэйф сил Х фирма Имко»;
- циркотекс фирма «Техас Брайн Карпорейшн»;
- циркотекс-макс фирма «Техас Брайн Карпорейшн».

Все эти утяжелители применяются в основном на нефтяной основе или на водной основе.

Исследования по изучению утяжеляющей способности известняков в Узбекистане не проводились. Также нет работ по созданию рецептуры буровых растворов с карбонатными кислоторастворимыми утяжелителями с применением местного сырья, как известняков, так и доломитов. Обычно применяется рецептура утяжеляющих растворов на основе барита.

В отвалах карьера участка Дальнего сосредоточены большие массы известняков и доломитов, которые могут служить сырьем для получения утяжелителей буровых растворов.

4. Доломиты безрудные. Развиты вдоль северного склона гор Ханбандытау на протяжении 10 км. К ним приурочено Учкулачское барит-полиметаллическое месторождение. Вторая полоса выходов доломитовых пород расположена к северу вдоль южного склона гор Писталитау протяженностью до 20,0 км. Значительное количество доломитов сосредоточено в отвалах рудника Дальнего месторождения Учкулач. Палеозойские доломиты широко распространены в Узбекистане (Алмалыкский рудный район, Бричмуллинский и Акбулакский рудные районы и др.). Были исследованы доломиты с рудника Дальнего Учкулачского барит-полиметаллического месторождения и с горы Каратагата Алмалыкского рудного района. Содержание доломита в них составляет 88,0-98,0%, кальция - 0,0-8,0%, содержание нерастворимого остатка - 0,0-4,0%. Плотность породы - 2,7-2,9  $\text{g/cm}^3$ . Утяжеляющая способность - 1,60-1,8  $\text{g/cm}^3$ , при подборе соответствующих реагентов и крупности слагающих частиц утяжеляющая способность увеличивается до 1,9-2,02  $\text{g/cm}^3$ .

В России и в Белоруссии широко применяются доломитовые утяжелители для буровых растворов. Одним из выпускающих предприятий в России является ОАО «Новокаолиновый горно-обогатительный комбинат» Челябинской области. Утяжелитель имеет следующие характеристики:

- суммарная доля углекислого кальция и углекисло-

го магнезия в пересчете на сухое вещество, % не менее - 85,0;

- плотность,  $g/cm^3$  не менее - 2,7;
- утяжеляющая способность,  $g/cm$  - 1,65-1,70.

В Белоруссии доломитовый утяжелитель выпускает ОАО «Доломит» в г. Витебске. В качестве утяжелителей буровых растворов в Узбекистане применяется барит, импортируемый из Казахстана за валюту.

Таким образом, проведенные исследования показали, что в Узбекистане существует реальная возможность организации промышленного производства утяжелителей буровых растворов в объемах, позволяющих в полной мере удовлетворить потребность буровых предприятий за счет местного импортозамещающего сырья, которым является:

- а) барит-полиметаллические руды месторождения

свинцово-цинковых руд Учкулач;

б) доломиты с неконденционными забалансовыми рудами месторождения Учкулач;

в) известняки с бедной барит-полиметаллической минерализацией;

г) безрудные доломиты, вмещающие месторождение Учкулач и развитые вдоль северного склона гор Хан-бандытау и Писталитау;

д) палеозойские доломиты Алмалыкского рудного района. Исследования, проведенные в опытно-методической экспедиции Узбурнефтегаза показали, что плотность утяжеленных буровых растворов на основе предложенного минерального сырья достигает величин  $-1,6-2,96 g/cm^3$ . Доломитовые породы и известняки в качестве утяжелителей буровых растворов широко применяются в России, США и др. государствах.

Список литературы:

1. Резниченко И.Н., Булатов А.И., Рябовов С.А., Шандин С.Н. Утяжеление буровых и тампонажных растворов. М. «Недра», 1979, 286с

УДК 622.235(043.3)

© Уринов Ш.Р., Тошев О.Э., Рузиев М.К. 2012 г.

# ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ СООТНОШЕНИЯ УДЕЛЬНЫХ РАСХОДОВ РАСТВОРА ПОВЕРХНО-АКТИВНЫХ И ПРОМЫШЛЕННЫХ ВЗРЫВАТЫХ ВЕЩЕСТВ ПРИ ВЗРЫВАХ

Уринов Ш.Р., доцент кафедры «Автоматизация и управление технических процессов и производств» НГГИ, канд. техн. наук; Тошев О.Э., ст. преподаватель кафедры «Металлургия» НГГИ; Рузиев М.К., зам. директора Карманинского промышленно-экономического колледжа

На рис. 1 представлена, зависимость изменения соотношения удельных расходов раствора поверхностно-активных веществ (ПАВ) и промышленных взрывчатых веществ (ВВ) в зависимости от акустической жесткости при различных категориях массива горных пород по степени их взрываемости. Полученные зависимости показывают, что с увеличением акустической жесткости от  $8 \cdot 10^9$  до  $14 \cdot 10^9 N \cdot c/m^2$  соотношение удельных расходов раствора ПАВ и промышленных ВВ во всех исследованных горных породах по степени их взрываемости увеличивается на 0,5 степени функциональной зависимости.

Исследованиями установлено, что при акустической жесткости горных пород, равной  $8 \times 10^9 N \cdot c/m^2$ , соотношение удельных расходов раствора ПАВ и промышленных ВВ составляет: 0,15; 0,16 и 0,17 соответственно для весьма трудно, трудно и средне взрывааемых массивов горных пород. Дальнейшее увеличение акустической жесткости горных пород до  $14 \times 10^9 N \cdot c/m^2$  соотношение удельных расходов рас-

твора ПАВ и промышленных ВВ увеличивается и составляет: 0,198; 0,215 и 0,224 соответственно для весьма трудно, трудно и средне взрывааемых массивов горных пород.

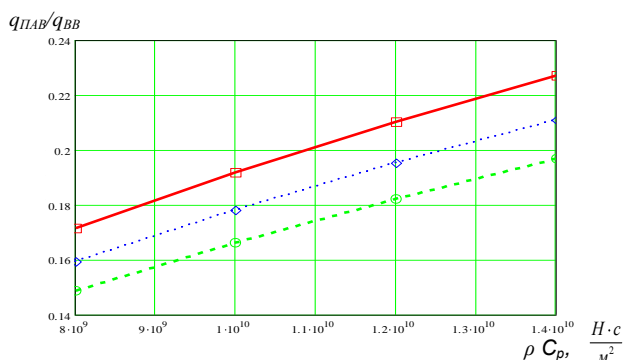


Рис. 1. Изменение соотношения удельных расходов раствора ПАВ и промышленных ВВ в зависимости от акустической жесткости при различных категориях горного массива по степени их взрываемости: δ - k = 130, ◊ - k = 140, ○ - k = 150

На рис. 2 представлена, зависимость изменения соотношения удельных расходов раствора ПАВ и промышленных ВВ в зависимости от числа одновременно взрываваемых скважинных зарядов в серии при различных категориях массива горных пород по степени их взрываемости. Исследованиями установлено, что с увеличением числа одновременно взрываваемых зарядов в серии от 50 до 200 скважин соотношение удельных расходов раствора ПАВ и промышленных ВВ во всех исследованных горных породах уменьшается по гиперболической зависимости.

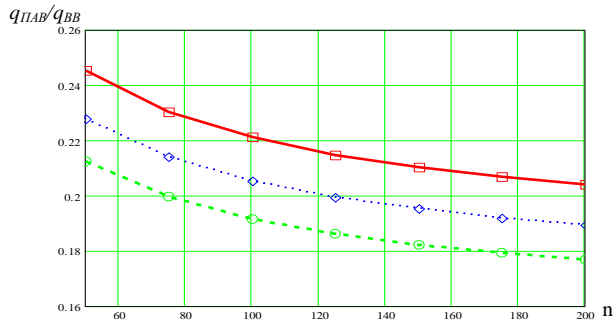


Рис. 2. Изменение соотношения удельных расходов раствора ПАВ и промышленных ВВ в зависимости от числа одновременно взрываваемых скважинных зарядов в серии при различных категориях горного массива по степени их взрываемости: δ – k = 130, ϕ – k = 140, о – k = 150

Исследованиями установлено, что при одновременном взрыве зарядов в серии, равной 50 скважинам, соотношение удельных расходов раствора ПАВ и промышленных ВВ составляет: 0,212; 0,23 и 0,247 соответственно для весьма трудно, трудно и средне взрываваемых массивов горных пород. Дальнейшее увеличение количество одновременно взрываваемых зарядов в серии до 200 скважин соотношение удельных расходов раствора ПАВ и промышленных ВВ медленно снижается и составляет: 0,178; 0,19 и 0,205 соответственно для весьма трудно, трудно и средне взрываваемых массивов горных пород.

На рис. 3 представлена зависимость изменения соотношения удельных расходов раствора ПАВ и промышленных ВВ в зависимости от коэффициента

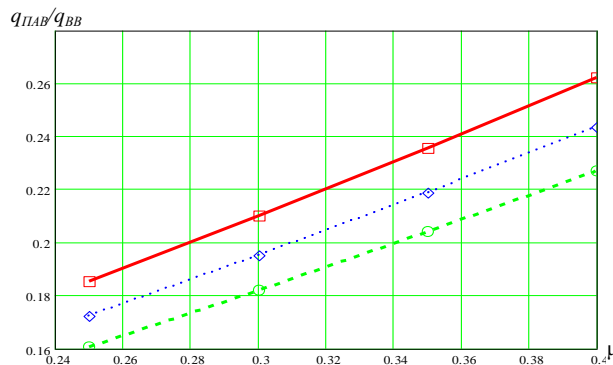


Рис. 3. Изменение соотношения удельных расходов раствора ПАВ и промышленных ВВ в зависимости от коэффициента Пуассона при различных категориях массива горных пород по степени их взрываемости: δ – k = 130, ϕ – k = 140, о – k = 150

Пуассона при различных категориях массивов горных пород по степени их взрываемости. Полученные зависимости показывают, что с увеличением коэффициента Пуассона от 0,24 до 0,4 соотношение удельных расходов раствора ПАВ и промышленных ВВ во всех исследованных горных породах по степени их взрываемости увеличивается.

Исследованиями также установлено, что при коэффициенте Пуассона горных пород, равном 0,25 соотношение удельных расходов раствора ПАВ и промышленных ВВ составляет: 0,16; 0,17 и 0,183 соответственно для весьма трудно, трудно и средне взрываваемых массивов горных пород. Дальнейшее увеличение коэффициента Пуассона горных пород до 0,4 соотношение удельных расходов раствора ПАВ и промышленных ВВ увеличивается и составляет: 0,226; 0,244 и 0,262 соответственно для весьма трудно, трудно и средне взрываваемых массивов горных пород.

На рис. 4 представлена зависимость изменения соотношения удельных расходов раствора ПАВ и промышленных ВВ в зависимости от коэффициента, зависящего от условия взрыва при различных категориях массива горных пород по степени их взрываемости. Полученные зависимости показывают, что с увеличением коэффициента, зависящего от условия взрыва от 200 до 240 соотношение удельных расходов раствора ПАВ и промышленных ВВ во всех исследованных горных породах по степени их взрываемости увеличивается 0,5 степени функциональной зависимости.

Исследованиями также установлено, что при коэффициенте, зависящем от условия взрыва, равному 200, соотношение удельных расходов раствора ПАВ и промышленных ВВ составляет: 0,17; 0,182 и 0,196 соответственно для весьма трудно, трудно и средне взрываваемых массивов горных пород. Дальнейшее увеличение коэффициента, зависящего от условия взрыва горных пород до 240 соотношение удельных расходов раствора ПАВ и промышленных ВВ увеличивается и составляет: 0,185; 0,2 и 0,214 соответственно для весьма трудно, трудно и средне взрываваемых массивов горных пород.

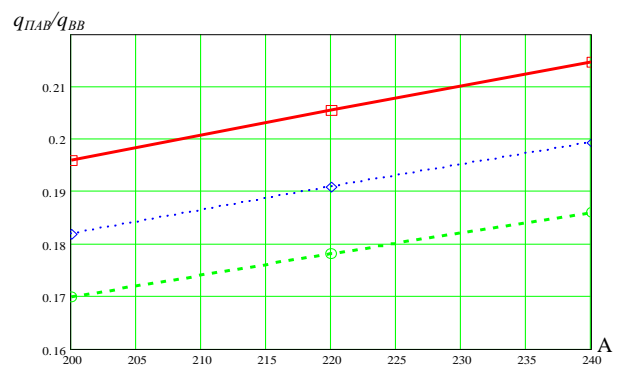


Рис. 4. Изменение соотношения удельных расходов раствора ПАВ и промышленных ВВ в зависимости от коэффициента, зависящего от условия взрыва при различных категориях горного массива по степени их взрываемости: δ – k = 130, ϕ – k = 140, о – k = 150

# ИССЛЕДОВАНИЕ МЕХАНИЗМА СНИЖЕНИЯ ПРОЧНОСТИ ПЕСЧАНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ НАСЫЩЕНИИ ИХ РАЗЛИЧНЫМИ ТИПАМИ ХИМИЧЕСКИ АКТИВНЫХ РАСТВОРОВ

Уринов Ш.Р., доцент кафедры «Автоматизация и управление технических процессов и производств» НГГИ, канд. тех. наук; Норов Ж.А., инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК; Халимова Н.Д., студентка НГГИ

В основных направлениях экономического развития Республики Узбекистан предусмотрен подъем экономики страны, главным образом, за счет ускорения научно-технического прогресса и широкого внедрения ресурсосберегающих технологий. Поиск эффективных путей снижения энергоемкости разрушения горных пород является одним из главных направлений современных научных исследований в горной науке.

При выполнении поставленной задачи особое место отводится горнодобывающей промышленности, в особенности – разработка месторождений полезных ископаемых подземным способом.

В настоящее время проблемы повышения эффективности подземных горных работ решаются путем создания и внедрения различных способов направленного воздействия на состояние массива с целью снижения его механической прочности.

Исследовались в лабораторных условиях механизм снижения прочности образцов пород при воздействии на них различных химических реагентов.

Серия образцов, представленных кернами диаметром 52 mm с различным типом цемента, просушили при температуре 105°C до стабилизации веса и поместили в растворы химически активных веществ, а именно: раствор карбамида, концентрации 4%, растворы кислот: соляной 4%, сульфосалициловой 1%, НТФ - 0,5%. По истечении определенного времени измеряли вес образцов. На рис. 1 и 2 представлено изменение веса образцов во времени с различным цементом: с карбонатно-глинистым и глинисто-карбонатным.

Анализ показывает, что при глинисто-карбонатном составе цемента при воздействии кислот с песчаником

происходит в основном процесс насыщения, который полностью затушевывает процесс растворения. При этом снижение прочности песчаника происходит за счет его пропитки (эффект Ребиндера). Насыщение образцов раствором карбамида носит несколько иной характер: приросты веса идут почти по линейному закону и заканчиваются в течение 72 часов полной дезагрегацией образцов. Объяснить это можно тем, что глинистые минералы, взаимодействуя с раствором карбамида, образует комплексы, разрушающие связи в песчанике.

Для песчаников с карбонатно-глинистым цементом при насыщении его раствором карбамида характер изменения веса образцов протекает аналогично таковому как и при взаимодействии кислот с песчаниками, имеющими глинисто-карбонатный цемент. Такой характер определяется незначительным содержанием глинистых минералов в цементирующем веществе.

Характер изменения веса образцов песчаника при насыщении растворами кислот зависит от скорости взаимодействия с карбонатными соединениями. Так, скорость растворения карбонатов раствором соляной кислоты (кривая 3 на рис. 1) превышает скорость насыщения песчаника влагой, поэтому в первый момент времени наблюдается уменьшение веса образцов. Затем процесс растворения идет на убыль и во взаимодействии начинает преобладать процесс насыщения. Снижение прочности у таких песчаников происходит в основном как за счет размыва минеральных включений, так и за счет насыщения. Далее проводились исследования с целью проверки выбранных химических реагентов по критерию снижения прочности пород, а также для оценки степени влияния типа и состава цемента на уровень снижения прочности пород.

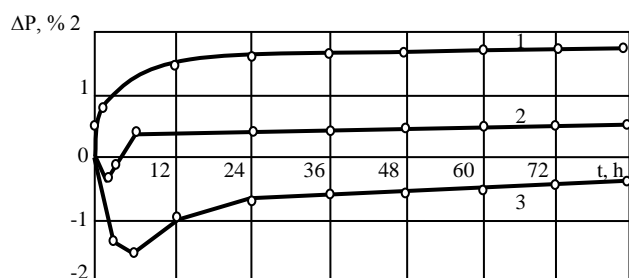


Рис. 1. Изменение веса образцов из карбонатно-глинистых цементов: 1 - раствор карбамида; 2 – раствор сульфосалициловой кислоты; 3 - раствор соляной кислоты

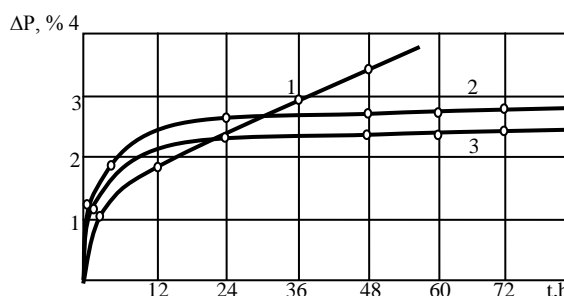


Рис. 2. Характер изменения веса образцов с глинисто-карбонатным цементом: 1 – раствор карбамида; 2 - раствор соляной кислоты; 3 – раствор комплексона НТФ

Таблица 1

Изменение прочности песчанников во времени при воздействии различных химически активных реагентов

Продолжительность опыта, сут	Рабочие жидкости									
	Вода		Соляная кислота - 6%		Карбамид - 2%		Сульфосалициловая кислота - 1%		Комплексон НТФ - 0,5%	
	Предел прочности на сжатие ( $\sigma_{сж}$ ), МПа									
	до обработки	после обработки	до обработки	после обработки	до обработки	после обработки	до обработки	после обработки	до обработки	после обработки
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	45-55	30-38	45-55	45-52	45-55	30-35	45-55	45-50	45-55	44-50
3	-	20-26,5	-	40-45	«-»	-	«-»	33-46	«-»	33-46
6	-	17-20	«-»	38-42	«-»	-	«-»	«-»	«-»	«-»
10	-	«-»	«-»	«-»	«-»	-	«-»	«-»	«-»	«-»
1	100-120	100-120	100-120	80-100	100-120	80-100	100-120	65-90	100-120	100-120
3	«-»	100-110	«-»	70-80	«-»	70-80	«-»	60-80	«-»	100-110
6	«-»	«-»	«-»	65-75	«-»	«-»	«-»	50-65	«-»	90-100
10	«-»	«-»	«-»	«-»	«-»	«-»	«-»	«-»	«-»	«-»
1	80-82	35-40	80-82	78-80	80-82	25	80-82	15-20	80-82	40-45
3	«-»	12-17	«-»	76-78	«-»	*	«-»	13-14	«-»	16-18
6	«-»	*	«-»	75-78	«-»	-	«-»	10-14	«-»	13-16
10	«-»	-	«-»	«-»	«-»	-	«-»	«-»	«-»	«-»
1	80-81	60-70	80-81	50-58	80-81	50-55	80-81	53-58	80-81	51-59
3	«-»	55-60	«-»	40-45	«-»	38-40	«-»	39-40	«-»	38-43
6	«-»	50-57	«-»	35-40	«-»	32-38	«-»	33-35	«-»	31-37
10	«-»	«-»	«-»	«-»	«-»	«-»	«-»	«-»	«-»	«-»
1	55-60	52-55	55-60	10-15	55-60	50-55	55-60	25-31	55-60	15-25
3	«-»	«-»	«-»	5-10	«-»	«-»	«-»	20-27	«-»	10-20
6	«-»	«-»	«-»	«-»	«-»	«-»	«-»	«-»	«-»	5-10
10	«-»	«-»	«-»	«-»	«-»	«-»	«-»	«-»	«-»	«-»

\*) Образец породы дезагрегировал

Для экспериментов использовались керны из песчанников диаметром 40-43 mm, высотой 15-20 mm. Образцы породы заливали различными жидкостями определенной концентрации, в количестве необходимом для полного вымывания минералов, способных к растворению.

На первом этапе исследовали изменение прочности песчанников при воздействии химически активных растворов во времени, результаты этих исследований представлены в табл. 1.

Анализ данных показывает, что основное снижение прочности происходит в первые трое суток и стабилизируется на шестые. Наилучшей рабочей жидкостью для песчанников с глинисто-карбонатным цементом является раствор карбамида, при использовании которого происходит полная дезагрегация некоторых образцов песчанника.

Воздействие раствора карбамида на песчанники карбонатно-глинистым цементом сказывается значительно меньше, где снижение прочности породы при обработке раствором карбамида составляет всего 5-10%. При карбонатно-глинистом составе цемента максимальное снижение прочности достигается при использовании растворов соляной кислоты, комплексона НТФ сульфосалициловой кислоты.

Многочисленные испытания пород позволили установить для большей группы песчанников связь между исходным содержанием химико-минералогических

компонентов и прочностью пород на сжатие в виде выражения:

$$B_c = 3,4 \left[ \frac{(C_{CaO})^2 * C_{MgO}}{C_{Al_2O_3}} + C_{Fe_2O_3} \right] + 2,9, MPa. \quad (1)$$

Анализ полученных данных показывает, что прочность песчанника, в первую очередь, зависит от содержания в них соединений кальция, а также магния и железа. Наличие соединений алюминия свидетельствует о присутствии в породе глин, которые ослабляют связи между минералами.

Полученные данные также показывают, что наибольшей реакционной способностью к цементирующему веществу песчанников обладает раствор соляной кислоты. Однако величина снижения прочности породы не коррелирует с количеством вымытых компонентов. Например, снижение прочности породы при воздействии соляной кислоты составляет - 5%, комплексона НТФ - 80%, сульфосалициловой кислоты - 80%. Данные свидетельствуют, что использование количества вымытых химико-минералогических компонентов в качестве критерия для выбора реагентов неприемлемо. Очевидно, что искомым критерий должен комплексно учитывать как свойства рабочей жидкости, так и разупрочняемой породы.

В принципе выбранные рабочие жидкости позво-

ляют снизить прочность крепких песчаных горных пород любого химического состава на 80%-90%. Главным условием достижения этих показателей является возможность проникновения химического реагента вглубь образца. Эти условия, как было показано ранее, определяются типом цементации, физическим отражением которых являются эффективная пористость и коэффициент проницаемости.

Так, на опытах с образцами крепких песчаных горных пород и имеющих базальный тип цемента ( $m_{\text{цф}}=(0,18-0,3)\%$   $K_{\text{ф}}=1 \times 10^{-3}$  Дарси) наблюдалось следующее. После испытания пород на прочность на приборе БУ-39 визуально исследовались обломки пород для определения глубины проникновения рабочей жидкости. Было установлено, что глубина пропитки растворов соляной и сульфосалициловой кислоты, комплексоне НТФ составляет: вдоль напластования 4-8 мм и 2-4 мм поперек напластования.

Меньшее значение глубине пропитки соответствовала соляная кислота, у которой оказалась отрицательная поверхностная активность к этому песчанику. Интересно отметить, что обработанную кромку породы в некоторых случаях можно было разрушить мускульным усилием рук. Таким образом, при измерении прочности пород с базальным типом цемента фиксировалось усредненное снижение прочности, которое объективно не отражало итог процесса. Исследовались изменения прочности массива крепких песчаных горных пород химическим методом в режиме напорного нагнетания. Для максимального приближения к натурным условиям, где породы находятся в объемном напряженном состоянии, в лабораторных условиях проводили опыты по воздействию рабочих жидкостей на образцы в режиме напорного нагнетания. При этом образцы находились в состоянии всестороннего обжатия. Давление обжатия составляло 10 МПа, что соответствует горному давлению на глубине 500 м. Опыты проводились по разработанной методике [1]. После каждой химической обработки на приборе напорного нагнетания образцы горных пород разрезались на цилиндры высотой 20 мм, для определения глубины пропитки и изменения прочности песчаника

Таблица 2

Изменение прочности песчаников при воздействии химически активных растворов в режиме напорного нагнетания

Рабочая жидкости	Время действия, сут.	Глубина пропитки, $10^{-3}$ м	Предел прочности на сжатие, МПа		Снижение прочности, %	Давление нагнетания, МПа	
			до обработки	после обработки		исходное	конечное
Сульфосалициловая кислота, 1%	14	5	100-110	75-80	26,4	7,1	5,8
Вода	«-»	3	100-110	92-100	6,8	7,1	5,0
Вода	14	100	72-82	66-68	12,9	7,0	6,2
Карбамид, 4%	«-»	100	84-88	22-61	30,0	7,2	3,5
Соляная кислота, 10%	3	50	72-75	60-66	12,0	54	31
Соляная кислота, 6%	6	140	68-72	15-35	52	7,0	3,0

по высоте керна, абсолютные результаты которых приведены в табл. 2. Анализ данных показывает, что глубина пропитки зависит от типа цементации: при банальном типе жидкость фактически не проникает в образец, при паровом и контактовом типе цемента наблюдается проникновение.

Величина снижения прочности пород при такой схеме обработки образцов несколько ниже, чем при свободном насыщении, что объясняется уменьшением эффективной пористости при обжатии и снижением доступности растворимых минералов рабочей жидкостью.

Таким образом, проведенные исследования на приборе напорного нагнетания показали принципиальную возможность ослабления крепких песчаных пород, находящихся в условиях объемного напряженного состояния.

Установлена закономерность изменения прочности песчаных горных пород в зависимости от химико-минералогических компонентов.

Также установлено, что прочность крепких песчаных пород, в первую очередь, зависит от содержания в них соединения кальция, а также магния и железа. Наличие соединения алюминия свидетельствует о присутствии в породе глин, которые ослабляют связь между минералами. Также установлено, что критерием выбора химически активного раствора и его концентрации является произведение концентрации раствора на поверхностную активность этого раствора на ослабляемом песчанике. Чем выше это произведение, тем более эффективен реагент. При этом поверхностная активность раствора должна быть положительна.

Список литературы:

1. Норов Г.А. Выбор рабочей жидкости для ослабления горных пород на основе изменения их агрегативной устойчивости. – В кн.: Внедрение передовой технологии, механизации и автоматизации вспомогательных процессов горного производства на шахтах Карагандинского бассейна. – Караганда, 1982, с.35-36.

# ИССЛЕДОВАНИЯ РАЗМЕРОВ ЗОН ОСЛАБЛЕНИЯ ПРОЧНОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ

Мислибоев И.Т., декан горного факультета НГГИ, канд. пед. наук; Уринов Ш.Р., доцент кафедры «Автоматизация и управление технических процессов и производств» НГГИ, канд. тех. наук

На рис. 1 представлена, зависимость изменения радиуса зон ослабления прочности горных пород в глубине массива в зависимости от коэффициента Пуассона при различной акустической жесткости горных пород. Полученная зависимость показывает, что с увеличением коэффициента Пуассона от 0,1 до 0,4 радиус зон ослабления прочности горных пород в глубине горного массива увеличивается от 7,8 м до 10,5 м для пород акустической жесткости, равной  $8 \times 10^9 \text{ N}\times\text{s}/\text{m}^2$ . Исследованиями также установлено, что с увеличением акустической жесткости горных пород от  $(8,14) \times 10^9 \text{ N}\times\text{s}/\text{m}^2$  радиус зоны ослабления прочности горных пород в глубине массива увеличивается.

При коэффициенте Пуассона, равном 0,2 для пород акустической жесткости, равной  $8 \times 10^9 \text{ N}\times\text{s}/\text{m}^2$ ,  $10 \times 10^9 \text{ N}\times\text{s}/\text{m}^2$ ,  $12 \times 10^9 \text{ N}\times\text{s}/\text{m}^2$  и  $14 \times 10^9 \text{ N}\times\text{s}/\text{m}^2$  радиус зон ослабления прочности горных пород в глубине массива соответственно составляет 11,2 м, 12,8 м, 14,0 м и 15,0 м. Увеличение коэффициента Пуассона до 0,4 для пород акустической жесткости, равной  $8 \times 10^9 \text{ N}\times\text{s}/\text{m}^2$ ,  $10 \times 10^9 \text{ N}\times\text{s}/\text{m}^2$ ,  $12 \times 10^9 \text{ N}\times\text{s}/\text{m}^2$  и  $14 \times 10^9 \text{ N}\times\text{s}/\text{m}^2$  сопровождается увеличением радиуса зон ослабления прочности горных пород в глубине массива и составляет соответственно 18,2 м, 21,0 м, 23,0 м и 24,4 м.

На рис. 2 приведена зависимость изменения радиуса зон ослабления прочности горных пород в глубине массива в зависимости от прочностных свойств на растяжения при различных радиусах заряда ВВ. Полученная закономерность характеризуется зависимостью гиперболического типа.

Исследованиями установлено, что увеличение проч-

ности горных пород на растяжения от 10 МПа до 90 МПа сопровождается резким снижением радиуса зон ослабления горного массива. Для радиуса заряда равного 0,05 м составляет соответственно 32 м и 12 м. Дальнейшее увеличение прочностных свойств более 90 МПа сопровождается медленным снижением радиуса зон ослабления прочности горных пород в глубине горного массива. Для радиуса заряда равный 0,05 м составляет соответственно 12 м и 8 м.

Исследованиями также установлено, что с увеличением радиуса заряда ВВ от 0,05 м, 0,075 м, 0,1 м и 0,125 м для прочности горных пород на растяжение равное 90 МПа радиус зоны ослабления прочности в глубине горного массива увеличивается и составляет соответственно 10 м, 16 м, 22 м и 28 м.

На рис. 3 представлена, зависимость изменения радиуса зон ослабления прочности горных пород в глубине массива от радиуса заряда ВВ при различной акустической жесткости горных пород.

Полученная зависимость показывает, что с увеличением радиуса заряда от 0,01 м до 0,125 м радиус зон ослабления прочности горных пород в глубине массива увеличивается от 1,7 м до 14 м для пород акустической жесткости равной  $8 \times 10^9 \text{ N}\times\text{s}/\text{m}^2$ .

Исследованиями также установлено, что с увеличением акустической жесткости горных пород от  $(8,14) \times 10^9 \text{ N}\times\text{s}/\text{m}^2$  радиус зоны ослабления прочности горных пород в глубине массива увеличивается.

При радиусе заряда равного 0,05 м для пород акустической жесткости равной  $8 \times 10^9 \text{ N}\times\text{s}/\text{m}^2$ ,  $10 \times 10^9 \text{ N}\times\text{s}/\text{m}^2$ ,  $12 \times 10^9 \text{ N}\times\text{s}/\text{m}^2$  и  $14 \times 10^9 \text{ N}\times\text{s}/\text{m}^2$  радиус зон ослабле-

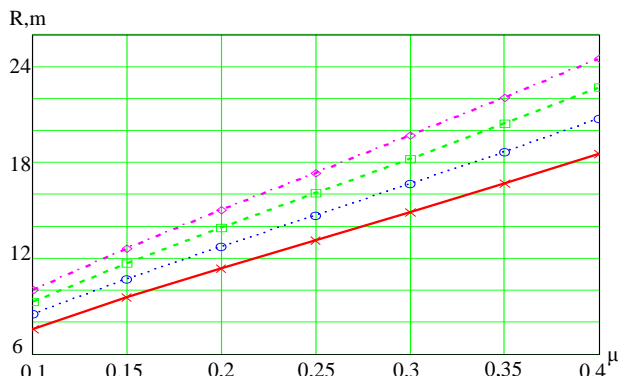


Рис. 1. Максимальный радиус зон ослабления прочности горных пород в глубине массива в зависимости от коэффициента Пуассона при различной акустической жесткости горных пород:  $r C_p$ ,  $\text{N}\times\text{s}/\text{m}^2$ , ( x -  $8,0 \times 10^9$ ; o -  $10,0 \times 10^9$ ;  $\square$  -  $12,0 \times 10^9$ ;  $\diamond$  -  $14,0 \times 10^9$ )

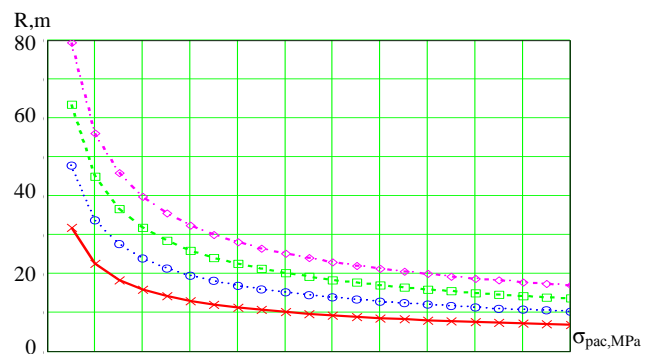
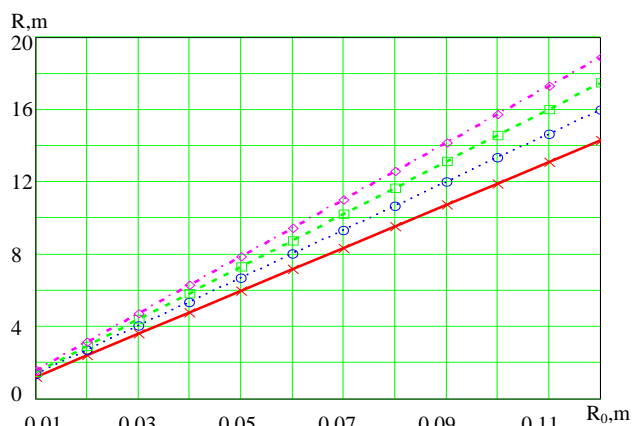


Рис. 2. Максимальный радиус зон ослабления прочности горных пород в глубине массива в зависимости от прочностных свойств на растяжения при различных радиусах заряда ВВ:  $R_0$ , м (x - 0,05; o - 0,075;  $\square$  - 0,100;  $\diamond$  - 0,125)



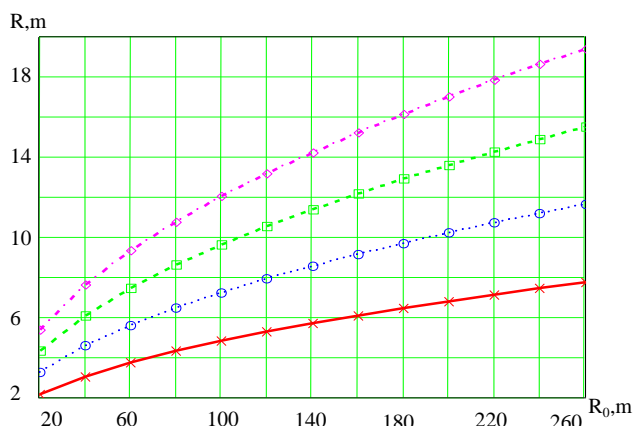
**Рис. 3.** Максимальный радиус зон ослабления прочности горных пород в глубине массива в зависимости от радиуса заряда ВВ при различных акустической жесткости горных пород:  $r C_p$ ,  $N \times s/m^2$  (x -  $8,0 \times 10^9$ ; o -  $10,0 \times 10^9$ ; □ -  $12,0 \times 10^9$ ; ◊ -  $14,0 \times 10^9$ )

ния глубины массива соответственно составляет 6 м, 6,5 м, 7 м и 8 м. Увеличение радиуса заряда до 0,125 м для пород акустической жесткости равной  $8 \times 10^9 N \times s/m^2$ ,  $10 \times 10^9 N \times s/m^2$ ,  $12 \times 10^9 N \times s/m^2$  и  $14 \times 10^9 N \times s/m^2$  сопровождается увеличением радиуса зон ослабления прочности горных пород глубины массива и составляет соответственно 14 м, 16 м, 16,7 м и 19 м.

На рис. 4 приведена зависимость изменения радиуса зон ослабления прочности горных пород в глубине массива от коэффициента, зависящего от условий взрывания при различных радиусах заряда ВВ.

Полученная закономерность характеризуется зависимостью параболического типа показателем  $1/2$ . Исследованиями установлено, что увеличение коэффициента зависящего от условий взрывания от 20 до 260 сопровождается увеличением радиуса зон ослабления прочности массива.

Для радиуса заряда равного 0,05 м радиус зон ослабления прочности горного массива составляет соот-



**Рис. 4.** Максимальный радиус зон ослабления прочности горных пород в глубине массива от коэффициента зависящий условий взрывания при различных радиусах заряда ВВ:  $R_0$ , м (x - 0,05; o - 0,075; □ - 0,100; ◊ - 0,125)

ответственно 2 м и 7,8 м.

Исследованиями также установлено, что с увеличением радиуса заряда ВВ от 0,05 м, 0,075 м, 0,1 м и 0,125 м для коэффициента, зависящего от условий взрывания равных 140 радиус зоны ослабления прочности горных пород в глубине горного массива и составляет соответственно 6 м, 8,2 м, 11,6 м и 14 м.

Дальнейшее увеличение коэффициента, зависящего от условий взрывания до 260, сопровождается увеличением радиусов зон ослабления прочности горных пород в глубине горного массива и составляет соответственно 7,8 м, 11,5 м, 15 м и 18,6 м.

В результате исследования установлены обобщающие закономерности изменения радиуса зон ослабления прочности в глубине горного массива взрывом скважинных зарядов ВВ в зависимости от их радиуса, прочностных свойств, а также коэффициентов Пуассона и условий взрывания при различных породах по акустической жесткости.

## ОСЛАБЛЕНИЕ ПРОЧНОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Тошев О.Э., ст. преподаватель кафедры «Металлургия» НГГИ, Норов Ж.А., инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК; Урунов Ш.К., стажер - исследователь НГГИ

Поиски технологических путей снижения энергоемкости разрушения крепких горных пород путем глубокого изучения закономерностей механизма их разрушения, открывающих пути энергоемкости, являются главным направлением современных исследований. В настоящее время существует следующая классификация способов ослабления прочности массива крепких горных пород, которая приведена на рис. 1.

При выборе оптимального способа воздействия необходимо задаваться граничными условиями, учитывая свойства и структуру горной породы, конечный желаемый результат. Механические способы включают разрушение крепких горных пород взрывом, комбайнами, струей воды [1]. При взрывном способе механические усилия создаются за счет ударных волн и волн напряжений, приводящих к росту и распространению

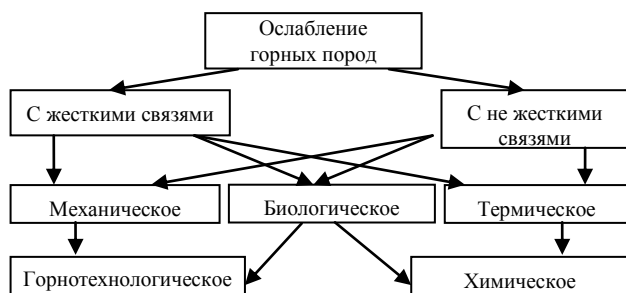


Рис 1. Классификация способов ослабления прочности крепких горных пород

трещин. В случае комбайновой выемки пород исполнительные органы производят динамическое воздействие: шарошечные, ударно-поворотные, ударно-скалывающие, при этом разрушение крепких горных пород происходит путем сжатия и скола. Создание специальными исполнительными органами дополнительных поверхностей ослабления в горном массиве (врубы, щели) способствует повышению эффективности разрушения породы и снижению энергоемкости этого процесса, основные данные которых приведены в работах [2].

Гидравлический способ ослабления прочности массива путем нагнетания воды под высоким давлением широко применяется при добыче угольных месторождений, которые применяются гораздо реже. В основе разрушения горной породы струей воды лежат напряжения, возникающие в породе вследствие большой кинетической энергии струи, подобной энергии удара, и приводящие к образованию серий микротрещин. Ославление прочности горного массива взрывом широко применяется на открытых горных работах при рыхлении вскрышных и добычных уступов. Также широко применяются гидравлические и взрывогидравлические методы ослабления прочности массива.

Механические способы позволяют получить снижение прочностных показателей на 20%-40%, но при этом требуются значительные энергетические затраты.

Из термических способов следует отметить ослабление прочности горного массива путем образования трещин за счет различных коэффициентов расширения (сжатия) кристаллов, слагающих породу.

Известны работы [3, 4] по снижению сопротивляемости разрушению горных пород с помощью охлаждения, также известны [5] ослабления прочности массива горных пород высокотемпературными теплоносителями, токами высокой частоты.

#### Список литературы:

1. Барон Л.И., Логунцов Б.М. Анализ различных способов разрушения горных пород применительно к созданию, породопроходческих комбайнов. – М.: ЦИТИУголя, 1962.
2. Миндели О.Э. Разрушение горных пород. – М.: Недра, 1974.
3. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. – М.: Недра, 1978, с. 390.
4. Добрецов В.Б. Понижение прочности свойств горных пород глубокими охлаждениями. – В сб. Научные труды Московского института радиоэлектронной и горной электромеханики. – М., 1965, с. 13-15.
5. Кравченко В.С. и др. Электротермическое разупрочнение диэлектрических горных пород при диэлектрическом нагреве. В кн.: Новые физические методы разрушения минеральных сред. – М.: Недра, с. 87-92.
6. Аркс В.Н. Геотехнические методы добычи полезных ископаемых. – М.: Недра, 1975, с.98.
7. Кусов Н.Ф. Эдельштейн О.А., Шоболова Л.П. Новые способы и средства разрушения (ослабления) горных пород и угля. М.: ЦНИЭИуголь, Обзор, 1978, с.31.

Исследованиями установлено, что избирательное поглощение энергии отдельными минералами, химическим, фазовым и другими превращениями, которые приводят к снижению прочности горного массива вплоть до полного его разрушения зерен или ослаблению межкристаллических прочностных связей. Многие исследователи склоняются в сторону способов разрушения массива горных пород, основанных на использовании высококонцентрированных потоков лазерного излучения. В настоящее время ведутся работы по созданию проходческих буровзрывных машин с лазерным исполнительным органом, результатом использования которых происходит ослабление прочности массива горных пород за счет термических напряжений; за счет динамических эффектов при воздействии на нее импульсными лазерами; прорезание щелей в горном массиве лазерами непрерывного действия; комбинирование этих видов лазерного воздействия с механическим позволяет добиться более чем десятикратного уменьшения прочности массива горных пород.

Биологические способы ослабления прочности массива горных пород основаны на полном и быстром бактериальном растворении таких минералов как халькозин, ковеллин, борнит, сульфидов мышьяка, цинка и никеля. Для слабосвязанных зернистых пород цементирующее вещество, определяющее прочность породы, может быть разложено микроорганизмами, выделяющими продукты жизнедеятельности, которые придают горной массе повышенную подвижность. Биологический способ [6] предусматривает длительную региональную обработку массива, требует условий, невыполнение которых ведет к гибели бактерий. На горно-технологические способы ослабления прочности горного массива влияет: его состояние, глубина залегания, газонасыщенность, наличие в угольном пласте или контакте угля с породой более слабых прослоек и кливажа, а также технологические параметры, в связи с этим [6] область применения этого способа ограничена.

Химические способы ослабления прочности горного массива [7, 8] включают применение поверхностно-активных веществ и электролитов в качестве понизителей прочности, а также растворение цементирующего вещества кислотами, которые снижают энергоемкость разрушения. Расчеты показывают [7], что энергозатраты на химический, термический и механический способы ослабления прочности массива горных пород составляют соответственно  $10-100 \text{ kW}\cdot\text{h}/\text{m}^3$ ;  $250-350 \text{ kW}\cdot\text{h}/\text{m}^3$ ;  $400-500 \text{ kW}\cdot\text{h}/\text{m}^3$ .

# ПРОБЛЕМА РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ГЛУБОКИМИ КАРЬЕРАМИ

Толипов Н.У., ассистент кафедры «Горное дело» НГГИ; Солиев Б.З., ст. преподаватель кафедры «Горное дело» НГГИ

Последние 60-65 лет ведущее значение в горнодобывающей отрасли имеет открытый способ добычи полезных ископаемых. Его доля за этот период в общем объеме добычи превышала 75%, то по отдельным отраслям доходила до 98%.

Однако необходимо учитывать значительные осложнения горнотехнических условий разработки, вызванные особенностями ведения открытых горных работ.

Процесс открытой разработки большинства крупных угольных и рудных месторождений связан с постоянным углублением горных работ. Так, например, темпы углубления на железорудных карьерах составляют 10-15 м/год. На алмазных трубках они оцениваются в 15-25 м/год.

С увеличением глубины ведения горных работ постоянно появлялись новые проблемы, которые были вынуждены решать как ученые, так и производственники.

Для периода 20-х гг. прошлого столетия, когда для открытых горных работ было характерно применение мускульной силы для преодоления производственных трудностей, связанных с глубиной карьера, стали применять наклонные клетьевые подъемники. И тогда же впервые возникла задача определения границ открытой разработки.

По опыту разработки месторождений наклонных и крутых залежей было установлено правило: предельная глубина карьера равна трем мощностям залежи.

Это правило опиралось исключительно на опыт, накопленный к этому времени. Для последующего периода, когда еще не было надежной механизации и увеличение объемов вскрышных работ вызывало существенные трудности, стали применять своеобразную механизацию транспорта при помощи кабель-кранов.

Применение ленточных конвейеров на угольных разрезах на Урале, начатое еще до 40-х гг. прошлого века и развитое во время второй мировой войны, было также известным инженерным приемом преодоления вредного влияния глубины ведения открытых горных работ.

Внедрение в тот же период на угольных разрезах мощных тендерных паровозов и крупных составов, многопутевое развитие в траншеях, крупные железнодорожные станции, независимое движение поездов, и, позднее, автоблокировка создали новые условия для увеличения глубины на открытых работах и получения на угольных разрезах технико-

экономических показателей, которых даже сейчас не могут достичь многие горные предприятия.

Следующим важным этапом в преодолении вредного влияния глубины ведения открытых горных работ, относящимся к пятидесятым годам, стало внедрение автомобильного карьерного транспорта, позволившее решить две задачи.

Во-первых, интенсифицировать разработку месторождений, а, во-вторых, достичь больших глубин с приемлемыми показателями.

Следующей вехой в истории решения проблем глубоких карьеров стало внедрение циклично-поточной и поточной технологии.

Вот почему проблему глубоких карьеров можно назвать старой, и ее решали на всем протяжении развития открытых горных работ лучшие представители инженерной и научной мысли.

Само понятие «глубокий карьер» на сегодняшний день все еще не имеет четкого определения. Оно изменилось с ростом текущей и проектной глубин карьеров.

В начале семидесятых годов авторы работ [1] отнесли к глубоким карьерам с текущей глубиной свыше 100 м.

Уже к середине семидесятых годов автор работы [2] к проектным глубоким карьерам предложил относить карьеры глубиной 250-300 м и сроком отработки более 15-20 лет.

При проектировании карьеров с такими параметрами возникают трудности в обосновании устойчивости бортов, границ карьера, появляется необходимость в выделении этапов, предусматривается возможность будущей реконструкции и т.п. Так же им были выделены «неотъемлемые характеристики», без которых нельзя использовать термин глубокий карьер.

Указанным характеристикам отвечают следующие признаки:

1. Большая глубина открытых горных работ, которая превышает обычные, наиболее распространенные, и представляет существенный отрицательный фактор, требующий дополнительных и особых технологических решений.

2. Глубокий карьер завершается к концу разработки запасов, включенных в его контур, а в течение всего срока эксплуатации - от начала строительства до погашения горных работ - находится в непрерывном развитии, вследствие которого ежегодно перемещаются в пространстве и изменяются горнотехнические условия, а также увеличивается его глубина,

объем, площадь рабочей зоны, длина транспортных коммуникаций и другие параметры.

3. Значительная разновременность между вложенными затратами на вскрышные работы и получением полезного эффекта, вызванного этими затратами, как следствие того, что выемка вскрыши из-за разницы в углах рабочего и конечного бортов карьера на 5-10 лет опережает добычу полезного ископаемого.

4. Значительная неравномерность ежегодных объемов горнотранспортных работ и, следовательно, ежегодных затрат и доходов.

5. Динамичность технико-экономических показателей, являющихся следствием влияния действующих с различной степенью и различно направленных факторов, прежде всего таких, как технический прогресс, увеличение текущей глубины карьера, изменение физико-механических свойств горных пород с глубиной, динамика производственной мощности, изменение цен и удельных затрат и т.д. [2].

Технический прогресс является постоянно действующим фактором, под влиянием которого систематически улучшаются показатели горного производства.

Увеличение глубины карьера и связанное с ним увеличение дальности транспортирования оказывают противоположное воздействие – увеличивают трудоемкость и повышают затраты на разработку.

Степень воздействия этих факторов, формирующих величину и динамику технико-экономических показателей, неодинакова в различных условиях.

На некоторых карьерах фактор технического прогресса оказал более сильное влияние, чем глубина работ. Поэтому на этих предприятиях в течение длительных периодов времени, несмотря на значительные темпы углубления, наблюдался рост технико-экономических показателей.

На других карьерах и их, к сожалению, большинство, более значительным оказывался фактор увеличения глубины.

Исследованиями [3] установлено, что конкретные значения критической глубины, за пределами которой карьеры могут быть отнесены к глубоким, могут быть различны для разных отраслей.

Понятие «глубокий карьер» не сводится к геометрической мере карьерного поля или рабочей зоны, а отражает существенное изменение условий разработ-

ки при увеличении глубины открытых горных работ. А негативное изменение условий разработки наиболее полно характеризуется величиной эксплуатационной производительности горнотранспортного оборудования, которая снижается по мере повышения трудоемкости горных работ при увеличении глубины карьера.

Однако это далеко не весь перечень проблем, которые появлялись и появляются по мере увеличения глубины ведения открытых горных работ.

На сегодняшний день к проблемам ведения работ в глубоких карьерах относят следующие:

- установление конечной глубины карьеров с учетом геологии, качества полезного ископаемого и специфики отдельных отраслей горной промышленности;
- совершенствование существующего и создание нового оборудования для выемки и транспортирования полезного ископаемого и вскрышных пород из глубоких горизонтов карьера;
- совершенствование способов вскрытия глубоких месторождений, этапность отработки месторождения;
- совершенствование режима горных работ;
- обеспечение рационального использования недр, снижение потерь и разубоживания полезного ископаемого;
- обоснование и обеспечение устойчивости бортов карьера;
- защита карьерных полей от подземных вод (дренаж и осушение глубоких карьеров);
- обеспечение санитарно-гигиенических условий и безопасности труда;
- проветривание карьеров;
- энергоснабжение и освещение карьеров;
- создание новых технологий ведения горных работ;
- совершенствование методов проектирования, планирования и организации ведения горных работ;
- рекультивация, отвалообразование;
- автоматизация оперативного управления производством;
- улучшение технико-экономических показателей карьеров при увеличении их глубины [4].

К сожалению, перечень проблем, которые до сих пор требуют решения, постоянно увеличивается.

#### Список литературы:

1. Ржевский В.В., Тартаковский Б.Н. Основные проблемы разработки глубоких горизонтов карьеров и задачи научно исследовательских работ глубокие карьеры // Сборник материалов первого научно-технического совещания по проблемам разработки глубоких горизонтов карьеров. – Киев.: Издательство Наукова думка, 1970. с.10-36.
2. Хохряков В.С. Особенности глубоких карьеров // Глубокие карьеры // Сборник материалов второго научно-технического совещания по проблемам разработки глубоких горизонтов карьеров. – Киев.: Издательство Наукова думка, 1973. - с.22-27.
3. Пешков А.А. Управление развитием горных работ на глубоких карьерах // Под ред. Акад. К.Н. Трубецкого – М.: ИПКОН РАН, 1999. - 321с.
4. Толипов Н.У. «Обоснование конструкции рабочего борта глубоких карьеров при применении экскаваторно-автомобильного комплекса оборудования» Диссертация канд. тех. наук – Москва.: МГУ. 2011. – 123 с.

# СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Санакулов К.С., генеральный директор НГМК, докт. техн. наук; Ахатов Н.А., директор ГМЗ-3 НГМК

Золотосодержащие руды месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау» перерабатываются на Гидрометаллургическом заводе №3 (ГМЗ-3) по комбинированной технологии, включающей флотационное обогащение исходных руд, бактериальное выщелачивание флотационного концентрата и сорбционное цианирование продукта биоокисления. Главными рудными минералами, носителями золота для обоих месторождений, являются пирит и арсенопирит. Характерной особенностью руд является тонкая вкрапленность минералов и присутствие тонкодисперсного золота. Неполное извлечение сульфидов железа и золота на флотационном переделе приводит к безвозвратным потерям металла в технологическом процессе завода. Поэтому специалистами комбината уделяется большое внимание оптимизации процесса флотационного обогащения.

Проектная схема флотации включает в себя основную и контрольную операции, перераспределение концентрата основной флотации и возврат промпродукта в голову процесса (рис. 1).

При запуске отделения флотации на проектной схеме не были получены удовлетворительные технологические показатели, что было обусловлено недостаточной изученностью состава перерабатываемых руд. Корректировка реагентного режима, увеличение точек подачи и использование дополнительных реагентов дало положительный эффект, но не могло кардинально улучшить ситуацию. Анализ потерь металла в хвостах флотации показывает, что до 60% металла сосредоточено в классе – 0,044 мм. Ситовые характеристики слива гидроциклонов второй стадии измельчения показали наличие до 65% кл. – 0,044 мм в питании флотации, при заданном помоле 80-85% кл. – 0,074 мм. Полученные данные говорили об ошламывании процесса. Общеизвестно, что большое количество шламовых классов в пульпе может полностью расстроить процесс флотации. При измельчении частиц до крупности 8-15 мкм изменяются их физические свойства, нивелируются различия в гидрофильности и гидрофобности рудных и породообразующих минералов, на свойствах которых основан

процесс флотации. Происходит «залипание» воздушного пузырька шламовыми частицами, что затрудняет закрепление на пузырьке полезных минералов, резко снижается избирательность процесса и соответственно снижается качество концентрата, при высоком содержании полезного компонента в хвостах. На основании полученных данных, было принято решение о детальном изучении измельчаемости руд, распределении металла и минералогических составляющих по классам крупности в процессе измельчения.

Исследования НГМК, проведенные совместно со специалистами ЗАО «ИВС» (г. Санкт-Петербург) показали, что уже при дроблении исходных проб руды месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау» до класса - 50 мм происходит обогащение тонких классов. Содержание золота стабильно увеличивается от крупных классов к более мелким. При измельчении руды до 58%-60% кл. – 0,074 мм, для руд месторождения «Даугызтау» содержание класса – 40 мкм составило 43% причем 47% золота сосредоточено в данном классе. Для руд месторождения «Кокпатас» при таком же помоле выход класса – 40 мкм составил 38% при содержании 40% металла.

При измельчении руды до 80% кл. - 0,074 мм, выход класса - 40 мкм составил для руд месторождения

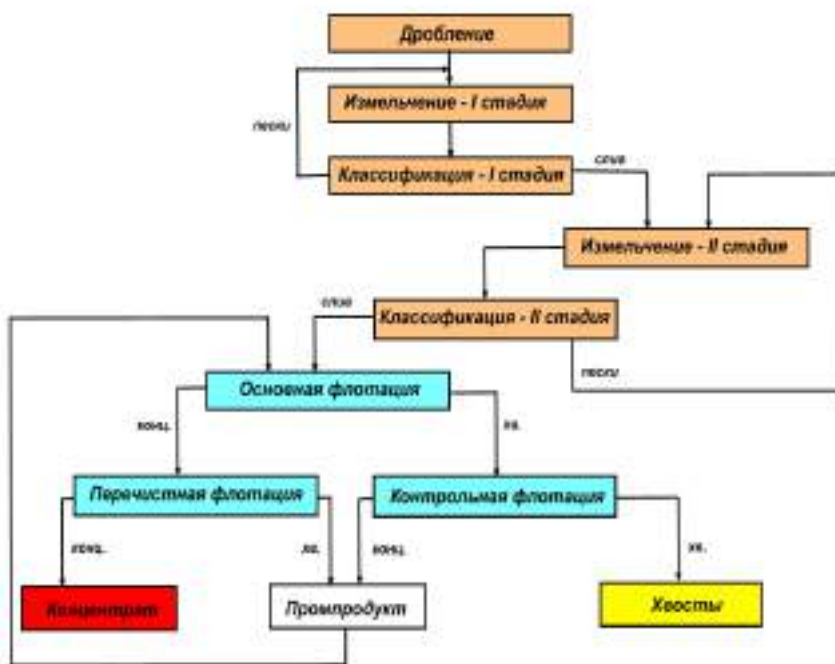


Рис. 1. Проектная схема флотации

«Даугызтау» 58% и для руд месторождения «Кокпатас» 53% при содержании металла в них 64% и 58% соответственно. Минералогический анализ показал, что в дробленых до кл. - 2 мм рудах обоих месторождений сульфиды раскрыты в среднем на 30%-32% (арсенопирит) и 38%-40% (пирит). При измельчении до 54% кл. - 0,074 мм раскрытие сульфидов составляет 65%-70%. (рис. 2).

Последующее измельчение приводит к стремительному переизмельчению и ошламование сульфидов. Содержание свободных зерен пирита в практически не флотируемом классе -10 мкм увеличивается с 12% до 25%, арсенопирита с 10 до 35% (рис. 3). В то же время при измельчении до 88% кл - 0,074 мм доля нераскрытых сульфидов составила 20%-25%. Проведенные исследования показали необходимость поэтапного вывода сульфидов на разных стадиях измельчения для исключения ошламования, т.е. введение в схему обогащения дополнительной операции - межцикловой флотации (МЦФ). Дальнейшие исследования показали возможность получать на грубом помоле (50%-55% кл -0,074 мм) в первые 6-8 мин флотации концентрат достаточного качества для вывода концентрата МЦФ в готовый продукт, минуя операцию перечистки.

Внедрение операции МЦФ позволило заметно улучшить технологические показатели в переделе обогащения на ГМЗ-3. Но в период пусконаладочных работ, связанных с изменением схемы, специалистам пришлось решить ряд проблем, связанных с условиями данного производства и со спецификой флотации золота в целом.

На основании проведенных исследований, реко-

мендуемое изменение схемы предусматривало введение операции межцикловой флотации на сливе классификаторов первой стадии измельчения при содержании 53%-56% кл - 0,074 мм, слив гидроциклонов второй стадии измельчения (80%-85% кл - 0,074 мм), работающей на хвостах МЦФ, является питанием основной операции, концентрат основной флотации после перечистки и концентрат МЦФ объединяется и направляются на сгущение. Хвосты перечистки с концентратом контрольной флотации возвращаются в голову основной флотации. Плотность слива классификаторов первой стадии измельчения составляет 40%-45% твердого. Для достижения необходимой плотности в питании межцикловой флотации (31%-33% тв.) необходимо использование дополнительной воды на разжижение. При классификации хвостов МЦФ в гидроциклонах содержание твердого в сливе гидроциклонов снижалось до 26%-28% твердого. В продукте циркуляционной нагрузки (концентрат контрольной флотации + хвост перечистки) содержание твердого составляет 15%-18%. При объединении со сливом гидроциклонов содержание твердого в питании основной флотации снижается до 24%-25%.

Доля свободного золота в рудах, перерабатываемых на ГМЗ-3, составляет 20%-30%. Пооперационные опробования показали резкое снижение корреляционного соотношения содержания сульфидной серы к металлу от головы к хвосту процесса флотации, т.е. активная флотация сульфидных минералов происходит первые 10-15 мин. и практически заканчивается на основной операции. На контрольной операции происходит дофлотация свободного золота. Поэтому сниже-

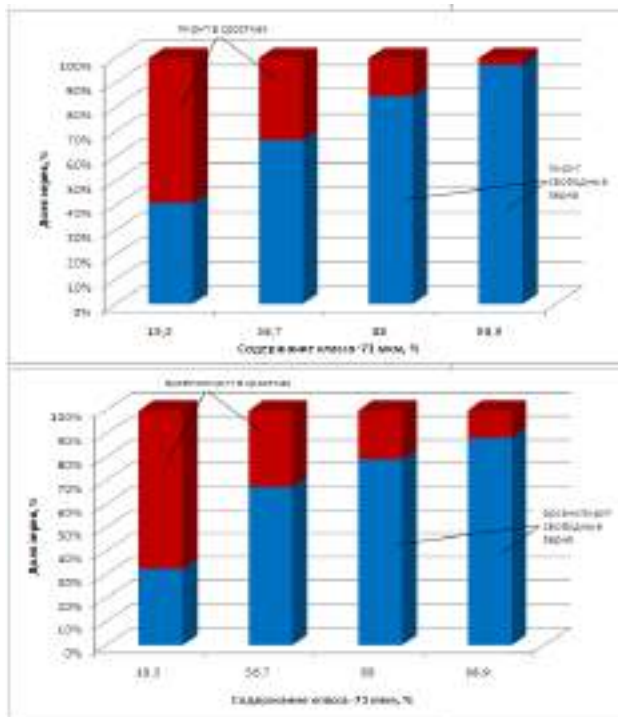


Рис. 2. Раскрытие сульфидов в шихте руд месторождений «Даугызтау» и «Кокпатас» от степени измельчения

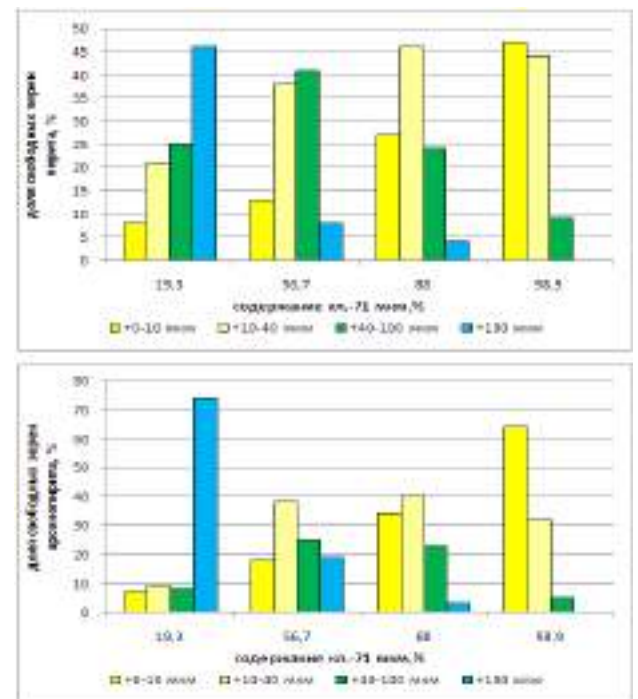


Рис. 3. Раскрытие сульфидов по классам крупности от степени измельчения шихты руд месторождений «Даугызтау» и «Кокпатас»

ние плотности в питании флотации негативно сказывается на извлечении свободного золота. На перечисточной операции сульфидная сера практически вся переходит в пенный продукт, в хвостах перечистки при высоком содержании металла, количество серы минимальное. Это говорит о том, что в концентрате контрольной флотации и в хвостах перечистки сульфиды практически отсутствуют, и в продукте циркуляционной нагрузки большая доля тонкого свободного золота. В результате опробования было установлено, что содержание металла в продукте циркуляционной нагрузки на уровне исходной руды, т.е. выше, чем в хвостах МЦФ. Анализ продуктов россева хвостов флотации по соотношению сера/металл показал, что потеря металла, связанного с сульфидами, происходит с крупными классами, в шламовом классе присутствует в основном свободное золото. При возврате промпродукта в голову основной флотации происходит «накрутка» свободного золота в цикле основная флотация – перечистка – промпродукт – основная флотация и так как вывод с концентратом перечистки затруднен, происходит сброс металла в хвосты. Специалистами было принято решение о подаче циркуляционной нагрузки в питание межциклового флотации, совместив операции межциклового и промпродуктовой флотации. Такой вариант схемы позволял достичь необходимой плотности питания межциклового флотации без использования дополнительной воды, избежать обводненности фронта основной и контрольной флотации. При совмещении грубого материала МЦФ создаются благоприятные

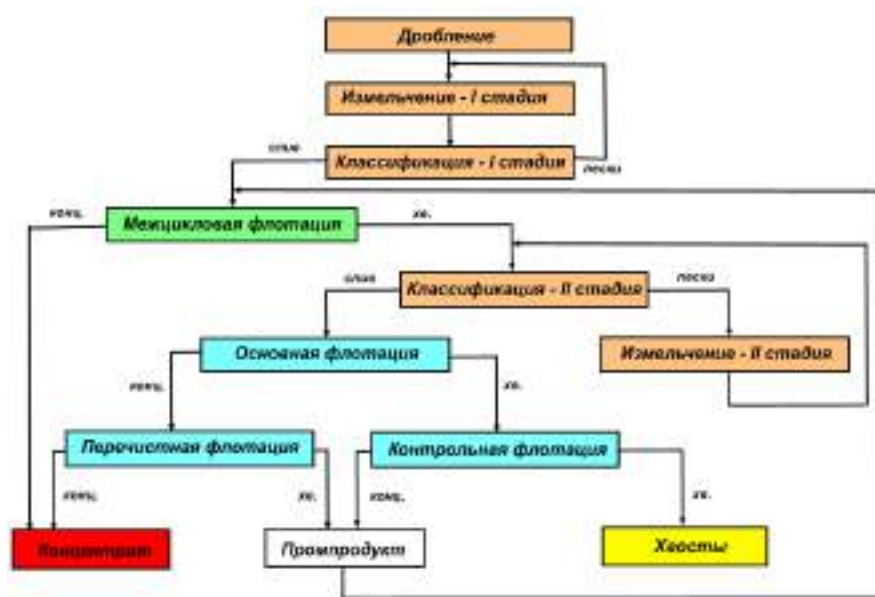


Рис. 4. Рекомендуемая схема обогащения с применением межциклового флотации

условия для флотации шламового материала промпродукта, появлялся дополнительный канал вывода из процесса свободного золота с концентратом межциклового флотации. Это позволяет снизить «накрутку» металла в основном цикле, в 1,5 раза повысить качественные показатели флотоконцентрата при увеличении извлечения металла во флотоконцентрат на 8%.

По результатам проведенных исследований, была рекомендована оптимальная схема межциклового флотации (рис. 4), четыре цепочки которых построены и запущены во флотационном отделении завода.

Таким образом, в результате совершенствования технологии флотационного обогащения минеральной сырья рекомендована схема обогащения с применением межциклового флотации, позволившая увеличить извлечение золота во флотоконцентрат на 8%.

## ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ ВОДНОЙ ФАЗЫ ПУЛЬПЫ НА ПОКАЗАТЕЛИ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ

Санакулов К.С., генеральный директор НГМК, докт. техн. наук; Ахатов Н.А., директор ГМЗ-3 НГМК

Главными рудными минералами, основными носителями золота для месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау» является пирит и арсенопирит. Породообразующими минералами является кварц, полевошпат, глинисто-слюдистые минералы, углистое вещество. Отличием руд месторождений является количественное соотношение некоторых минералов.

Проектная схема обогащения включала в себя

основную и контрольную операции, перечистку концентрата основной флотации, возврат промпродукта в голову процесса.

Первоначальный реагентный режим предусматривал дозирование в процесс сульфогидрата натрия, медного купороса, ксантогената калия и вспенивателя Т-92. При запуске отделения флотации на проектной схеме и реагентном режиме не было получено

удовлетворительных технологических показателей. Специалистами комбината, совместно с технологами ЗАО «ИВС» (г. Санкт-Петербург), были проведены исследовательские работы по изучению способов интенсификации процесса флотационного обогащения. Одним из первых изучался вопрос влияния водной фазы пульпы на показатели флотационного обогащения. Общеизвестно депрессирующее действие на флотацию сульфидов и свободного золота ионов кальция, магния, мышьяка. Наличие в пульпе катионов тяжелых металлов ( $\text{Cu}^{+2}$ ,  $\text{Fe}^{+2}$ ,  $\text{Pb}^{+2}$  и др.) при флотации сульфидрильными анионными собирателями, приводит к образованию в пульпе их ксантогенатов и требует значительного увеличения расхода собирателя.

Схема водооборота завода предусматривает сгущение хвостов и концентрата флотации с возвратом воды в контур измельчения при минимальной подпитке свежей водой. Такая схема водооборота является нетрадиционной для обогатительных фабрик, работающих на воде, возвращаемой с хвостохранилищ.

На хвостохранилище, при отстаивании оборотной воды, происходит ее частичное кондиционирование, связываются и выпадают в осадок соли жесткости, соли тяжелых металлов и железа. На заводе велика вероятность накопления неблагоприятных ионов в оборотной воде выше критического уровня. Усредненные данные ионного состава оборотной воды и жидкой фазы флотационной пульпы приведены в табл. 1. Анализ ионного состава жидкой фазы пульпы показал высокое содержание ионов кальция, магния и сульфатных анионов в оборотной воде и в питании флотации. В верхнем сливе сгустителей, в сравнении с водной фазой хвостов флотации, ионный фон снижается, что связано с дозированием в процессе сгущения известкового молока для лучшей коагуляции. Количество растворенных ионов увеличивается после первой стадии измельчения и еще более нарастает после второй, в питании флотации. Настораживающим фактором явилось резкое снижение pH среды

жидкой фазы с 10-10,5 в оборотной воде сгустителей до нейтральной, либо слабокислой в разгрузке мельниц первой стадии измельчения. Полученные данные говорят о наличии в руде растворимых составляющих, значительно влияющих на состав жидкой фазы пульпы.

Химический анализ водной вытяжки (табл. 2) показал, что при измельчении руды месторождения «Даугызтау» в воду переходит значительно больше ионов, отрицательно влияющих на показатели обогащения, чем с руды месторождения «Кокпатас». Руда месторождения «Даугызтау» дает более кислую водную вытяжку.

**Таблица 2**

**Результаты химического анализа водной вытяжки из руд месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау»**

Элементы, соединения	Месторождение, содержание в руде, mg/l	
	«Кокпатас»	«Даугызтау»
$\text{Ca}^{2+}$	40	90
$\text{Mg}^{2+}$	3	33,6
$\text{SO}_4^{-2}$	54	240
$\text{Cl}^-$	35	35
$\text{Fe}^{2+}$	0,55	0,36
$\text{Fe}^{3+}$	0,38	0,22
$\text{Cu}^{2+}$	0,63	0,7
c/o	118	472
As	0,4	1,2
Жобщ.	2,5	7,5
pH	6,6	5,4

Исследования подтвердили предположение о том, что руда, поступающая в переработку на ГМЗ-3 отличается большим содержанием сульфатных соединений и тяжелых солей, что характерно для почв пустынного Кызылкумского региона.

Для определения влияния ионно-молекулярного состава воды на показатели флотации проведены открытые флотационные опыты на шихте руд по действующему на заводе реагентному режиму. Для опытов использовалась питьевая вода, оборотная вода, а также оборотная вода, обработанная содой, для осаждения ионов жесткости и отстоянная в тече-

**Таблица 1**

**Ионный состав оборотной воды и жидкой фазы пульпы**

Наименование пробы	Элементы и соединения									
	$\text{Ca}^{2+}$ , mg/l	$\text{Mg}^{2+}$ , mg/l	$\text{SO}_4^{-2}$ , mg/l	$\text{Cl}^-$ , mg/l	Ж общ.	$\text{Fe}^{2+}$ , mg/l	$\text{Cu}^{2+}$ , mg/l	As, mg/l	c/o, mg/l	pH
Оборотная вода	530	80	1584	284	32	0,61	20	0,61	2736	9,5
Разгрузка мельницы I-стад. измельчения	360	207	1704	320	66,5	2,56	20	1,24	3147	7,6
Питание флотации	320	195	1872	284	39,5	3,17	30	1,88	3628	7,2
Хвосты флотации	335	177	2232	284	39,0	1,61	40	1,88	3418	6,9

ние 15 часов до получения осадка. В ходе этих опытов выяснилось, что при очистке воды кальцинированной содой в недостаточном количестве высаживаются из раствора ионы магния. Добавление небольшого количества каустической соды (0,1 часть от общего расхода соды) позволило решить эту проблему. Кривые обогатимости (рис. 1) показывают, что извлечение золота на оборотной воде без очистки составляет 76%-78%, после кондиционирования 80%-82%, на питьевой воде 85%-86%. Для достижения извлечения во флотоконцентрат на уровне 80% на питьевой воде требуется 25 мин., на очищенной 30 мин., на оборотной 40-42 мин.

В ходе исследований были также проведены опыты по определению оптимального значения pH флотационной пульпы.

Как известно, ксантогенаты лучше работают в нейтральной и умеренно щелочной среде. Снижение pH пульпы до уровня кислой среды способствует флотации гидрослюд, которые снижают минерализацию пены и препятствуют флотации сульфидов.

В качестве регуляторов среды использовались смесь каустической и кальцинированной соды (в соотношении 1:10) и известь. Оптимальные показатели по извлечению металла во флотоконцентрат были получены с использованием соды при pH пульпы 8,5-9,5. Депрессия золота наступала при значениях pH выше 10-10,5. При использовании извести депрессия золота начинается при значении pH 9,5, что связано с увеличением содержания в водной фазе ионов кальция, фон которых в оборотной воде достаточно высок.

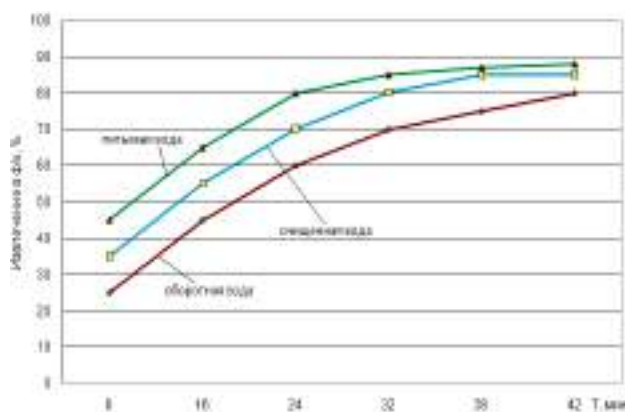


Рис. 1. Извлечение золота во флотоконцентрат из шихты руд на питьевой, очищенной и оборотной воде

На основании проведенных исследований для снижения негативного влияния водной фазы пульпы на качественные показатели обогащения, было принято решение о необходимости использования во флотационном процессе дополнительных реагентов – смеси каустической и кальцинированной соды в качестве регулятора среды. Для внедрения данного решения в действующем производственном цикле специалистами был предложен узел растворения и дозирования каустической и кальцинированной соды.

Таким образом, изучение влияния водной фазы пульпы на показатели флотационного обогащения, позволило повысить извлечение золота во флотоконцентрат из шихты руд на очищенной, оборотной воде на 4,0%.

УДК 631.85:661

© Дехканов З.К., Султонов Б.Э., Намазов Ш.С., Сейтназаров А.Р. 2012 г.

## ОБОГАЩЕНИЕ БЕДНОЙ ФОСФОРИТОВОЙ МУКИ ЦЕНТРАЛЬНЫХ КЫЗЫЛКУМОВ ХИМИЧЕСКИМИ МЕТОДАМИ

Дехканов З.К., мл. научный сотрудник ИОНХ АН РУз; Султонов Б.Э., ст. научный сотрудник-соискатель ИОНХ АН РУз, канд. техн. наук; Намазов Ш.С., зав. лаборатории фосфорных удобрений ИОНХ АН РУз, докт. техн. наук, проф.; Сейтназаров А.Р., ст. научный сотрудник ИОНХ АН РУз, канд. техн. наук

Фосфориты Центральных Кызылкумов являются основным сырьем для предприятий, производящих фосфорные удобрения. Однако Кызылкумские фосфориты по содержанию основного компонента - фосфора - относятся к бедным рудам. Из-за высокого значения кальциевого модуля ( $\text{CaO}:\text{P}_2\text{O}_5=2,85$ ), большого содержания карбонатов, глинистых минералов и органических веществ эти фосфориты не пригодны для производства высококонцентрированных фосфорсодержащих удобрений [1].

Кызылкумские фосфориты, наряду с высокой степенью карбонизации, характеризуются тонким проращением фосфатного минерала с кальцитом, поэтому они не поддаются флотационному обогащению [2, 3]. Были предприняты многочисленные попытки обогатить фосфориты Кызылкумов химическими методами с помощью разбавленных растворов азотной и серной кислоты, азотнокислыми растворами нитратов кальция и магния [4-6]. При этом, помимо концентрата,

образуется большой объем сильно разбавленных растворов, переработка которых влечёт значительные трудности. Недостатками этих методов обогащения являются обильное пенообразование, образование больших количеств кислых стоков и сложность утилизации разбавленных растворов обогащения.

В работе [7] подробно изучен процесс химического обогащения фосфоритовой руды Центральных Кызылкумов путем её декарбонизации с азотной кислотой при норме 80%-110% в пересчете на карбонаты с последующим отделением жидкой фазы от твердой и промывкой влажного осадка 5%-10%-ным циркулирующим раствором нитрата кальция. Существенными недостатками данного способа являются низкий выход  $P_2O_5$  (65%) в фосфоконцентрат и образование большого объема отработанного раствора, содержащего нитрат кальция и фосфорит, которые создают ряд технологических трудностей при его переработке в комплексные удобрения.

Сущность нового предлагаемого нами химического метода обогащения рядовой фосфоритовой муки Центральных Кызылкумов заключается в обработке ее концентрированной (58,78%) азотной кислотой при различных нормах от стехиометрии на CaO. Выщелачивание растворимых соединений при этом производится в два этапа – спиртовым раствором нитрата кальция, затем спиртом (табл. 1, 2).

Эксперименты проводили с фосфатным сырьём

Центральных Кызылкумов состава: 16,6%  $P_2O_5$ , 47,13% CaO; 17,23%  $CO_2$ , 1,24%  $SO_3$ ; CaO :  $P_2O_5$  = 2,84. Азотную кислоту использовали 58,78%-ной концентрации. Норму азотной кислоты брали из расчета на разложение CaO в фосфатном сырье. При этом мы учитывали ту часть оксида кальция, который связан в сырье в виде сульфата кальция. Норму кислоты варьировали в пределах 30-80% от стехиометрии. Обработку фосфатного сырья (ФС) азотной кислотой проводили в течение 20-30 мин. Температуру реакционной массы поддерживали на уровне 40°C. После разложения полученную нитрокальций-фосфатную пульпу репульпировали этиловым спиртом (ЭС), содержащим нитрат кальция при различных соотношениях ФС:ЭС = 1:(3-10), далее перемешивали в течение 3-4 мин, после чего содержимое разделяли на жидкую и твердую фазы фильтрацией под вакуумом. Влажный фосфатный концентрат промывали этиловым спиртом при массовом соотношении ФС:ЭС = 1 : 2.

Влажные осадки высушивали при 100°C. Высушенные осадки и фильтраты подвергли химическому анализу по общеизвестным методикам [8]. Результаты приведены в табл. 1.

Результаты опытов показывают, что с увеличением нормы азотной кислоты постепенно повышается содержание  $P_2O_5$  в полученных фосфоконcentратах. Массовое соотношение ФС:ЭС незначительно влияет

**Таблица 1**

**Химический состав фосфоконцентратов, полученных из фосфоритовой муки Центральных Кызылкумов**

Соотношение ФС:ЭС	Химический состав высушенных фосфоконцентратов, %									CaO: $P_2O_5$	Степень перехода $P_2O_5$ в жидкую фазу, %
	$P_2O_{5\text{общ}}$	$P_2O_{5\text{ув}}$ по лим.	$P_2O_{5\text{ув}}$ по тр. Б	$P_2O_{5\text{вод}}$	CaO <sub>общ</sub>	CaO <sub>ув</sub>	CaO <sub>вод</sub>	N <sub>общ</sub>	CO <sub>2</sub>		
<b>при норме HNO<sub>3</sub> на разложение: CaCO<sub>3</sub> - 64%; CaO - 30%</b>											
1:3	21,62	13,40	9,53	-	42,27	21,00	1,71	0,79	7,82	1,95	-
1:4	21,69	13,57	9,61	-	42,11	21,28	1,65	0,70	7,76	1,94	-
1:5	21,76	13,65	9,74	-	41,97	21,69	1,47	0,61	7,68	1,93	-
1:7	21,81	13,70	9,80	-	41,73	22,06	1,40	0,57	7,50	1,91	-
1:10	21,85	13,77	9,86	-	41,49	22,35	1,32	0,52	7,44	1,89	-
<b>при норме HNO<sub>3</sub> на разложение: CaCO<sub>3</sub> - 75%; CaO - 35%</b>											
1:3	21,89	14,04	9,96	-	41,19	21,21	1,97	0,86	6,55	1,88	0,55
1:4	21,98	14,18	10,05	-	40,98	21,64	1,80	0,80	6,49	1,86	1,16
1:5	22,02	14,28	10,12	-	40,71	21,78	1,69	0,74	6,40	1,85	1,45
1:7	22,09	14,37	10,20	-	40,51	21,95	1,56	0,69	6,29	1,83	1,97
1:10	22,13	14,54	10,29	-	40,19	22,15	1,49	0,61	6,11	1,82	2,41
<b>при норме HNO<sub>3</sub> на разложение: CaCO<sub>3</sub> - 88%; CaO - 40%</b>											
1:3	22,19	14,76	10,46	-	39,89	21,20	2,23	0,92	5,88	1,79	3,62
1:4	22,27	14,88	10,65	-	39,56	21,48	2,19	0,89	5,80	1,77	4,76
1:5	22,40	15,05	10,77	-	39,28	21,69	2,09	0,80	5,71	1,75	5,19
1:7	22,56	15,31	10,92	0,29	39,12	21,83	1,89	0,73	5,54	1,73	5,83
1:10	22,69	15,47	11,05	0,33	39,01	21,98	1,67	0,69	5,42	1,71	6,39
<b>при норме HNO<sub>3</sub> на разложение: CaCO<sub>3</sub> - 96%; CaO - 45%</b>											
1:3	23,25	16,01	11,40	0,37	38,86	21,18	2,37	1,04	4,79	1,67	6,91
1:4	23,33	16,19	11,50	0,43	38,64	21,31	2,33	0,99	4,70	1,65	7,32
1:5	23,56	16,36	11,68	0,56	38,49	21,52	2,27	0,91	4,59	1,63	7,95
1:7	23,61	16,44	11,73	0,61	38,21	21,63	2,21	0,85	4,45	1,62	8,25
1:10	23,74	16,61	11,80	0,69	38,09	21,74	2,15	0,79	4,26	1,60	8,69
<b>при норме HNO<sub>3</sub> на разложение: CaCO<sub>3</sub> - 107%; CaO - 50%</b>											
1:5	22,90	17,30	12,32	1,59	36,81	21,18	3,11	1,32	3,50	1,54	21,05

на содержание  $P_2O_5$  в фосфоцентрате. Например, с изменением соотношения ФС:ЭС от 1:3 до 1:10, т.е. с возрастанием количества этилового спирта содержания  $P_2O_5$  в фосфоцентратах увеличивается всего от 21,62 до 21,85; от 21,89 до 22,13; от 22,19 до 22,69 и от 23,25 до 23,74% соответственно для нормы  $HNO_3$  – 30, 35, 40 и 45%. При этом кальциевый модуль в зависимости от условий опытов меняется от 1,60 до 1,95.

Содержание  $CO_2$  в обогащенных фосфоцентратах в зависимости от условий опытов колеблется от 4,26 до 7,82%. Следует отметить, что при нормах

азотной кислоты 35-45% наблюдается переход  $P_2O_5$  в жидкую фазу в виде монокальцийфосфата. Причем с увеличением нормы кислоты и массовой доли этилового спирта по отношению к фосфатному сырью, степень перехода  $P_2O_5$  в жидкую фазу увеличивается и достигает своего максимального значения – 8,69%. А при норме  $HNO_3$  50% она составляет 21,05%. Это обстоятельство свидетельствует о том, что в процессе взаимодействия фосфатного сырья с азотной кислотой, наряду с нитратом кальция, частично образуется и монокальцийфосфат, который хорошо растворяется в этиловом спирте и вместе с  $Ca(NO_3)_2$  переходит в

**Таблица 2**

**Химический состав фосфоцентратов, полученных из фосфоритовой муки  
Центральных Кызылкумов с аммонизацией кислых пульп**

ФС: ЭС	рН пульпы	Химический состав высушенных фосфоцентратов, %									СаО: P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> общ	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> ув. по лим.	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> ув. по тр. Б	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> вод	СаО <sub>общ</sub>	СаО <sub>ув.</sub> по лим.	СаО <sub>вод</sub>	N <sub>общ</sub>	CO <sub>2</sub>	
<b>при норме HNO<sub>3</sub> на разложение: CaCO<sub>3</sub> - 88%; СаО – 40%</b>											
1:3	3,0	22,51	11,93	7,91	-	40,65	16,81	2,23	0,94	5,82	1,80
1:4		22,74	12,03	8,13	-	40,48	17,06	2,19	0,91	5,73	1,78
1:5		22,80	12,32	8,32	-	40,36	17,22	2,09	0,84	5,66	1,77
1:7		22,86	12,43	8,51	-	40,28	17,35	1,89	0,77	5,50	1,76
1:10		23,09	12,57	8,70	-	40,11	17,47	1,67	0,71	5,39	1,73
<b>при норме HNO<sub>3</sub> на разложение: CaCO<sub>3</sub> - 96%; СаО – 45%</b>											
1:3	3,0	23,45	12,63	9,02	0,35	39,81	17,87	2,37	1,06	4,70	1,69
1:4		23,52	12,77	9,26	0,40	39,64	17,93	2,33	1,02	4,64	1,68
1:5		23,60	12,90	9,41	0,52	39,51	17,82	2,27	0,96	4,51	1,67
1:7		23,71	12,99	9,65	0,59	39,42	18,10	2,21	0,89	4,39	1,66
1:10		23,84	13,27	9,87	0,66	39,11	18,27	2,15	0,80	4,19	1,64
<b>при норме HNO<sub>3</sub> на разложение: CaCO<sub>3</sub> - 110%; СаО – 50%</b>											
1:3	3,0	24,12	13,95	10,41	1,10	38,83	19,04	2,29	1,07	3,65	1,61
1:4		24,46	14,16	10,68	1,04	38,65	19,09	2,25	1,00	3,60	1,58
1:5		24,66	14,29	10,77	0,95	38,47	19,19	2,23	0,96	3,52	1,56
1:7		24,82	14,43	10,85	0,93	37,78	19,57	2,20	0,90	3,42	1,52
1:10		24,94	14,61	10,93	0,82	37,51	19,66	2,18	0,82	3,33	1,50
<b>при норме HNO<sub>3</sub> на разложение: CaCO<sub>3</sub> - 132%; СаО – 60%</b>											
1:3	3,0	24,98	15,06	11,45	1,19	37,33	19,13	2,41	1,16	3,02	1,49
1:4		25,23	15,45	11,61	1,10	37,29	19,32	2,38	1,08	2,95	1,47
1:5		25,61	15,70	11,81	1,00	37,10	19,44	2,31	0,99	2,87	1,45
1:7		25,81	15,92	12,03	0,95	36,97	19,62	2,29	0,96	2,80	1,43
1:10		25,93	16,09	12,19	0,87	36,76	19,97	2,24	0,86	2,71	1,42
<b>при норме HNO<sub>3</sub> на разложение: CaCO<sub>3</sub> - 154%; СаО – 70%</b>											
1:3	3,0	25,76	16,86	12,89	1,25	36,30	18,95	3,07	1,29	2,66	1,41
1:4		26,02	17,09	13,10	1,16	36,23	19,01	2,94	1,13	2,60	1,39
1:5		26,48	17,49	13,45	1,03	36,09	19,32	2,80	1,00	2,52	1,36
1:7		26,75	17,78	13,69	0,99	35,89	19,47	2,61	0,97	2,46	1,34
1:10		27,01	18,04	13,89	0,87	35,71	19,59	2,49	0,89	2,38	1,32
<b>при норме HNO<sub>3</sub> на разложение: CaCO<sub>3</sub> - 176%; СаО – 80%</b>											
1:3	3,0	26,92	19,45	15,03	1,29	35,29	18,66	3,97	1,34	2,29	1,31
1:4		27,09	19,63	15,35	1,20	35,09	18,88	3,83	1,19	2,20	1,29
1:5		27,18	19,87	15,67	1,11	34,72	19,00	3,51	1,05	2,10	1,28
1:7		27,32	19,99	15,88	1,02	34,56	19,23	3,39	0,98	2,05	1,26
1:10		27,45	20,23	16,04	0,97	34,33	19,39	3,20	0,91	2,00	1,25

жидкую фазу. С целью исключения перехода  $P_2O_5$  жидкую фазу нитрофосфатно – спиртовую суспензию нейтрализовали аммиаком до  $pH=3$ . При аммонизации протекает реакция между монокальцийфосфатом, нитратом кальция и аммиаком с образованием дикальцийфосфата и нитрата аммония. Состав фосфоцентриатов, полученных с аммонизацией кислых пульп, приведены в табл. 2.

Данные табл. 2 показывают, что основным фактором, влияющим на качество фосфоцентриата является норма  $HNO_3$ . Например, при массовом соотношении  $F/C:ЭC=1:5$  увеличение нормы  $HNO_3$  40 до 80% приводит к повышению содержания пятиоксида фосфора, снижению диоксида углерода и кальциевого модуля в полученных фосфоцентриатах соответственно от 22,80 до 27,18% от 5,66 до 2,10% и от 1,77 до 1,28. Аналогичная картина наблюдается и при других массовых соотношениях  $F/C:ЭC$ . Изменение массового соотношения  $F/C:ЭC$  от 1:3 до 1:10, в зависимости от применяемых норм  $HNO_3$ , способствует увеличению  $P_2O_5$ , уменьшению  $CO_2$  и кальциевого модуля соответственно от 0,39 до 1,25% от 0,28 до 0,51% и от 0,25 до 0,11% доказывая, что количество органического экстрагента (этиловый спирт) оказывает незначительное влияние на качество фосфоцентриата.

При промывке влажного фосфоцентриата этиловым спиртом нитрат кальция не полностью извлекается в жидкую фазу. В фосфоцентриате, в зависимости от условий опытов, остаётся  $CaO_{водн.}$  в виде нитрата кальция в пределах 1,67-3,20.

Результаты лабораторных опытов позволяют сделать вывод о том, что увеличение нормы  $HNO_3$  и количества спирта, в свою очередь, приводит к необоснованному расходу кислотного реагента, этилового спирта и увеличению теплоэнергетических затрат для его перегонки из жидкой фазы. Кроме этого, с увеличением нормы  $HNO_3$  соответственно возрастает объем раствора нитрата кальция, являющегося побочным продуктом процесса обогащения.

С учетом экономии азотной кислоты и снижения

теплоэнергетических затрат для перегонки спирта из жидкой фазы оптимальным условием обогащения высококарбонизированных Кызылкумских фосфоритов является: норма  $HNO_3$  – 50%, массовое соотношение  $F/C : ЭC = 1 : (3-5)$ . При этом получают фосфоцентриаты следующего состава, вес. %:  $P_2O_{5общ.}$ : 13,95-14,29  $P_2O_{5суб.}$  по лим. к-те; 10,41-10,77  $P_2O_{5суб.}$  по трБ.; 38,47-38,83  $CaO_{общ.}$ ; 19,04-19,19  $CaO_{суб.}$ ; 2,23-2,29  $CaO_{водн.}$ ; 3,52-3,65  $CO_2$ ;  $CaO : P_2O_5=1,56-1,61$ .

Необходимо отметить, что при сернокислотной экстракции фосфоритов важным фактором, кроме содержания  $P_2O_5$  и  $CO_2$ , является кальциевый модуль ( $CaO : P_2O_5$ ). Чем ниже кальциевый модуль в обогащенном фосфорите, тем меньше потребуется кислотного реагента –  $H_2SO_4$  при производстве экстракционной фосфорной кислоты.

Результаты, приведенные в таблицах, однозначно показывают, что химическое обогащение Кызылкумских фосфоритов происходит в основном за счет разложения карбоната кальция. Содержание  $CO_2$  уменьшается с 17,23% в исходном фосфорите до 3,52%-3,65% в фосфоцентриате.

Таким образом, результаты проведенных экспериментов показали принципиальную возможность обогащения бедных Кызылкумских фосфоритов путем их обработки пониженной нормой азотной кислоты с последующим добавлением к продуктам разложения этилового спирта, содержащего нитрат кальция и нейтрализацией полученной нитрофосфатно-спиртовой суспензии аммиаком, отделением твердой фазы от жидкой фильтрацией, промывкой влажного фосфоцентриата чистым этиловым спиртом и сушкой продукта. Органический растворитель легко перегоняется из жидкой фазы и возвращается в технологический цикл. Концентрированный раствор нитрата кальция рекомендуется перерабатывать в твердое азотнокальциевое удобрение или путем конверсии с помощью  $NH_3$  и  $CO_2$  в  $NH_4NO_3$  и  $CaCO_3$ .

#### Список литературы:

1. М.В. Андреев, А.А. Бродский, Ю.А. Забелешинский и др. // *Технология фосфорных и комплексных удобрений*. (Под. ред. С.Д. Эвенчика и А.А. Бродского). -М.-Химия, 1987. -С.464.
2. А.М.Амирова. *Физико-химические исследования фосфоритов Центральных Кызылкумов и процессов их кислотной переработки* // *Узб.хим.журн.-Ташкент.* -1983. - №1. - С. 18-26.
3. Кузовлев А.К., Мальцева И.И., Пузач А.Н. *Механическо-флотационное обогащение зернисто-детритовых фосфатных руд Джеройского и Сардаринского месторождений*. -В кн.: *Технология обогащения полезных ископаемых Средней Азии*. - Ташкент. Изд-во САИГИМСа. - вып.3. - 1981. -с. 73-82.
4. Иргашев И.К., Мадалиева С.Х. *Обогащение высококарбонизированных фосфоритов Узбекистана месторождений Джерой и Сардара* // *Узбекский химический журнал*. - 1981. - № 5. - С. 42-45.
5. Мадалиева С.Х. *Разработка технологии химического обогащения высоко-карбонизированных фосфоритов азотнокислотными растворами нитратов кальция и магния*: Автореф. дисс. канд. техн. Наук. – Ташкент. – 1984. – 22 с.
6. Паганяс И.К., Мирзаев Ф.М., Кармышов В.Ф., Шинкоренко С.Ф., Михайлова Т.Г., Ушарова Л.Б. *Обогащение фосфатного сырья Центральных Кызылкумов химическими методами* // *Технологическая минералогия фосфатных руд: Тез. докл. Всесоюз. совещ. 17-18 ноября 1987г.* - Черкассы, 1987. – С. 48-49.
7. Султанов Б.Э. *Технология обогащения фосфоритов Центральных Кызылкумов и переработка их в комплексные удобрения*: Автореф. дисс. канд. техн. наук. – Ташкент. - 2004. - 22 с.
8. *Методы анализа фосфатного сырья, фосфорных и комплексных удобрений, кормовых фосфатов* / М.М.Винник, Л.Н.Ербанова, П.М. Зайцев и др. – М.: Химия. – 1975. - 218 с.

## ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИРОСТА ЗАПАСОВ МЕТАЛЛОВ НА ЭКСПЛУАТИРУЕМЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ

Шеметов П.А., советник генерального директора НГМК, докт. техн. наук; Хамроев И.О., зам. главного геолога НГМК, канд. геол. - мин. наук

Разведка месторождения и геологическое его изучение является длительным, непрерывным процессом, начинающимся с открытия месторождения и кончающимся только при полной его отработке. Известно, что все выявленные проявления полезных ископаемых изучаются, последовательно проходя стадии поисков месторождений полезных ископаемых, оценки и разведки. Дальнейшее их изучение проводится на стадиях доразведки и эксплуатационной разведки в условиях действующего горнорудного предприятия. В целях рационального и экономичного ведения геологоразведочных работ (ГРР) на твердые полезные ископаемые в республике принята следующая последовательность их выполнения по стадиям [1]:

Стадия 1. Региональные геологические изучения территории Республики Узбекистан.

Стадия 2. Геологическая съемка масштаба 1:50000 (1:25000).

Стадия 3. Поиски.

Стадия 4. Оценка.

Стадия 5. Разведка

Стадия 6. Доразведка.

Стадия 7. Эксплуатационная разведка.

Стадии - это отдельные этапы цикла ГРР, направленные на решение конкретных задач, исходя из степени изучения объекта и поставленных целей, отличаются по степени детальности изучения.

Постановка, как правило, каждой следующей стадии ГРР определяется результатами проведенных работ. Полученная информация выполненной стадии по полноте и степени достоверности должна быть достаточна для решения задач геологического и технико-экономического обоснования целесообразности работ следующей стадии.

С момента, когда месторождение начинает эксплуатироваться, специфика ГРР существенно изменяется. Круг вопросов, решаемых на предшествующих стадиях изучения, расширяется, а геологические исследования становятся более углубленными и детальными. Возникает необходимость уточнения сведений о разведанных запасах и достоверности разведки, выявление дополнительных минерально - сырьевых ресурсов, улучшения и совершенствования технологии разработки месторождения и переработки минерального сырья. Перечисленные задачи можно будет объединить в три группы:

- уточнение сведений о разведанных запасах по мере их вскрытия, подготовки и отработки;

- выявление и оценка новых запасов полезного ископаемого в районе горного отвода для расширения минерально-сырьевой базы действующего предприятия и продление срока его существования;

- детализация сведений о геологическом строении месторождения и составе полезного ископаемого для контроля за качеством и полнотой отработки запасов и для оказания помощи горному предприятию по совершенствованию технологии разработки месторождения и переработки руд.

Для решения этих задач непосредственно горными предприятиями на месторождениях проводятся доразведка и эксплоразведка, осуществляемые на разведанных и не освоенных промышленностью, а также на разрабатываемых месторождениях в пределах горного отвода предприятий.

Доразведка ранее разведанного месторождения проводится при необходимости дополнительного его изучения до вовлечения в разработку в связи с получением новых данных о возможных масштабах месторождения, для разработки или совершенствования существующей технологии переработки минерального сырья, доизучения гидрогеологических, инженерно-геологических и иных условий разработки объекта и выбора рациональных методов его отработки.

Задачами доразведки разрабатываемого месторождения являются:

- последовательное уточнение в увязке с планами развития горных работ геологического строения, горно-технических условий месторождения и качество полезного ископаемого на недостаточно детально изученных участках месторождения (фланги, глубокие горизонты, обособленные тела полезных ископаемых) с переводом запасов категорий  $C_1$  и  $C_2$  в более высокие категории;

- дополнительное изучение вещественного состава и свойства полезного ископаемого (включая проведение геолого-технологического картирования) в случаях уточнения направления его использования, пересмотра требований стандартов или технических условий к качеству добываемого сырья и технологических схем его переработки;

- разведка флангов месторождения и отдельных участков для восполнения отработанных запасов или расширения сырьевой базы действующего предприятия по добыче полезных ископаемых.

Горнодобычные работы при эксплуатации выполняются по степени изученности только в блоках, обеспеченных запасами категории В. Запасы катего-

рии  $C_1$  могут быть выделены на участках первоочередной отработки. Участки, обладающие запасами категории  $C_2$ , подобны разведки новых объектов, поскольку рудные тела таких участков очень слабо изучены и некоторые из них могут оказаться частично или полностью непромышленными.

По сложности геологического строения золоторудные месторождения подразделяются на I, II, III и IV группы отличающихся друг от друга изменением мощностей и внутренним строением, морфологией, качеством и количеством основных полезных компонентов, коэффициентом вариации линейных запасов и др. Практически на всех разрабатываемых в настоящее время золоторудных месторождениях III-IV групп сложности отмечаются расхождения между запасами подсчитанными и фактическими из-за сложности их геологического строения, высокой пространственной изменчивости параметров оруденения.

Как известно, при разведке золоторудных месторождений рудные тела изучаются по сетке до 40·40 м, подсчитываются запасы руды, золота, уточняются данные технологических, гидрогеологических, инженерно-геологических исследований, дается заключение о подготовленности месторождения к промышленному освоению. Резко меняется картина при промышленном освоении месторождений при переходе изучения рудных тел от сети 40·40 м (разведки) к сети 3,5·3,5 - 7·7 м (эксплуатационной разведки). Часто требуется выполнять больший объем бурения эксплуатационных скважин (с соответствующим увеличением объемов опробовательских и аналитических работ) для уточнения границ рудных тел и для определения среднего содержания золота при проведении эксплуатационной разведки минуя стадию доразведочных работ.

Своевременное проведение доразведки решает многие производственные проблемы, связанные с добычей, переработкой, планированием и проектированием. Чем точнее определены запасы на стадии разведки и доразведки, тем меньше ошибок при проектировании эксплуатационных работ, определения годовой производительности по выпуску металла, рентабельности, срока существования предприятия и других технико-экономических показателей.

Исследованиями [2] на примере эксплуатируемых месторождений Узбекистана из различных золоторудных формаций и типов рудных залежей проведено сопоставление разведанных и эксплуатируемых запасов (Кокпатас, Мурунтау, Чармитан, Марджанбулак и др.), в частности, разница по среднему содержанию золота на верхних горизонтах месторождения Мурунтау составила 24%. Количественные расхождения запасов окисленных руд на месторождении Кокпатас, определенные сопоставлением результатов разведки (с учетом пересчета запасов ГКЗ) и эксплуатации по участкам, объясняются более сложными закономерностями локализации промышленного золотого оруденения: невыдержанностью содержания золота,

мощности залежей и линейных запасов как по простиранию, так и по падению; изменчивыми морфологическими очертаниями промышленных скоплений (более сложными, чем они представляются на этапе разведки); более высокой степенью изменчивости статистических параметров оруденения, чем на стадии разведки; приуроченностью промышленных руд только к определенным гипсометрическим уровням разреза [3]. Имеются расхождения параметров среднего содержания золота по месторождениям Аджибугут, Биринчи Сентябрь, рудам Зиаэтдинского и Марджанбулакского рудных полей. Рудные тела месторождения Даугызтау являются хорошо разведанными, но плохо (не достоверно) изученными [4] в связи с тем, что разведка не сопровождалась достаточным количеством технологических испытаний по разным типам руд. Из-за недостаточного изучения геологических типов и разновидностей руд месторождения Даугызтау при разведке зафиксировано резкое падение величины сквозного извлечения золота из окисленных руд с повышенным содержанием углисто-битуминозных (жирных на ощупь) черных сланцев по флотационно-биоксидно-сорбционной технологии на ГМЗ-3 при отработке. Оперативно проведенное геолого-технологическое картирование на стадии доразведки на пилотном участке позволило выделить четыре природных типа руд и восстановить ожидаемое извлечение золота при переработке смешанных и первичных золото-сульфидных руд месторождения Даугызтау.

На Навоийский ГМК с 2011 г. возложена функция по проведению поисков, оценки и разведки на драгоценные металлы и уран, т.е. воспроизводства минерально-сырьевой базы этих металлов, с организацией в составе комбината Научно-производственного центра (НПЦ) «Геология драгоценных металлов и урана» [5]. На Госкомгеологию РУз возложена функция по выделению перспективных площадей на золото и уран с прогнозными ресурсами категории  $P_1$  и  $P_2$ , проведение ГРП на гидроминеральные ресурсы, твердые нерудные полезные ископаемые, черные металлы, а также комплексных исследований по геологическому изучению территорий, геолого-съемочных работ масштаба 1:50000, 1:25000 (рис. 1).

Переход на новый уровень ведения ГРП НПЦ ориентировано на усиление экономической эффективности работ и обеспечении реализации ежегодной государственной программы ГРП по приросту запасов золота и урана. Основными задачами НПЦ при выполнении программы ГРП являются:

- обеспечение выполнения государственного заказа по приросту запасов золота и урана с целью воспроизводства сырьевой базы действующих горнодобывающих и перерабатывающих предприятий комбината;

- дальнейшее укрепление и расширение минерально-сырьевой базы золота и урана действующих предприятий на основе подготовки новых объектов под

прирост запасов на перспективу;

- проведение поисковых и оценочных работ на перспективных площадях, расположенных на удалении от имеющейся инфраструктуры, с целью создания минерально-сырьевой базы для строительства новых горнодобывающих предприятий.

Положительным является то, что ежегодная программа ГРР НПЦ формируется на основе анализа состояния минерально-сырьевой базы и оценки прогнозных ресурсов основных видов полезных ископаемых, обеспеченности промышленными запасами горнодобывающих и перерабатывающих структурных подразделений Навоийского ГКМ, с учетом основных критериев выбора объектов, включаемых в программу, обоснования направления стадий региональных, геолого-съемочных поисковых, оценочных и разведочных работ на черные и цветные металлы, золото, уран, подземные воды и др. виды полезных ископаемых. А также учитываются приоритетные направления научно-исследовательских, опытно-методических работ, технологических исследований руд, геолого-экономических исследований и иных работ по геологическому изучению недр; достижения необходимого уровня прироста запасов золота, урана и др. полезных ископаемых на новых объектах с учетом ежегодных погашений, финансирование ГРР как со стороны государства, так и собственных средств комбинатов и др.

В то же время программой ГРР НПЦ не решается задача пополнения истощаемых запасов золоторудных месторождений таких, как Кокпатас, Даугызтау, Аджибугут, Мурунтау, Мютенбай, рудных тел Зиаэтинского рудного поля, месторождений Зармитанской золоторудной зоны в контуре земельных отводов.

Анализ изученности ранних стадий ГРР свидетельствует о том, что за пределами достаточно хорошо изученной части этих месторождений (на флангах, глубоких горизонтах, в межжилном пространстве) часто встречается мало изученные и «слепые» тела.

Ранее эти рудные тела изучались собственными силами структурных горнодобывающих подразделений На-



Рис. 1. Структурная схема распределения ГРР по стадиям между Госкомгеологией РУз и Навоийским ГКМ

воийского ГКМ на стадии доразведки.

Все силы НПЦ Навоийского ГКМ и ОАО «Алмалыкского ГКМ» мобилизованы на выполнение программы ГРР совместно с Госкомгеологией РУз. Анализ воспроизводства минерально-сырьевой базы Навоийского ГКМ 2005-2012 гг. (рис. 2) свидетельствует, что перспективы прироста запасов на эксплуатируемых месторождениях довольно ограничены из-за отсутствия организации ГРР стадий доразведки 2010-2012 гг. Достигнутый прирост запасов золота с 2005 по 2010 гг. Госкомгеологией РУз и Навоийским ГКМ является результатом оценки глубоких горизонтов

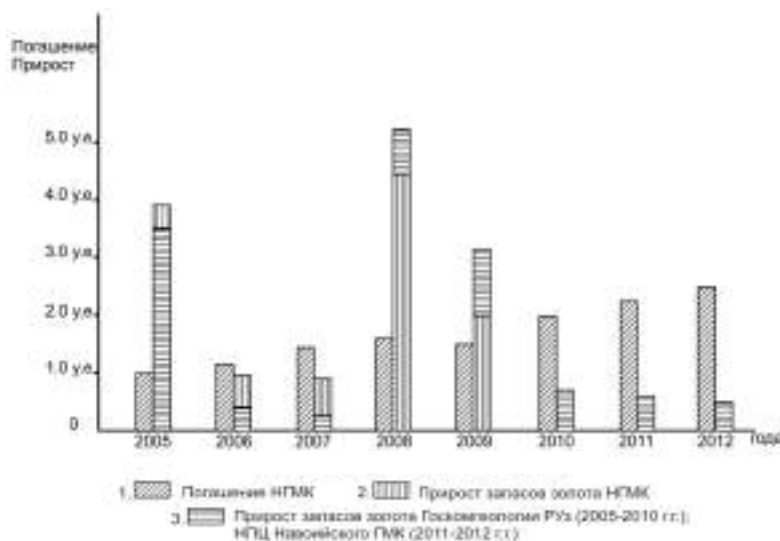


Рис. 2. Схема динамики погашения и прироста запасов золота на месторождениях, числящихся на балансе Навоийского ГКМ

и доразведки месторождений Мютенбай, Чармитан, Гужумсай, Кокпатас, рудных тел Зиаэтинского рудного поля и др., и прирост соизмерим с погашением. Отставания при приросте запасов золота 2010-2012 гг. от объемов их ежегодной добычи Навоийского ГМК свидетельствует о том, что развитие и наращивание прироста запасов доразведкой является немаловажной задачей для минимизации имеющегося отставания.

В дальнейшем, для решения задачи по наращиванию прироста запасов на эксплуатируемых месторождениях с целью продления сроков эксплуатации разрабатываемых месторождений без снижения производственных мощностей горнодобывающих предприятий, эффективности и рационализации технологического процесса переработки и восполнения базы минерального сырья горно-металлургических комбинатов предлагается возобновление ГРП по стадии доразведки на месторождениях,

числящихся на балансах Навоийского и Алмалыкского ГМК, с возложением выполнения этих работ на НПЦ «Геология драгоценных металлов и урана» Навоийского ГМК и НПЦ «Геология цветных металлов» ОАО «Алмалыкский ГМК» с включением ее в Государственную ежегодную программу ГРП с финансированием из государственного бюджета.

Таким образом, своевременно принятые меры существенно продлят сроки отработки месторождений за счет дополнительно приращенных запасов стадии доразведки и значительно повышают достоверность установления числовых значений геолого-промышленных параметров месторождений и конкретных рудных тел, определяющих его конфигурацию условия залегания, качественную характеристику полезного ископаемого и промышленную оценку в целом.

#### Список литературы:

1. Методические указания о проведении геологоразведочных работ по стадиям (твердые полезные ископаемые). Ташкент. 1999.
2. Исаков М.У., Исанова Г.Р., Зималина В.Я. Подтверждаемость запасов на золоторудных месторождениях Республики Узбекистан // «Руды и металлы» № 4, 2002. с. 31-40.
3. Хамроев И.О., Руднев С.В. Достоверность оценки на рудоностной площади Кокпатасского рудного поля, материалы Республиканского научно-технического семинара «Актуальные задачи обеспечения достоверности результатов поисков, оценки и разведки МПИ. Ташкент-2010
4. Руднев С.В., Хамроев И.О., Сатаров Г.С., Норов Ю.Д., Абдулаев У.Ф. Оценка возможности селективной добычи и переработки смешанных руд месторождений Даугызтау по геотехнологическим типам. Материалы Республиканской Научно-Технической конференции «Перспектива развития техники и технологии и достижения горно-металлургической отрасли за годы независимости Республики Узбекистан. Навои-2011.
5. Хамроев И.О., Оптимизация структуры ГРП на драгоценные металлы и уран с учетом международного опыта и технологий. Сборник тезисов Республиканской научно-технической конференции «Приоритетные направления геологического изучения недр, гидрогеологических и инженерно-геологических исследований в Республики Узбекистан». Ташкент-2011.

УДК 622.24.243

© Плещенко И.В., Мирзаев А.У., Наврузов С.С., Булина Н.В. 2012 г.

## ХАРАКТЕРИСТИКА И РАСПРОСТРАНЕНИЕ ВЫСОКОПРОЧНОГО КРЕМНЕЗЕМИСТОГО СЫРЬЯ

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

На сегодняшний день промышленность строительных материалов в Узбекистане испытывает острый дефицит в мелющих телах для помола сырья, используемого для производства всех видов керамики. Таким сырьем являются вторичные кварциты проявлений Балантепе и Шенебек в Алмалыкском рудном районе и проявление халцедонов Чильмайрам в Ахангаранском районе.

**Проявление кварцитов Балантепе.** Расположено в Алмалыкском рудном районе на правом берегу Алмалыксай вблизи водораздела руч. Алмалыксай и Кенжасай и находится в 15,0 km на юг от г. Алмалыка.

Вторичные кварциты или монокварциты в виде залежей протягиваются с юго-востока на запад длиной до 260,0 m и мощностью до 20,0 m. Залегают они на контакте верхнедевонских доломитов культаинской свиты фаменского яруса верхнего девона и андезитодацитовых порфирировакчинской свиты среднего карбона.

Кварциты светло-серые, белые, сливные, крепкие, тонко- и скрытозернистые, реже - мелкозернистые. Ожелезнение встречается редко в виде налетов гидрокислов железа желтых, желто-бурых, бурых цветов по стенкам трещин. Отмечаются места ожелезнения

размером в 0,2-1,0 см, редко до 5 см в диаметре, сложенные гидроокислами железа. Участками наблюдается трещиноватость, к ней приурочиваются ожелезненные. Участками видна слоистость с падением на север по азимуту 340° -10°. Углы падения 25°-30°. Мощность слоев 0,1-0,5 м, реже до 1,0 м, часто слои сливаются друг с другом и представляют собой единый массивный слой.

По простиранию на всем протяжении кварциты однородные, сливные, крепкие с редкими участками ожелезнения и трещиноватости. На контакте с доломитами редко отмечаются участки незамещенных доломитов размером до 5 см в диаметре, реже более 5 см.

Геологоразведочные работы на проявлениях Балантепе, Шенебек и Чильмайрам проведены ОАО «Кимёномаъдангеология сервис» ГП «Ташкентгеология». Кварциты опробованы по 4-м разведочным линиям задириковым опробованием с шагом отбора – 2,0 м (табл. 1).

Таким образом, среднее содержание на проявлении Балантепе SiO<sub>2</sub> составляет 98,30%, Fe<sub>2</sub> O<sub>3</sub> - 0,18%. В результате проведения физико-механических испытаний были определены следующие показатели: предел прочности после мороза; предел прочности при сжатии в естественном состоянии; предел прочности при сжатии в водонасыщенном состоянии; объемный вес; водопоглощение, коэффициент размягчения; эффективная пористость, коэффициент морозостойкости; влажность, средняя плотность; твердость по шкале Мооса. Сравнительный анализ результатов физико-механических испытаний и литературных данных показал, что по водопоглощению, по содержанию кремнезема, по плотности и твердости опытные мелющие тела не уступают своим аналогам. Истираемость опытных образцов не выше допустимых значений для уралитовых искусственных тел, т.е. пригодны для получения мелющих тел.

Спектральным полуколичественным анализом установлены Ba, Be, V, Bi, Ga, Ge, Cd, Co, Mn, Mo, As,

Ni, Sn, Pb, Ag, Sb, Ti, Cr, Zn, Au. Содержание этих элементов ниже кларковых, т.е. ниже средних содержаний в земной коре или ниже средних содержаний в магматических и осадочных породах и не имеют никакого практического значения.

**Проявление кварцитов Шенебек.** Расположено на водоразделе р. Шаугаз и руч. Шенебек в 10,0 км южнее селения Шаугаз. Проявление Шенебек представляет собой кварцевую залежь длиной до 260 м и шириной до 60 м. Северная часть залежи закрыта наносами. Представлена кварцитами светло-серыми, белыми; микрозернистыми и афанитовыми. Участками трещиноваты, по стенкам трещин имеются налеты гидроокислов железа желтого и бурого цветов. Крепкие, сливные, массивные; элементы залегания практически редко наблюдаются. Падение пород - 330-350°, угол падения 80°. Задириковые и керновые пробы анализировались химическими анализами. Кварцевое тело залегает среди андезитовых порфиритов акчинской свиты (Базиль В.Ф. и др., 1976, 1983). На дороге и вдоль дороги, идущей из Ургаза через верховье Шенебека в Шаугаз, вдоль западного окончания кварцевого тела имеются выходы андезитовых порфиритов сильно измененных, ожелезненных, каолинитизированных. В северной части кварцевого тела имеются реликты полевых шпатов. На поверхности к северу от выходов кварцитов проявления Шенебек обнажаются выходы андезитовых порфиритов. Производилось определение физико-механических свойств кварцитов участка Шенебек. Испытаниям подвергалось 82 пробы. Для каждой пробы проводилась серия испытаний в количестве пяти. Среднее значение водопоглощения – 0,44%, объемный вес – 2,60 г/см<sup>3</sup>; твердость по шкале Мооса – 6,5-7. Результаты химических анализов и физико-механических испытаний свидетельствуют о пригодности кварцитов проявления Шенебек для получения мелющих тел. (табл. 2).

**Проявление халцедона Чильмайрам.** Расположено в Ахангаранском районе Ташкентской области в

Таблица 1

Химический состав кварцитов проявления Балантепе по результатам химического анализа

№№ п.п	Компоненты	Кол-во проб	Содержание в %		
			от	до	среднее
1	П.п.п.	90	0,18	1,40	0,52
2	SiO <sub>2</sub>	90	96,72	99,00	98,30
3	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	43	0,12	0,32	0,17
4	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	90	0,08	0,25	0,18
5	CaO	43	0,30	0,36	0,33
6	MgO	43	0,30	0,32	0,31
7	Na <sub>2</sub> O	91	0,10	0,18	0,14
8	K <sub>2</sub> O	91	0,10	0,20	0,16

Таблица 2

Химический состав кварцитов проявления Шенебек по результатам химических анализов

№№ п.п	Компоненты	Кол-во проб	Содержание, %		
			от	до	среднее
1.	п.п.п.	189	0,18	0,68	0,53
2.	SiO <sub>2</sub>	189	96,80	99,10	97,66
3.	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	189	0,10	0,50	0,22
4.	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	189	0,10	0,64	0,34
5.	CaO	145	0,30	0,48	0,36
6.	MgO	145	0,30	0,32	0,30
7.	SO <sub>3</sub>	79	0,10	0,10	0,10
8.	Na <sub>2</sub> O	162	0,10	0,35	0,20
9.	K <sub>2</sub> O	162	0,10	0,20	0,12

южных предгорьях Чаткальского хребта, западная граница находится в 7,5 км к С-З от станции Аблык. Рельеф участка холмистый с абсолютными отметками в пределах 980-1050 м. Относительное превышение вершин холмов над тальвигами временных водотоков колеблется в пределах 30-50 м. Участок сложен отложениями акчинской свиты среднего карбона, палеогеновыми, неогеновыми и четвертичными. Протяженность по простиранию – 5600 м.

**Продуктивный горизонт** приурочен к верхам сузакских слоев, к границе сузакских и алайских слоев и представлен песчаниками разномерными со стяжениями линзами и пропластками халцедона. Редко халцедон встречается в низах известняков алайских слоев. Песчаники белые, светло-серые, желтовато-серые, мелко- и среднезернистые, участками крупнозернистые, хорошо отсортированы. Обломки песчаной фракции имеют угловато-окатанную форму. В обломочном материале преобладает (75%) кварц чистый, прозрачный, погасание от нормального до слабо волнистого, обломки пород (5%) представлены породами кремнисто-кварцевого состава. Цемент (20%) по составу кальцитовый, по типу цементации пленочно-поровый. Халцедон представлен желваками неправильно-изометричной и удлиненно-овальной формы, размером до 20·15·10 см и линзами мощностью до 0,1-0,5 м и длиной до 2-3,5 м. Наиболее часто встречаемые желваки имеют размеры 1-10 см·2-6 см. Окраска халцедона светло-серая, темно-серая, розовая, светло-коричневая, буровато-красная. Мощность продуктивного горизонта от 0,3 до 6,0 м. Наиболее часто встречаемая мощность равна 2,0 м. Отмечаются слои мощностью в 0,3-0,6 м, где содержание халцедона составляет 25%-50%. Наиболее богатое содержание халцедона отмечено на правом борту Кызылалмасая. Здесь снизу вверх залегают:

1. Линзовидный прослой халцедона светло-серого, участками розового, мощностью в 0,3 м. Ниже песчаники белые, мелкозернистые, кварцевые.

2. Песчаники белые, светло-серые, мелкозернистые, кварцевые с гравием кремня, кварца и халцедона. Мощность 0,6 м.

3. Линзовидный прослой халцедона прослежен на 5 м по простиранию мощностью до 0,5 м. Халцедон светло-серой окраски. Участками трещиноват. Целые сливные блоки халцедона имеют размеры 10-30 см·10-50 см.

4. Песчаники белые, мелкозернистые, кварцевые с гравием и резе мелкой галькой черного кремня и белого кварца, с их содержанием до 1,5%. Мощность 2,0 м.

5. Песчаники белые, мелкозернистые, кварцевые. Имеются желваки халцедона размером до 10-30 см. Халцедон светло-коричневой окраски. Отмечается гравий и мелкая галька кремня, кварца и халцедона. Визуально содержание халцедона до 25%, участками до 50%. Мощность слоя 0,2 м.

6. Известняки-ракушняки алайских слоев. Мощность слоя 5,0 м.

Содержание продуктивного горизонта до 250 кг/т. В целом содержание халцедона на проявлении Чильмайрам от 10-25 кг/т до 100-250 кг/т. Химический состав халцедона в среднем составляет: п.п.п -7,76%, SiO<sub>2</sub>-94,03%; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>-0,16%; Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 0,37%; CaO- 2,14%; MgO-0,31%; SO<sub>3</sub>- 0,10%; NaO<sub>2</sub>- 0,30%; K<sub>2</sub>O-0,19; Ti<sub>2</sub>O-0,095. По химическому составу и физико-механическим свойствам стяжения халцедона пригодны для получения мелющих тел. Выход мелющих шаров с проявлений Балантепе, Шенебек и Чильмайрам составил 48%-52% от исходных пород. По своим физико-механическим свойствам и химическому составу кварциты и халцедон пригодны для получения мелющих тел. Запасы по категории С<sub>1</sub> составляют: проявление Балантепе – 709280 т., проявление Шенебек – 1108536 т., проявление Чильмайрам (Кызылалмасай-Гошсай) -7553,51 т. по категории С<sub>2</sub> проявление Чильмайрам (Орайлыксай) – 1218,75 т. Всего по категории С<sub>1</sub> – 1825369,51 т.

УДК 622.271.3

© Жиянов А.Б., Еремкбоев У.Б., Кобиллов О.С. 2012 г.

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ УГЛОВ ОТКОСОВ БОРТОВ КАРЬЕРОВ В КОНЕЧНОМ ПОЛОЖЕНИИ

**Жиянов А.Б.**, ст. преподаватель кафедры «Техника и технология добычи и переработки руд редких и радиоактивных металлов» НГГИ; **Еремкбоев У.Б.**, ассистент НГГИ; **Кобиллов О.С.**, ассистент НГГИ

Углы наклона бортов карьеров в конечном положении необходимо устанавливать на основании анализа геологических, горно-технических и физико-географических условий месторождения, влияющих на устойчивость горных пород в откосах, а также с учетом технико-технологических факторов, форми-

рующих конечные борта. В самом простейшем случае при крепких слаботрещиноватых породах, слагающих борта карьера, или при породах средней крепости и высоте борта до 150 м угол откоса борта в конечном положении можно найти из выражения [1].

$$\beta_0 \geq \beta = \arctg \frac{\sum_{i=1}^n h_i}{\sum_{i=1}^n \delta_{ni} + \sum_{i=1}^n h_i \operatorname{ctg} \alpha_i}, \quad (1)$$

где  $\beta_0$  – угол откоса борта по условиям устойчивости пород, град.;

$h_i$  – высота уступов в конечном борту;

$\delta_{ni}$  – ширина бермы безопасности;

$\alpha_i$  – угол откоса уступа в конечном положении.

Ориентировочные значения углов откосов бортов карьеров в конечном положении приведены в табл. 1.

Большому значению угла откоса борта соответствует большее значение угла падения поверхности ослабления. Рассмотрим конструирование конечного борта (рис. 1) проектировщиками по формирующим его технологическим факторам, к которым относятся:

- расчетные линейные контуры оконтуривания;
- обеспечение берм безопасности;
- оформление подступного борта;
- построение схемы капитального вскрытия;
- построение транспортных берм.

Линейный борт I с расчетным углом откоса  $\beta$  (штриховая линия на рис. 1) является результатом оконтуривания карьера по одному из принципов оконтуривания.

При принятой высоте уступа  $h$  и угле его откоса

а в конечном положении отстраивается подступный борт (штрихпунктирная линия II), нижние бровки которого примыкают к первоначальному линейному борту I. Конструктивные бермы, определяемые из треугольников  $OKN$  и  $OKL$  (рис. 1), сопоставляются с расчетными (нормативными) бермами безопасности  $\delta_n$  [2].

$$\delta_k = h(\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha) \geq \delta_n. \quad (2)$$

При несоблюдении равенства (2) (умышленно в нашем случае) требование Единых правил безопасности может быть обеспечено либо уменьшением угла откоса конечного борта  $\beta$ , либо увеличением угла откоса уступа  $\alpha$ .

Последнее неприемлемо, так как угол откоса уступа принимается предельно возможным с учетом типа пород, их физико-механических свойств, наличия поверхностей ослабления, падения слоев в сторону карьера и т.п.

Выползание расчетного угла откоса борта карьера  $\beta$  до угла  $\beta'$ , обеспечивающего нормативные (расчетные) бермы, лишь повысит устойчивость борта.

Значение требуемого угла конечного борта  $\beta'$  может быть установлено по зависимости:

$$\beta' = \arctg \left( \frac{\delta_n}{h} + \operatorname{ctg} \alpha \right). \quad (3)$$

Таблица 1

Углы откосов бортов карьеров в конечном положении

Группа пород	Характеристика пород	Геологические условия	Величина углов откосов, град.
I	Крепкие, $s_{сж} > 80$ МПа	Крепкие, слаботрещиноватые породы при отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления	55
		Крепкие, слаботрещиноватые породы при наличии крутопадающих ( $>60^\circ$ ) или пологопадающих ( $<15^\circ$ ) поверхностей ослабления	40-45
		Крепкие, слаботрещиноватые и трещиноватые породы при падении поверхности ослабления в сторону карьера под углами $25-55^\circ$	40-45*
		Крепкие, слаботрещиноватые и трещиноватые породы при падении поверхности ослабления в сторону карьера под углами $20-30^\circ$	20-30
II	Средней прочности, $s_{сж} = 8-80$ МПа	Породы относительно устойчивые в откосах при отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления	40-45
		Породы относительно устойчивые в откосах при наличии поверхностей ослабления с падением в сторону карьера под углами $35-55^\circ$	30-40
		Породы, интенсивно выветривающиеся в откосах	30-35
		Все породы группы при наличии поверхности ослабления с падением в сторону карьера под углами $20-30^\circ$	20-30
III	Слабые или несвязные, $s_{сж} < 8$ МПа	Пластичные глины. Древние поверхности скольжения, слабые контакты между слоями и другие поверхности ослабления отсутствуют	20-30
		Поверхности ослабления имеются в средней или нижней частях борта	15-20

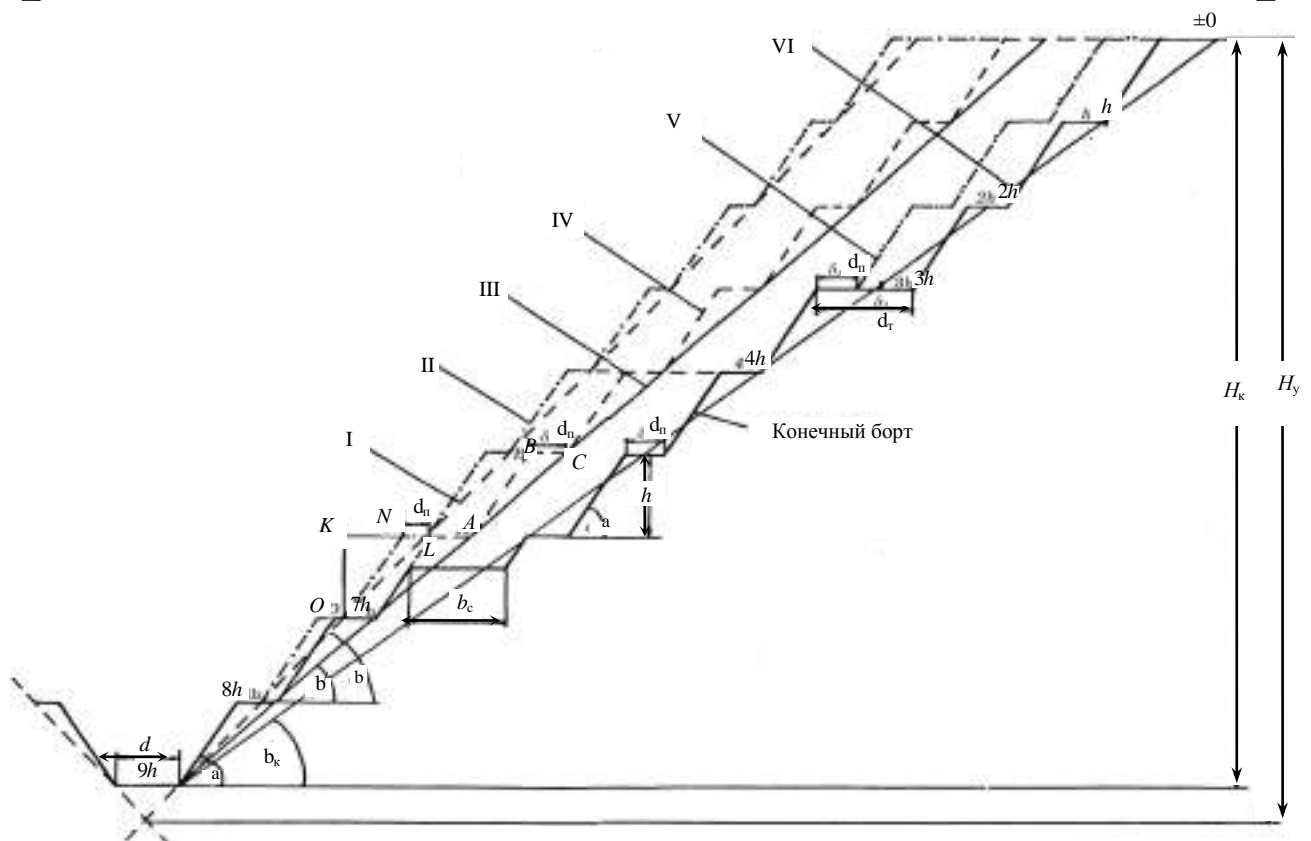


Рис. 1. Формирование конечного борта карьера

Под углом  $\beta'$  отстраивается линейный борт III (сплошная линия), а по нему под уступный борт IV (штриховая линия).

На конечных бортах карьера отстраивается схема капитального вскрытия (фактор IV), которая служит для размещения транспортных коммуникаций и обеспечения по ним груза транспортной связи карьера с поверхностью.

Чаще всего схема вскрытия представляется системой наземных горных выработок – съездов (поступательных, тупиковых, комбинированных). На рассматриваемом поперечном разрезе борта (рис. 1) вскрытие представлено системой поступательных съездов шириной  $\beta_c$  (в разрез попал съезд с отметки  $\nabla-6 h$  на  $\nabla-7 h$ ). Борт со схемой вскрытия отражается штриховой линией с двумя точками пунктира (линия V).

С отметки  $\nabla-3 h$  и ниже он совпадает с линией конечного борта (жирная линия VI). В случае строительства транспортных берм  $\delta_r$  (на разрезе на отметке  $\nabla-3 h$ ) формируется окончательный борт карьера (линия VI), являющийся следствием первоначаль-

го оконтуривания (I), обеспечения нормативных берм безопасности (III), оформления под уступного борта (IV), построения схемы капитального вскрытия (V) и транспортных берм (VI).

При этом угол откоса конечного борта имеет значение  $\beta_k$ , существенно отличающееся от расчетного  $\beta$ :

$$\beta_k = \arctg \frac{H_k}{qb_c + r\delta_r + \sum_{i=1}^{n-r} \delta_{ni} + \sum_{i=1}^n h_i \operatorname{ctg} \alpha}, \quad (4)$$

где  $H_k$  - конечная глубина карьера, м;

$i=1, 2, \dots, n$  – число уступов в конечном борту карьера;

$d_{ni}$  – ширина берм безопасности, м;

$a$  – угол откоса уступа в конечном положении, град.;

$b_c$  – ширина капитального съезда, м;

$q$  – число съездов;

$d_m$  – ширина транспортной бермы;

$r$  – число транспортных берм.

Список литературы:

1. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. Учебник. М. МГГУ, 2003. – 800 стр.
2. Ю.И. Анистратов, К.Ю. Анистратов. Проектирование карьеров. М.2003. – 172 стр.

# ДИНАМИЧЕСКИЕ НАПРЯЖЕНИЯ ВБЛИЗИ ПОВЕРХНОСТИ ВЫРАБОТКИ ОТ ПЛОСКОЙ ВОЛНЫ

Сафаров И.И., профессор Бухарского института инженерной техники высоких технологий, докт. техн. наук; Носирова Ш.Н., доцент кафедры «Автоматизация и управление технологических процессов и производств» НГГИ, канд. техн. наук; Жураев Т.О., ст. преподаватель Бухарского института инженерной техники высоких технологий

Предполагаем, что гармоническая волна плоская и что фронт волны параллельна оси цилиндрического слоя (рис. 1). Основные уравнения теории вязкой упругости для этой задачи о плоской деформации сводятся к следующему уравнению:

$$\Delta \varphi - \int_{-\infty}^t [R_\lambda(t-\tau) + 2R_\mu(t-\tau)] \varphi d\tau = \frac{1}{a^2} \frac{\partial^2 \varphi}{\partial t^2};$$

$$\Delta \bar{\psi} - \int_{-\infty}^t R_\mu(t-\tau) \Delta \bar{\psi} d\tau = \frac{1}{b^2} \frac{\partial^2 \bar{\psi}}{\partial t^2}, \quad (1)$$

где  $a^2 = (\lambda_0 + 2\mu_0)/\rho$ ;

$$b^2 = \mu_0/\rho;$$

$\varphi$  и  $\psi$  – потенциалы перемещений.

$R_\lambda(t-\tau)$  и  $R_\mu(t-\tau)$  – ядро релаксации;

$\nu$  – коэффициент Пуассона, который считаем нерегазирующей величиной [1]. Падающая плоская волна рассматривается распространяющейся в положительном направлении оси  $x$  и представляется следующим образом:

$$\begin{cases} \varphi^{(i)} = \varphi_0 e^{i(\alpha x - \omega t)}, \varphi^{(r)} = 0 - \text{при воздействии продольных волн} \\ \psi^{(i)} = \psi_0 e^{i(\beta x - \omega t)}, \psi^{(r)} = 0 - \text{при воздействии волн сдвига} \end{cases} \quad (2)$$

где:  $\varphi_0$  и  $\psi_0$  – величины амплитуды;

$\omega$  – круговая частота;

$\alpha$  и  $\beta$  – волновые числа, которые должны быть комплексными числами  $\alpha = \alpha_R + i\alpha_I$ ;

$\beta = \beta_R + i\beta_I$ ,  $\alpha_I < 0$  и  $\beta_I < 0$  обозначают коэффициенты затухания;

$\alpha_R$  и  $\beta_R$  обозначают волновое число продольных волн и волн сдвига соответственно.

Решение уравнения (1, 2) можно искать в виде:

$$\varphi(r, \theta, t) = \sum_{k=1}^{\infty} \varphi_k(r, \theta) e^{i\omega t}; \quad \psi(r, \theta, t) = \sum_{k=1}^{\infty} \psi_k(r, \theta) e^{i\omega t}, \quad (3)$$

где  $\varphi_k(r, \theta)$  и  $\psi_k(r, \theta)$  – действительные функции, удовлетворяющие уравнениям:

$$\Delta \varphi_k + \frac{\alpha_k}{1-L_k} \varphi_k = 0; \quad \Delta \psi_k + \frac{\beta_k}{1-M_k} \psi_k = 0; \quad (4)$$

$$\text{где } L_k = \int_0^{\infty} [R_\lambda(\xi) + 2R_\mu(\xi)] \exp(-i\omega\xi) d\xi, \quad M_k = \int_0^{\infty} R_\mu(\xi) \exp(-i\omega\xi) d\xi.$$

Для описания вязкоупругих свойств материала использована наследственная теория Больцмана – Вольтера с ядром релаксации Ржаницына - Колтунова в виде  $R(t) = A e^{-\beta t} t^{\alpha-1}$ . При этом синус  $\Gamma^{(s)}$  и косинус  $\Gamma^{(c)}$  образа Фурье ядро релаксации  $R(t)$  выражаются через  $\Gamma(\alpha)$ -Гамма функция:

$$\Gamma^{(s)} = \frac{A\Gamma(\alpha)}{(\omega^2 + \beta^2)^{\alpha/2}} \sin(\alpha \arctg \frac{\omega}{\beta}),$$

$$\Gamma^{(c)} = \frac{A\Gamma(\alpha)}{(\omega^2 + \beta^2)^{\alpha/2}} \cos(\alpha \arctg \frac{\omega}{\beta}).$$

Решение уравнения (4) выражается через функции Ханкеля 1-го и 2-го рода  $n$ -го порядка:

$$\varphi = \sum_{n=0}^{\infty} [A_n H_n^{(1)}(\alpha^* r) + A_n' H_n^{(2)}(\alpha^* r)] \cos n\theta e^{-i\omega t}$$

$$\psi = \sum_{n=0}^{\infty} [B_n H_n^{(1)}(\beta^* r) + B_n' H_n^{(2)}(\beta^* r)] \sin n\theta e^{-i\omega t}, \quad (5)$$

$$\alpha_{k\alpha}^* = \frac{\alpha_{k\alpha}}{1-L_k}; \quad \beta_k^* = \frac{\beta_k}{1-M_k},$$

где  $A_n, A_n', B_n, B_n'$  – коэффициенты разложения, которые определяются соответствующими граничными условиями;

$H_n^{(1)}(\alpha^* r)$  и  $H_n^{(2)}(\alpha^* r)$  – соответственно функция Ханкеля 1-го и 2-го рода  $n$ -го порядка  $H_n^{(2)}(ar) = I_n(ar) - iN_n(ar)$ .

Решение (5) удовлетворяет в бесконечности  $r \rightarrow \infty$  условию излучения Зоммерфельда [1]:

$$\lim_{r \rightarrow \infty} \varphi = 0, \quad \lim_{r \rightarrow \infty} (\sqrt{r})^k \left( \frac{\partial \varphi}{\partial r} + i\alpha \varphi \right) = 0,$$

$$\lim_{r \rightarrow \infty} \psi = 0, \quad \lim_{r \rightarrow \infty} (\sqrt{r})^k \left( \frac{\partial \psi}{\partial r} + i\beta \psi \right) = 0.$$

Для этого должно быть  $A_n' = B_n' = 0$ . Решение уравнения (5) представляется в виде:

$$\varphi^{(r)} = \sum_{n=0}^{\infty} A_n H_n^{(1)}(\alpha^* r) \cos n\theta e^{-i\omega t};$$

$$\psi^{(r)} = \sum_{n=0}^{\infty} B_n H_n^{(1)}(\beta^* r) \sin n\theta e^{-i\omega t}. \quad (6)$$

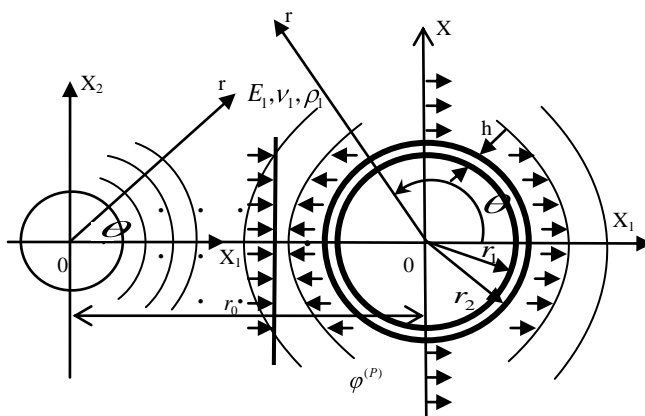


Рис. 1. Расчетная схема цилиндрического подкрепленного отверстия, находящегося в вязкоупругой среде

Полный потенциал можно определить путем наложения потенциалов падающих и отраженных волн. Таким образом, потенциалы смещений будут [1]:

$$\begin{aligned} \varphi &= \varphi^{(i)} + \varphi^{(k)}, \quad \varphi^{(p)} = \varphi(r, \theta, t), \\ \psi &= \psi^{(i)} + \psi^{(k)}, \quad \psi^{(p)} = \psi(r, \theta, t). \end{aligned} \quad (7)$$

Отсюда следует, что напряжения и смещения легко могут быть выражены через потенциалы смещений:

$$\begin{aligned} u_r &= \frac{\partial \varphi}{\partial r} + \frac{1}{r} \frac{\partial \psi}{\partial \theta}; \quad u_\theta = \frac{1}{r} \frac{\partial \varphi}{\partial \theta} - \frac{\partial \psi}{\partial r}, \\ \varepsilon_{rr} &= \frac{\partial u_r}{\partial r}; \quad \varepsilon_{\theta\theta} = \frac{1}{r} \frac{\partial u_\theta}{\partial \theta} + \frac{u_r}{r}; \quad \varepsilon_{r\theta} = \frac{1}{2} \left( \frac{1}{r} \frac{\partial u_r}{\partial \theta} + \frac{\partial u_\theta}{\partial r} + \frac{u_\theta}{r} \right), \\ \sigma_{rr} &= \tilde{\lambda} \nabla^2 \varphi + 2\tilde{\mu} \left[ \frac{\partial^2 \varphi}{\partial r^2} + \frac{\partial}{\partial r} \left( \frac{1}{r} \frac{\partial \varphi}{\partial \theta} \right) \right]; \\ \sigma_{\theta\theta} &= \tilde{\lambda} \nabla^2 \varphi + 2\tilde{\mu} \left[ \frac{1}{r} \left( \frac{\partial \varphi}{\partial r} + \frac{1}{r} \frac{\partial^2 \varphi}{\partial \theta^2} \right) + \frac{1}{r} \left( \frac{1}{r} \frac{\partial \psi}{\partial \theta} - \frac{\partial^2 \psi}{\partial r \partial \theta} \right) \right]; \quad (8) \\ \sigma_{zz} &= \tilde{\lambda} \nabla^2 \varphi; \quad \sigma_{r\theta} = 2\tilde{\mu} \left( \frac{1}{r} \frac{\partial^2 \varphi}{\partial r \partial \theta} - \frac{1}{r^2} \frac{\partial \varphi}{\partial \theta} \right), \end{aligned}$$

где  $\{(\tilde{\lambda}, \tilde{\mu}) f(t)\} = (\lambda_0, \mu_0) \left[ f(t) - \int_{-\infty}^t R_{\lambda, \mu}(t-\tau) f(\tau) d\tau \right]$ ,

$f(t)$  – некоторая функция;

$u_r$  – радиальное смещение;

$u_\theta$  – тангенциальное смещение;

$\varepsilon_{rr}, \varepsilon_{\theta\theta}, \varepsilon_{r\theta}$  – элементы тензора деформации;

$\sigma_{rr}, \sigma_{\theta\theta}, \sigma_{zz}, \sigma_{r\theta}$  – элементы тензора напряжений.

Как упоминалось выше, коэффициенты  $A_n$  и  $B_n$  определяются из соответствующих граничных условий.

Граничные условия при  $r = a$ ,  $a$  – радиус цилиндрической поверхности разрыва будут:  $\sigma_{rr} = 0$ ;  $\sigma_{r\theta} = 0$ .

Коэффициенты  $A_n$  и  $B_n$  определяются из соответствующих граничных условий для каждого значения  $n$ . Таким образом, концентрация напряжений в потоке при воздействии волны сдвига (3) принимает следующее значение [1].

$$\begin{aligned} \sigma_{\theta\theta}^* &= -\frac{8}{\pi} \left( 1 - \frac{1}{K_*^2} \right) \sum_{n=1}^{\infty} i^{n+1} \frac{n(n^2 - 1 - \frac{\Omega_2}{2}) H_n(\Omega_1)}{\delta_n} \text{Sin} n\theta; \\ \delta_n &= \Omega_2^2 (n^2 + n - \frac{\Omega_2^2}{4}) H_n(\Omega_1) H_n(\Omega_2) + \\ &+ \Omega_1 \Omega_2 (n^2 - 1) * H_{n-1}(\Omega_1) H_{n-1}(\Omega_2) + \\ &+ (n^2 - n^2 - \frac{\Omega_2^2}{2}) [\Omega_2 H_n(\Omega_1) H_{n-1}(\Omega_2) + \\ &+ \Omega_1 H_{n-1}(\Omega_1) H_n(\Omega_2)]; \\ \Omega_1 &= \alpha_1 a; \quad \Omega_2 = \beta_1 a; \quad K_*^2 = \frac{\beta_*^2}{\alpha_*^2} = \frac{C_{\alpha_*}}{C_{\beta_*}} = \frac{2(1-\nu) \Gamma_1^*}{(1-2\nu) \Gamma_2^*}, \end{aligned}$$

где  $\Gamma_1^*$  и  $\Gamma_2^*$  – описывают вязкоупругие свойства материала.

В случае упругого цилиндрического тела в вязкоупругой среде на границе  $r = a$  ставятся условия жесткого контакта, при которых на границе выполняется

непрерывность напряжений и смещений:

$$\begin{aligned} \sigma_{rr1} &= \sigma_{rr2}; \quad \sigma_{r\theta1} = \sigma_{r\theta2}; \\ u_{r1} &= u_{r2}; \quad u_{\theta1} = u_{\theta2}, \end{aligned}$$

где,  $\sigma_{rr1}, \sigma_{r\theta1}$  – напряжения в вязкоупругой окружающей среде;

$\sigma_{rr2}$  и  $\sigma_{r\theta2}$  – напряжения вязкоупругого включения;

$u_{r1}, u_{\theta1}$  – радиальное и тангенциальное смещения окружающей среды;

$u_{r2}, u_{\theta2}$  – радиальное и тангенциальное смещения упругого включения.

Если на границе контакта отсутствует трение, то:

$$\sigma_{rr1} = \sigma_{rr2}; \quad \sigma_{r\theta1} = \sigma_{r\theta2} = 0; \quad u_{r1} = u_{r2}$$

**Определение напряжений при  $r = a$ .** Вблизи цилиндрической полости контурные напряжения  $\sigma_{\theta\theta}$  при  $r = a$  выражают концентрацию напряжений (рис. 2). Контурная напряжений при воздействии продольной гармонической волны имеет вид:

$$\begin{aligned} \sigma_{\theta\theta}^* &= \left\{ (\bar{\alpha} a) H_{n-1}(\bar{\alpha} a) \left[ (n^2 - 1) \bar{\beta} a H_{n-1}(\bar{\beta} a) - (n^3 - n + \frac{1}{2} \bar{\beta}^{-2} a^2) H_n(\bar{\beta} a) \right] - \right. \\ &\left. - H_n^{(1)}(\bar{\alpha} a) \left[ (n^3 - n + \frac{1}{2} \bar{\beta}^{-2} a^2) \bar{\beta} a H_{n-1}(\bar{\beta} a) - n^2 + n - \frac{1}{4} \bar{\beta}^2 a^2 \right] \right\} \end{aligned}$$

Концентрация напряжений при воздействии волны сдвига (или поперечных волн) имеет следующий вид:

$$\begin{aligned} \sigma_{\theta\theta}^* &= \frac{\sigma_{\theta\theta}}{\sigma_0} \Big|_{r=a} = \frac{\gamma}{\pi} \left( 1 - \frac{1}{\chi^2} \right) \sum_{n=0}^{\infty} \epsilon_n i^{n+1} S_n^* \cos n\theta e^{i\omega t} \\ S_n^* &= \left\{ (n^2 - 1) \bar{\beta} a H_{n-1}(\bar{\beta} a) - (n^3 - n + \frac{1}{2} \bar{\beta}^{-2} a^2) H_n(\bar{\beta} a) \right\}. \\ \sigma_{r\theta}^* &= -\frac{8}{\pi} \left( 1 - \frac{1}{\chi^2} \right) \sum_{m=0}^{\infty} i^{m+1} \frac{n(n^2 - 1 - \frac{\bar{\beta}^2 a^2}{2}) H_n^1(\bar{\alpha} a)}{\Delta_n} \sin n\theta e^{-i\omega t} \\ \Delta_n &= \bar{\beta}^2 a^2 (n^2 + n - \frac{\bar{\beta}^2 a^2}{2}) H_n^1(\bar{\alpha} a) H_n^{(1)}(\bar{\beta} a) + \bar{\alpha} \bar{\beta} a^2 (n^2 - 1) H_{n-1}(\bar{\beta} a) + \\ &+ (n - n^2 - \frac{\bar{\beta}^2 a^2}{2}) [\bar{\beta} a H_n(\bar{\alpha} a) H_{n-1}(\bar{\beta} a) + \bar{\alpha} a H_{n-1}(\bar{\alpha} a) H_n(\bar{\beta} a)] \end{aligned}$$

Напряжение на границе жесткого включения при воздействии волны сдвига ( $r = a$ ) в безразмерном виде имеет вид:

$$\begin{aligned} \sigma_{rr}^* &= \frac{4}{\pi} \left\{ -\frac{(1-\eta) H_1^{(1)}(\bar{\alpha} a)}{\delta_1} \sin \theta + \sum_{n=2}^{\infty} \frac{i^{n+1} H_n(\bar{\alpha} a)}{\Delta_n} \sin n\theta \right\} e^{-i\omega t} \\ \sigma_{r\theta}^* &= \frac{2}{\pi} \left\{ -\frac{i \bar{\beta} a^2}{\bar{\beta}^3 a^3 H_1^{(1)}(\bar{\beta} a) + 8\eta \left( \frac{\bar{\beta}^2 a^2}{2} H_0^{(1)}(\bar{\beta} a) - \bar{\beta} a H_1(\bar{\beta} a) \right)} - \right. \\ &\left. - \frac{2}{\delta_1} [1 + \eta] H_1(\bar{\alpha} a) - \bar{\alpha} a H_0(\bar{\alpha} a) \cos \theta \right\} \\ &- 2 \sum_{n=2}^{\infty} \frac{i^{n+1} \left[ n H_n^{(1)}(\bar{\alpha} a) + (\bar{\alpha} a) H_{n-1}(\bar{\alpha} a) \right] \cos n\theta}{\Delta_n} \left\{ e^{i\omega t} \right. \end{aligned}$$

$$\delta_1 = -4\eta H_1^{(1)}(\bar{\alpha} a) H_1(\bar{\beta} a) + (1 + \eta) \bar{\alpha} a H_0(\bar{\alpha} a) + H_0(\bar{\beta} a),$$

$$\Delta n = n \bar{\alpha} a H_{n-1}(\bar{\alpha} a) H_{n1}(\bar{\beta} a) + n(\bar{\beta} a) H_{n-1}(\bar{\beta} a) H_n(\bar{\alpha} a) - \bar{\alpha} \bar{\beta} a^2 H_{n-1}^{(1)}(\bar{\alpha} a) H_{n-1}^{(1)}(\bar{\beta} a).$$

Здесь  $\eta = \rho/\rho_1$  представляет собой отношение плотности окружающей среды на плотность включения. При воздействии продольных волн в жестком включении компоненты тензора напряжений  $\sigma_{rr}^*$  и  $\sigma_{r\theta}^*$  принимают вид:

$$\sigma_{rr}^* = -\frac{2}{\pi} \left\{ \left[ (\bar{\alpha}) H_1^{(1)}(\bar{\alpha} a) \right]^2 - 2 \left[ (\eta) H_1^{(1)}(1-\eta) H_1^{(1)}(\bar{\beta} a) - \bar{\beta} a H_0(\bar{\beta} a) \right] \cos(\theta/\Delta_1) \right. \\ \left. + 2 \sum_{n=2}^{\infty} i^{n+1} \left[ \bar{\beta} a H_0(\bar{\beta} a) / \Delta_n \right] \cos n\theta \right\} e^{-i\omega t},$$

$$\sigma_{r\theta}^* = -\left( \frac{2}{\pi} \right) \left\{ 2(1-\eta) - H_1^{(1)}(\bar{\beta} \sin \theta / \Delta_1) + 2 \sum_{n=2}^{\infty} i^{n-1} \left[ n H_n^{(1)}(\bar{\beta} a) / \Delta_n \right] \sin \theta \right\} e^{-i\omega t}$$

$$\sigma_{\theta\theta}^* = \left( 1 - \frac{1}{\chi^2} \right) \sigma_{rr}^*; \quad \bar{\chi}^2 = \frac{c_2^2}{c_1^2}.$$

Компоненты тензора напряжений  $\sigma_{rr}^*$  и  $\sigma_{\theta\theta}^*$  упругого цилиндрического включения при  $r = a$  в условиях воздействия продольных волн принимают следующий вид:

$$\sigma_{rr}^* = -\frac{\eta}{\pi} \sum_{m=0}^{\infty} \frac{\epsilon_n i^{n+1} I_n(\bar{\alpha}_2 a) \bar{\beta}_1^2 a^2}{\Delta_n} \times \left\{ \beta_1 a H_{n-1}^{(1)}(\bar{\beta}_1 a) - (n^2 + n - \frac{\bar{\beta}_1^2 a^2}{2}) H_n^{(1)}(\bar{\beta}_1 a) \right\} \cos n e^{-i\omega t} \beta;$$

$$\sigma_{r\theta}^* = -\frac{\eta}{\pi} \sum_{n=0}^{\infty} \frac{\epsilon_n i^{n+1}}{\Delta_n} \left\{ \left( \frac{1}{\bar{\chi}^2} - 1 \right) \frac{n \bar{\beta}_1^2 a^2}{2} (n-1) - n^2 (n^2 - 1) - \eta \frac{\bar{\beta}_1^4 a^4}{4} \right\} + \left\{ \frac{\bar{\beta}_1^2 a^2}{4} \eta (n(n+1)) - \frac{\Gamma}{2} \bar{\beta}_1^2 a^2 \right\} *$$

$$* I_n(\alpha_2 a) + \left( \frac{1}{\chi^2} - 1 \right) \left( n^3 - n + \frac{1}{2} \bar{\beta}_1^2 a^2 \right) (\alpha_2 a) I_{n-1}(\alpha_2 a) H_n^{(1)}(\bar{\beta}_1 a) + \left( \frac{1}{\chi^2} - 1 \right) (1 - n^2) (\alpha_2 \bar{\beta} a^2) I_{n-1}(\alpha_2 a) H_{n-1}(\bar{\beta}_1 a) \left\} \cos n \theta e^{-i\omega t},$$

где  $\eta = \rho_2 / \rho_1$   $\bar{\chi}^2 = \frac{\bar{\beta}_1^2}{\bar{\alpha}_1^2}$ .

Функции Бесселя и Ханкеля действительного аргумента табулированы так же, как тригонометрические функции логарифма и являются известными функциями своего аргумента. Поскольку это действительные функции, они описывают установившиеся волны, на самом деле, установившаяся цилиндрическая волна представляет собой суперпози-

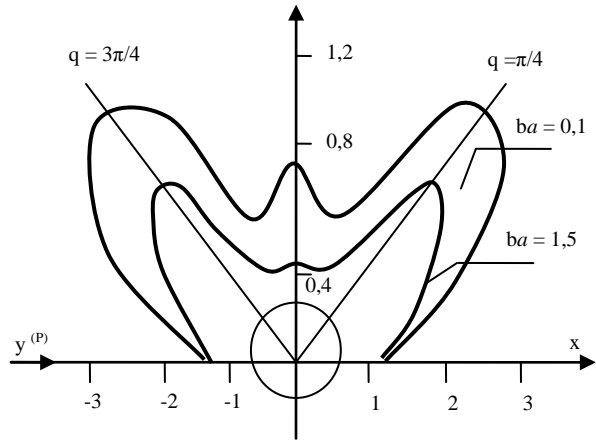


Рис. 2. Распределения  $|\sigma_{\theta\theta}|$  при различных значениях  $\beta a$  при воздействии волн сдвига

цию двух бегущих волн: одна расходится с осью цилиндра, а другая сходится с ней. Так как при  $r=0$  фазы этих двух волн противоположны, они погашают друг друга, и поэтому амплитуда установившейся волны остается конечной при  $r=0$  [1]. Это утверждение используется при решении задачи распространения волн в вязкоупругих средах. Цилиндрической волне  $I_0(kr)$  соответствует плоская установившаяся волна  $\cos(kx - \pi/4)$ ; амплитуды последовательных максимумов вследствие распределения энергии на все большие цилиндрические поверхности не постоянны, а уменьшаются с расстоянием. Цилиндрическая волна  $N_0(kr)$  асимптотически соответствует плоской волне  $\sin(kx - \pi/4)$ . На оси цилиндра ( $r=0$ ) grad и падающей и отраженной волны одинаковы, а амплитуда отраженной волны становится бесконечно большой в противоположность случаю плоской волны; поэтому функция  $N_0$  на оси цилиндра ( $r=0$ ) имеет полюс, т.е. представляет собой источник:  $A=0.01$ ;  $\beta=0.05$ ;  $\alpha=0.1$ ;  $A=0.05$ ;  $\beta=0.1$ ;  $\alpha=0.1$  и для безразмерных волновых чисел в интервале  $0.01 \leq \alpha^* \leq 3.0$ . Результаты расчетов распределения  $|\sigma_{\theta\theta}^*|$  при различных значениях волновых чисел приведены на рис. 2. Следует заметить, что при  $\beta^* \alpha=0.1$  и  $\beta^* \alpha=1.5$  распределение напряжений почти такое же, как в статическом случае, в то время, как при более высоких волновых числах, распределение напряжений значительно отличается от статического случая.

Таким образом установлено, что максимальное динамическое напряжение выше статического на 10%-15%, а волновые числа, при которых достигается максимальное значение, лежат между 0,25-0,75.

Список литературы:

1. Базаров М.Б. Сафаров И.И., Шонин Ю.М Численное моделирование колебаний диссипативно -неоднородных и однородных механических систем. –Новосибирск: Сибирского отд. РАН, 1996 -189с.

# ИССЛЕДОВАНИЕ КИНЕТИКИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА ИЗ РУД И ОТВАЛОВ МЕСТОРОЖДЕНИЯ УЧКУДУК

Петухов О.Ф., начальник геотехнологической лаборатории по урану ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук

Руды месторождения Учкудук, относящиеся к гидрогенному инфильтрационно - осадочному типу урановых руд [1], перерабатывались гидрометаллургическим методом на ГМЗ-1 с 1967 г. до остановки урановой технологической цепочки в 1994 г. [2].

Остатки урановых руд на складах и большие объёмы забалансовых руд в отвалах требуют в настоящее время разработки малозатратной технологии извлечения урана геотехнологическим методом с одновременной их рекультивацией.

Минералогический анализ, проведённый с участием специалистов Института геологии и геофизики АН РУз, показал, что руды на складах и забалансовые руды в отвалах относятся к окисленным типам руд, в которых уран представлен уранофаном, бетауранотилом, отенитом и тьюмунитом; отмечены содержания коффинита.

Для разработки технологии извлечения урана необходимо было провести исследования по кинетике выщелачивания урана (рис. 1-8, табл. 1-6). В качестве растворителей использовали растворы серной кислоты и бикарбоната натрия. Для карбонатного выщелачивания в качестве окислителей использовали растворы перекиси водорода и гипохлорита натрия. Исследования проводили в агитационном режиме в термостатированном реакторе, снабжённом электромеханической мешалкой с задаваемой скоростью вращения вала, рН и Eh – метрами и системой автоматического регулирования температуры (рис. 1).

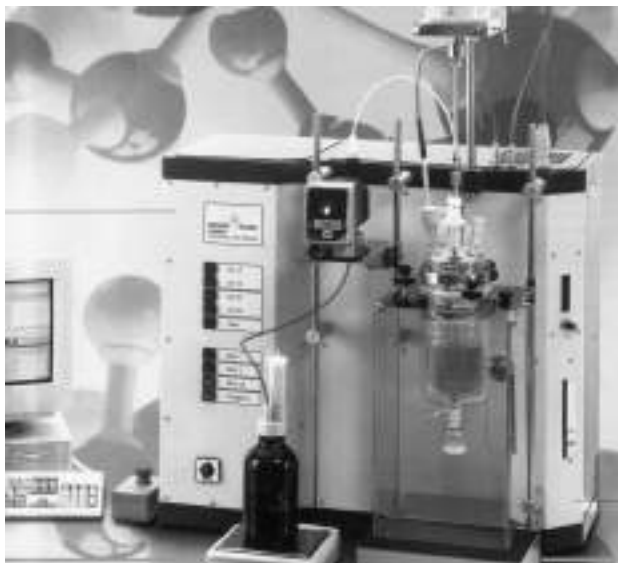


Рис.1. Лабораторный реактор для выщелачивания

Для исследований были отобраны проба забалансовой руды с отвалов и проба руды со склада. Краткий химический анализ проб приведён в табл. 1. Как видно из приведённого химического состава проб, матрица их представлена алюмосиликатами. Пробы перед выщелачиванием измельчали до класса -0,074 mm (100%). Исследования по кинетике выщелачивания проводили по методике [3].

**Сернокислотное выщелачивание.** Первоначально определили порядок реакции (n) по серной кислоте, при этом учитывали, что скорость процесса выщелачивания описывается кинетическим уравнением вида:

$$dE/dt = KC^n S,$$

где  $E$  – извлечение металла в раствор;

$t$  – время выщелачивания;

$K$  – константа скорости реакции;

$C$  – концентрация реагента – растворителя;

$n$  – порядок реакции по реагенту – растворителю;

$S$  – поверхность твёрдой фазы.

Были сняты кинетические кривые выщелачивания при следующих постоянных условиях: температура 25<sup>0</sup>С, Т:Ж = 1:3; число оборотов мешалки – 300 г/мин. Кинетика выщелачивания урана при различной исходной концентрации серной кислоты ( $C_0$ ) из забалансовой руды с отвалов представлена на рис. 2, а из товарной руды со склада – на рис. 3.

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  $\lg dE/dt - \lg C_0$  (рис. 4) позволило определить порядок реакции по серной кислоте,  $n = 1$ .

Для определения кажущейся энергии активации ( $E_{каж}$ ) процесса выщелачивания были сняты кинети-

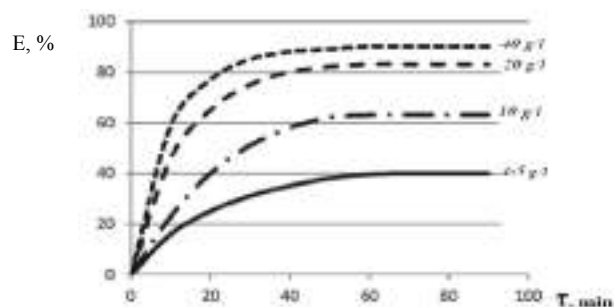


Рис. 2. Кинетика выщелачивания урана из забалансовой руды при различной исходной концентрации серной кислоты

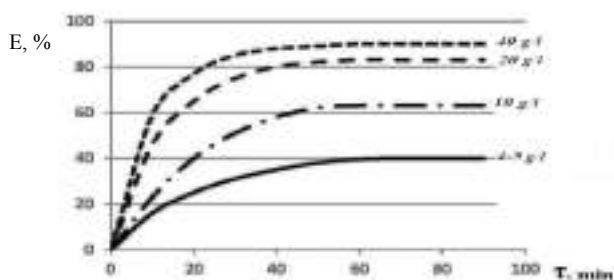


Рис. 3. Кинетика выщелачивания урана из товарной руды при различной исходной концентрации серной кислоты

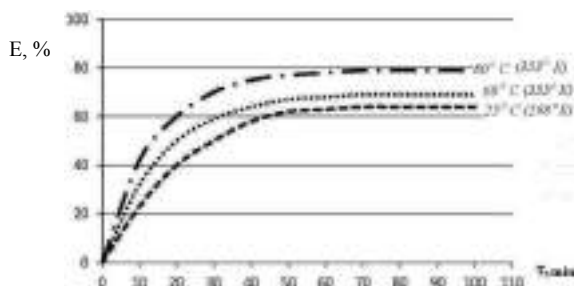


Рис. 5. Кинетика выщелачивания урана из забалансовой руды при различных температурах

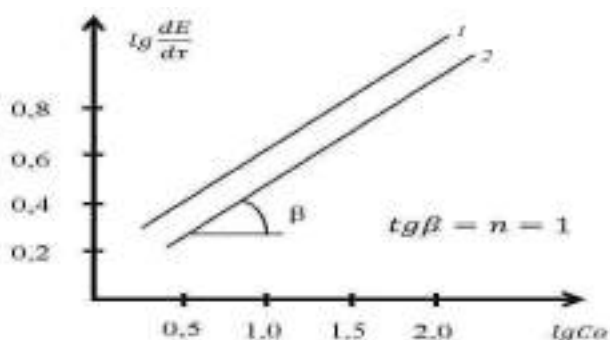


Рис. 4. Определение порядка реакций выщелачивания урана по серной кислоте для: 1 – забалансовой руды; 2 – руды со склада

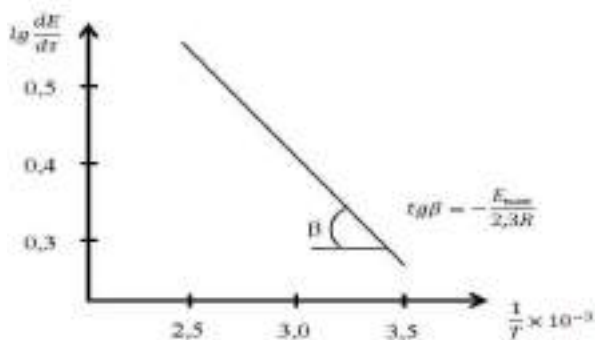


Рис. 6. Определение кажущейся энергии активации

ческие кривые выщелачивания при следующих постоянных условиях: исходная концентрация  $H_2SO_4$  10 g/l, Т:Ж = 1:3; число оборотов мешалки – 300 r/min. Переменной величиной была температура процесса. Кинетика выщелачивания урана из забалансовой руды с отвалов при различных температурах (Т) представлена на рис. 5.

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. 6) позволило определить  $tg\beta = 1,12$  и рассчитать  $E_{каж} = 20,9$  KJ/mol. Установленное значение кажущейся энергии активации говорит о том, что процесс выщелачивания урана из забалансовых руд месторождения Учкудук лежит в диффузионной области. Учитывая аналогичный характер кинетических кривых для товарных руд со склада, можно утверждать, что процесс их выщелачивания также лежит в диффузионной области.

Далее исследовали влияние добавок окислителей на извлечение урана. В качестве окислителей применяли технический пиролюзит (82%  $MnO_2$ ) и гётит - пиролюзитовую руду (20,5%  $MnO_2$  + 12,4%  $FeOOH$ ). В табл. 2 приведены данные по извлечению урана из забалансовой руды в зависимости от расхода  $MnO_2$

при различных исходных концентрациях серной кислоты. Постоянные условия выщелачивания: температура 25°C, Т:Ж = 1:3, время 1 h.

Как видно из результатов табл.2, оптимальный расход пиролюзита составляет 0,7-1,0 kg/t. При этом наибольший эффект от его добавки наблюдается при исходной концентрации  $H_2SO_4 = 10$  g/l ( $\Delta E = 10,5\%$ ). При повышении исходной концентрации  $H_2SO_4$  до 40 g/l прирост извлечения составляет 3,0%.

Учитывая дефицитность и относительно высокую стоимость технического пиролюзита, было решено исследовать использование гётит – пиролюзитовых руд в качестве окислителя при выщелачивании урана. Эти руды наряду с  $MnO_2$  содержат трёхвалентное железо, являющееся также эффективным окислителем. Действительно, как видно из представленных в табл. 3 данных, добавка в процесс выщелачивания забалансовых руд гётит – пиролюзитовой руды в количестве 0,7-1,0 kg/t приводит к повышению извлечения урана даже несколько выше, чем добавка технического пиролюзита, за счёт более высокого соотношения  $Fe^{+3}/Fe^{+2}$  в растворе.

Таблица 1

Краткий химический анализ проб

Проба	Содержание, %									
	U	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	CaO	MgO	CO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
Руда со склада	0,110	70,8	20,4	0,9	1,7	1,84	0,43	0,84	0,15	0,04
Забалансовая руда	0,028	72,4	21,8	0,7	1,8	2,92	0,64	0,28	0,24	0,03

Таблица 2

Извлечение урана из забалансовой руды в зависимости от расхода  $MnO_2$  при различных исходных концентрациях серной кислоты

Расход $MnO_2$ , kg/t	Eh, mB	Извлечение урана (%) при исходной концентрации		
		$H_2SO_4 = 10$ g/l	$H_2SO_4 = 25$ g/l	$H_2SO_4 = 40$ g/l
0,0	350 - 370	65,4	83,7	90,0
0,4	400 - 430	68,8	85,1	91,4
0,7	450 - 480	73,4	88,4	92,5
1,0	500 - 540	75,9	90,3	93,0
2,0	510 - 540	75,9	90,4	93,2

Таблица 3

Сравнительные результаты по выщелачиванию урана из забалансовой руды\*

Окислитель	Расход, kg/t	В растворе			Извлечение, %
		Eh, mB	$Fe^{+3}$ , mg/l	$Fe^{+2}$ , mg/l	
Пирролюзит	1,0	500-540	170,8	3,0	90,3
Гётит-пирролюзитовая руда	0,5	500-520	160,5	3,2	87,7
	0,7	530-550	176,4	0,4	90,8
	1,0	560-570	187,8	0,0	91,4

\*) Температура  $25^{\circ}C$ ; Т:Ж = 1:3;  $H_2SO_4 = 25$  g/l; время – 1 h

Таблица 4

Константы скоростей реакций сернокислотного выщелачивания урана из забалансовых руд

Условия протекания реакции			Скорость реакции, $K \cdot 10^{-3} h^{-1}$
Температура, $^{\circ}C$	Исходная конц-ия $H_2SO_4$ , g/l	Окислитель	
25	10	-	84,0
25	25	-	184,9
25	40	-	283,0
60	10	-	107,6
80	10	-	168,1
25	25	$MnO_2$ , 1kg/t	287,2
25	25	Гётит – пирролюзит, 1 kg/t	308,1

Константы скорости реакций выщелачивания урана вычисляли с использованием уравнения Яндера [3]:

$$Kt = [1 - (1-E)^{1/3}]^2,$$

где K – константа скорости реакции выщелачивания,  $h^{-1}$ ;

E – извлечение урана в раствор, относительные единицы;

t – время выщелачивания, h.

Результаты расчётов констант скоростей в зависимости от условий протекания некоторых реакций

представлены в табл. 4.

**Карбонатное выщелачивание.** В качестве реагента-растворителя для опытов по карбонатному выщелачиванию использовали растворы бикарбоната натрия. Выщелачивание проводили только на пробе забалансовой руды.

Первоначально были сняты кинетические кривые выщелачивания при различной исходной концентрации бикарбоната натрия ( $C_0$ ). Постоянные условия выщелачивания: температура  $25^{\circ}C$ , Т:Ж = 1:3; число оборотов мешалки – 300 g/min. Кинетика выщелачивания урана при различной исходной концентрации бикарбоната натрия из забалансовой руды с отвалов представлена на рис. 7.

Как видно из представленных кинетических зависимостей, использование в качестве выщелачивающего раствора бикарбоната натрия заметно менее эффективно, чем раствора серной кислоты: при исходной концентрации  $NaHCO_3 = 30$  g/l извлечение урана в раствор не превышает 40%. Далее исследовали влияние окислителей на скорость и полноту выщелачивания урана. В качестве окислителей использовали раствор перекиси водорода и гипохлорита натрия. Постоянные условия выщелачивания: температура  $25^{\circ}C$ , Т:Ж = 1:3; число оборотов мешалки – 300 g/min, исходная концентрация  $NaHCO_3 = 10$  g/l. Как видно из кинетических зависимостей, представленных на рис. 8, применение в качестве окислителя гипохлорита натрия заметно эффективнее, чем перекиси водорода: даже при концентрации  $ClO^- = 0,1$  g/l полнота и

Таблица 5

Константы скоростей реакций карбонатного выщелачивания урана из забалансовых руд

Условия протекания реакции			Скорость реакции, $K \cdot 10^{-3} h^{-1}$
Температура, $^{\circ}C$	Исходная конц-ия $NaHCO_3$ , g/l	Окислитель	
25	10	-	12,3
25	30	-	17,7
25	40	-	21,1
25	10	1 g/l $H_2O_2$	18,7
25	10	0,1 g/l $ClO^-$	28,6
25	10	0,3 g/l $ClO^-$	32,0

скорость выщелачивания урана выше, чем при концентрации  $H_2O_2 = 1,0$  g/l.

Результаты расчётов констант скоростей реакций карбонатного выщелачивания урана в зависимости от условий протекания некоторых реакций представлены в табл. 5. При сравнении результатов табл. 4 и табл. 5 видно, что константы скоростей реакций сернокислотного выщелачивания значительно больше констант скоростей реакций карбонатного выщелачивания урана. Интересно отметить, что полученные нами значения констант скоростей реакций карбонат-

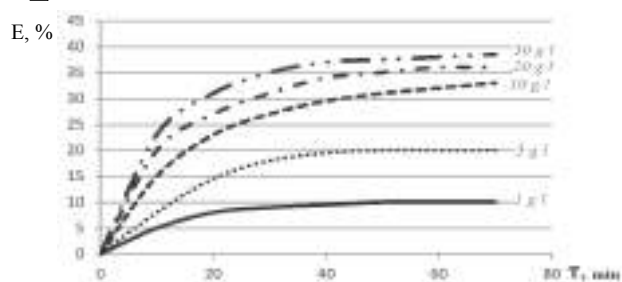


Рис. 7. Кинетика выщелачивания урана при различной исходной концентрации бикарбоната натрия

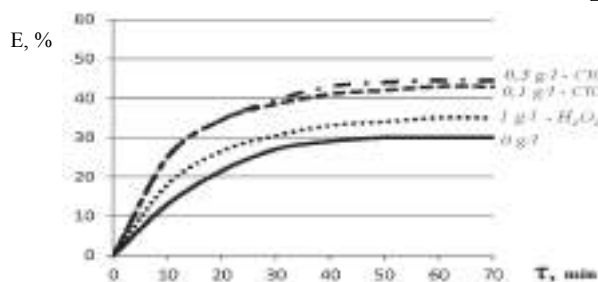


Рис. 8. Кинетика выщелачивания урана из забалансовых руд с участием окислителей

ного выщелачивания, хорошо согласуются (по значению порядка) с результатами американских исследователей по карбонатному выщелачиванию урана из руд месторождения Краунпойнт с применением тех же окислителей. [4].

Особенностью рассматриваемого уранового сырья является наличие в нём хлоридов, представленных галитом и, частично, сильвинитом. Содержание хлоридов в рудах находится в пределах 0,1%-0,5%. Исследование кинетики выщелачивания показало (табл. 6), что вне зависимости от применяемого растворителя, хлориды практически полностью переходят в жидкую фазу за первые пять минут выщелачивания (постоянные условия: температура 25<sup>0</sup>С, Т:Ж = 1:3).

Таблица 6

**Кинетика выщелачивания хлоридов различными растворителями**

Время выщелачивания, min	H <sub>2</sub> O		25 г/л H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> , г/л		30 г/л NaHCO <sub>3</sub>	
	[Cl], %	Извлечение, %	[Cl], %	Извлечение, %	[Cl], %	Извлечение, %
0	0,5	0,0	0,5	0,0	0,5	0,0
2	0,008	98,4	0,009	98,2	0,008	98,4
5	0,004	99,2	0,005	99,0	0,004	99,2
7	0,004	99,2	0,004	99,2	0,004	99,2
10	0,004	99,2	0,004	99,2	0,004	99,2

Это обстоятельство необходимо учитывать при разработке сорбционного извлечения урана из продуктивных растворов.

**Список литературы:**

1. Каримов Х.К., Бобоноров Н.С., Толстов Е.А. Учкудукский тип урановых месторождений Республики Узбекистан. – Ташкент: Фан, 1996.
2. Новиков Ю.П. Ионообменная технология урана на истоке деятельности ГМЗ-1 НГМК // Горный вестник Узбекистана. – 2007. - №2. - С.89-92.
3. Зеликман А.Н., Вольдман Г.М., Белявская Л.В. Теория гидрометаллургических процессов. – М.: Металлургия, 1975.
4. Садыков Р.Х. Подземное выщелачивание урана за рубежом. Растворители и окислители при ПВ урана и средства подачи газообразных реагентов в пласт. – М.: ЦНИИиТЭИ по атомной науке и технике, 1986, №79(330).

УДК 631.314.4; 631.316

© Ахметов А.А., Иноятов И.А. 2012 г.

## ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ ЗУБЧАТО-ПЛАНЧАТОГО КАТКА

Ахметов А.А., ст. научный сотрудник специального конструкторского бюро «Трактор», канд. тех. наук, Иноятов И.А., директор представительства «Узгеоавто», канд. техн. наук

Применение на предпосевной обработке почвы в хлопководческом регионе для уплотнения почвы с разрушением комков и выравниванием поверхности поля катков различной конструкции уже не редкость. Особое внимание заслуживает применение

зубчато-планчатого катка в конструкции комбинированного почвообрабатывающего орудия.

Различные почвенно-климатические и природные условия предъявляют различные требования к каткам, применяемым как в отдельности, так и в



ство крошения почвы будет не менее 60%, а удельное тяговое сопротивление не более 1400 N/m.

**Список литературы:**

1. Мельников С.В., Алешкин В.Р., Рошин П.М. Планирование эксперимента в исследованиях сельскохозяйственных процессов. -Л.: Колос, 1980. -168с.

УДК 656.05

© Аблаев И.Ш., Исраилов М.Э. 2012 г.

## ИННОВАЦИОННОЕ РАЗВИТИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО АВТОТРАНСПОРТА

**Аблаев И.Ш.**, главный инженер УАТ Центрального рудоуправления НГМК; **Исраилов М.Э.**, начальник конструкторского бюро УАТ Центрального рудоуправления НГМК

Интенсивное развитие горных работ требует постоянного решения сложных технологических проблем, таких как математическое моделирование при формировании транспортных систем и определения рационального соотношения между автомобильным и комбинированным транспортом (рис. 1-5).

В целях развития и совершенствования производства в Навоийском ГМК системно и в больших объемах проводятся научно-исследовательские работы, направленные на создание инновационных продуктов и технологий. При этом основное внимание направлено на развитие научной и инновационной деятельности, создание инфраструктур инновационных систем, проведение исследований, которые позволяют создать и использовать новейшие комплексы оборудования. Научно-исследовательские, опытно-конструкторские, инновационные и рационализаторские работы проводятся как собственными силами, так и с привлечением сторонних организаций.

Современные условия производства начали диктовать повышенные требования к подвижному составу технологического транспорта в карьере Мурунтау. В 1992 г. на базе Управления автомобильным транспортом (УАТ) Центрального рудоуправления НГМК (рис. 1) проводятся испытания автосамосвала САТ-

785В фирмы CATERPILLAR грузоподъемностью 136 т. В 1993-1994 гг. вводятся в эксплуатацию 20 автосамосвалов EUCLID R-170 грузоподъемностью 170 т., а в 1994-1997 гг. 58 автосамосвалов САТ-785В. Фактически в 90-х гг. произошла полная замена автосамосвалов на более совершенные по всем технико-эксплуатационным показателям в условиях глубокого карьера Мурунтау.

С момента поступления новой техники и по настоящее время производится постоянное внедрение и совершенствование технологий обслуживания и ремонта подвижного состава. Произведена реконструкция существующего оборудования, а также установлено и запущено в производство новое высокопроизводительное оборудование по обслуживанию и ремонту импортной техники такие, как:

- стенд для испытания и обкатки двигателей разных производителей;
- шиноремонтное отделение с оборудованием для ремонта крупногабаритных шин ф. TIP-TOP Stahlgruber;
- новое отделение для мойки двигателей и агрегатов с моечным оборудованием и подогревом воды ф. Caterpillar;
- трак-пресс по ремонту гусеничных лент тяжелых



Рис. 1. Ремонтная база УАТ

- бульдозеров ф. Caterpillar;
- обкаточный стенд агрегатов гидросистем и КПП ф. Caterpillar;
  - наплавочно-расточная установка Claimex для восстановления всех отверстий кронштейнов крепления агрегатов ходовой части, систем управления и всех посадочных мест подшипников ходовой части ф. Vortex;
  - стенды по ремонту и испытанию гидроцилиндров ф. Caterpillar;
  - сварочное оборудование ф. Lincoln для качественного ремонта всех видов рам;
  - стенд для ремонта и испытания гидравлических рукавов высокого давления ф. Caterpillar;
  - установка для фильтрации гидравлических и трансмиссионных масел и их закачки в системы ф. Caterpillar;
  - наплавочный стенд для всевозможных пальцев и шкворней ф. Matson;
  - компрессорные установки ф. Ingerson с номинальной производительностью, позволяющей накач-

- ку крупногабаритных шин до требуемого давления;
- установка «Циклон» для продувки воздушных фильтров;
- консольные краны и кран-штабелеры импортного производства и др.

В связи с высокими требованиями к эксплуатационным материалам поступившей импортной техники, проведена полная реконструкция лаборатории ГСМ УАТ и запущена в производство новое оборудование для проведения физико-химических анализов всех видов ГСМ и охлаждающей жидкости, основными из которых являются:

- спектральная установка МФС-7 ф. ОКБ «Спектор» г. С-Петербург;
- автоматические приборы по определению кинематической вязкости, температуры вспышки, фракционного состава ф. «Neolab» г. Москва;
- установка по определению щелочного числа, плотности, аналитические весы ф. «Mettler TOLLEDO» и другое оборудование.

Запуск в производство нового лабораторного оборудования явилось значительным подспорьем для инженерно-технических работников УАТ по проведению диагностических работ и определению характера неисправностей, а также проведению контрольно-испытательных работ по тому или иному агрегату или узлу. Все вышеуказанные мероприятия позволили УАТ постоянно обеспечивать необходимым исправным подвижным составом карьер Мурунтау.

В течение последних лет в УАТ совместно со специалистами компании Zeppelin, на основании плана мероприятий по повышению эффективности управления процессом планово-предупредительной системы ТО и ремонтов на технологическом транспорте, началось поэтапное внедрение программы MCS-4.1 (Maintenance Control System), которая предусматривает и выполняет следующие функции: ведение нормативно-справочной базы данных; настройка модуля программы на особенности УАТ; планирование ремонтов (ТО и ППР) и ресурсов поставки запасных частей на ремонт; получение перспективного плана закупки запчастей и материалов; анализ обеспеченности ремонтов материальными и трудовыми ресурсами; учет результатов выполнения ремонтов; анализ отклонений в сроках и объемах выполнения ремонтов; ведение журналов регистрации простоев агрегатов и автосамосвалов, а также выявление дефектов. На основе постоянного ввода информации с рабочих мест в программу MCS организовано планирование ТО как по ежесуточному (оперативному) графику, так и по долгосрочным план-граммам ТО, которые позволяют исключить случаи прохождения машин ТО с недопробегом или перепробегом по отношению к периодичности проведения того или иного вида ТО, а также более точное планирование производственной программы и необходимого потребного количества запасных частей и расходных материалов. В настоящее время планированием ТО посредством программы MCS охвачен весь подвижной состав УАТ.

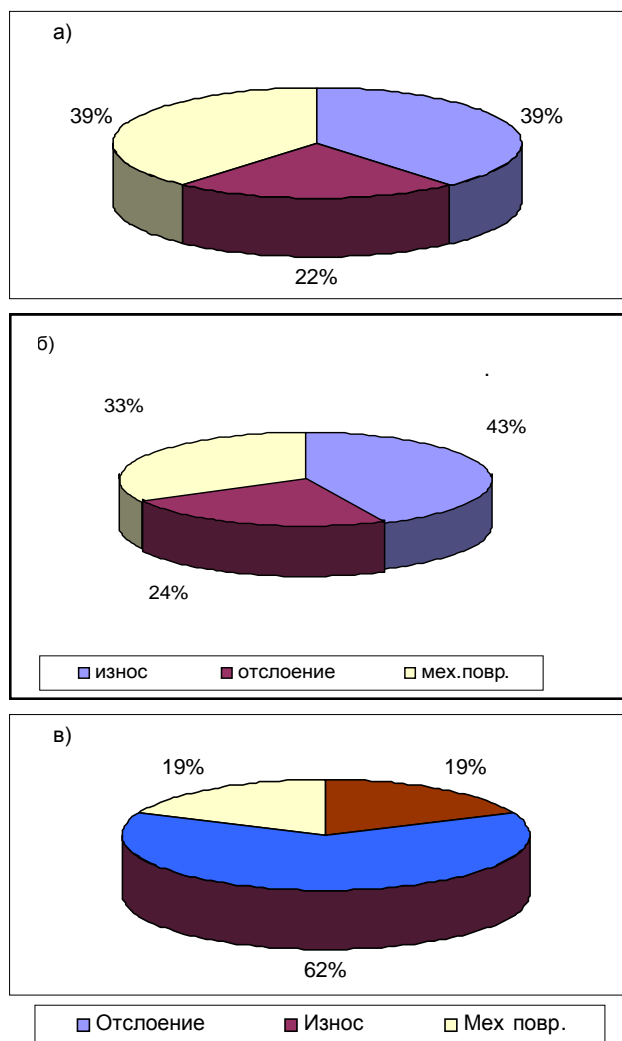


Рис. 2. Распределение причин выхода из строя шин размерами: а) для шин размером 36.00R51; б) для шин размером 33.00R51; в) для шин размером 37.00R57

В связи с тем, что из совокупных затрат на эксплуатацию самосвалов значительную долю составляют шины, специалистами УАТ постоянно ведется работа по увеличению ходимости крупногабаритных шин (КГШ). Путем постоянных исследований и анализов по пробегам шин, условий их эксплуатации и причин выхода из строя (рис. 2) в УАТ накоплен огромный материал и опыт эксплуатации КГШ. Внедрена в производство электронная программа «Шины», которая позволяет оперативно отслеживать ходимость и историю эксплуатации по каждой шине в отдельности. Также на базе УАТ запущено в производство шиноремонтное отделение, специализирующееся в основном по ремонту КГШ, с применением технологии TIR-TOP, его оборудованием, приспособлениями и инструментом. Ремонт КГШ по технологии TIR-TOP позволил на порядок продлить срок службы многих шин и сократить затраты на эксплуатацию КГШ по УАТ в целом.

В УАТ постоянно ведется работа по совершенствованию организации труда, повышению его производительности и эффективности. В результате анализов работы технологического транспорта и многочисленных фотохронометражных наблюдений выяснилось, что значительные потери рабочего времени водителей технологического транспорта и машинистов дорожно-строительных машин (ДСМ) происходят при пересмене водителей и машинистов, заправке машин топливом и смазке их, а также при производстве подкачки автошин. Для сокращения времени на подготовительно-заключительные работы и использования его непосредственно на вывозку горной массы были внедрены следующие мероприятия:

1. Организация пересмены водителей технологического транспорта непосредственно в чаше карьера (рис. 3).
2. Организация заправки технологического транспорта непосредственно в карьере на площадках пересмены.
3. Организация подкачки автошин и смазки автосамосвалов непосредственно в чаше карьера – на площадках пересмены.
4. Применение системы GPS – глобального спутникового позиционирования (ГСП).
5. Внедрение в производство программы по модернизации поливооросительных машин БелАЗ-7648А, с применением распылителей воды новой конструкции, разработанной в Управлении автотранспорта (рис. 4).

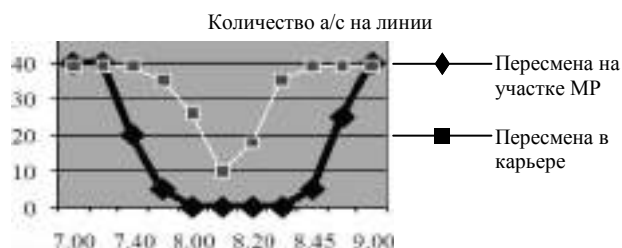


Рис. 3. Диаграмма сокращения времени пересменки

6. Внедрение модернизированного автосамосвала БелАЗ-7513GE с тяговым электроприводом «General Electric»

При ежегодных темпах роста на 2-3% мирового автомобильного парка, расширение использования не нефтяных видов топлива (в первую очередь, природного газа) является одним из ключевых приоритетов человечества. Весомый вклад в экономию энергетических ресурсов может внести замещение нефтяного топлива БКА на природный газ. При этом значительно сокращаются выбросы загрязняющих веществ отработавших газов двигателей в атмосферу карьеров. Как моторное топливо, природный газ превосходит нефтяное, потому что имеет хорошие антидетонационные качества, благоприятные условия смесеобразования и широкие пределы воспламенения в смеси с воздухом. Немаловажным является то, что, как и для нефтяного топлива, имеется возможность устраивать наливные хранилища для сжатого природного газа в непосредственной близости от места работы подвижного состава. При этом с точки зрения эксплуатации машин технология и организация заправки сжатого природного газа практически остается неизменной.

В июле 2005 г. специалистами СКБ Сухина, немецкой ф. Heinzmann и УАТ проведены совместные стендовые испытания двигателя КАТ-3512 самосвала КАТ – 785В (рис. 5). По рекомендации СКБ Сухина с самосвала был снят двигатель и установлен на испытательную станцию для определения рабочего процесса двигателя на газовой смеси, где была запрограммирована микросхема блока управления и произведены стендовые испытания. В результате проведенных испытаний была подготовлена теоретическая база о получении газодизельной смеси и установки оборудования по управлению подачи газа на самосвале. На основании проведенных испытаний были определены данные по оптимальному применению газодизельной смеси в пропорции 30% природного газа и 70% дизельного топлива. Таким образом, опытно-промышленный эксперимент показал о возможности работы дизельных двигателей с большим литражом (мощности) на газо-дизельной смеси в сложных карьерных условиях с наличием на них блока электронного управления двигателя (БЭУТ) для возможности программирования оптимальной подачи в цилиндры порций газодизельной смеси при раз-



Рис. 4. Модернизированная поливооросительная машина БелАЗ-7648М



Рис. 5. Модернизированный карьерный самосвал КАТ-785В для работы на газодизельной смеси

личных нагрузках. При этом должны быть соблюдены безопасные условия труда, а также наличие специального оборудования.

В целях организации и совершенствования производства, внедрения малой механизации и стимулирования работников в УАТ ведется активная работа по внедрению рационализаторских предложений. Сумма экономического эффекта от внедрения

рационализаторских предложений по итогам 2011 г. и начала 2012 г. составила 50 млн. сумов.

Одним из главных факторов успешной и эффективной деятельности УАТ является высокий уровень квалификации трудового коллектива и интеллектуальный потенциал руководителей, специалистов и инженерно-технического персонала основных технологических цехов.

УДК 622.286.4(043.3)

© Тошов Ж.Б. 2012 г.

## МЕХАНИЗМ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ЗУБЦОВ ШАРОШЕЧНЫХ БУРОВЫХ ДОЛОТ С ПОРОДОЙ

Тошов Ж.Б., ст. научный сотрудник 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, 2]. 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 переменяемостью по глубине скважины. Учитывая масштабность и важность решаемых задач при изготов-

лении опытных образцов буровых долот и противосальниковых устройств, необходимо учитывать и последние достижения науки и техники.

Механизм взаимодействия зубцов шарошек, равно как и рабочих элементов комбинированных долот с поверхностью забоя скважины, принято рассматривать или как работу элементарных режущих элементов, или как вдавливание пуансонов. Естественно, в разной степени, оба эти явления присущи зубцам шарошечных долот той или иной модификации. Так, работу зубцов одношарошечных лопастных долот можно рассматривать лишь как работу режущих элементов. Более спорным представляется механизм взаимодействия с породой зубцов трехшарошечных долот. Здесь существуют две точки зрения. Первая заключается в том, что основную работу по разрушению горной породы совершает зуб в момент соударения с поверхностью забоя скважины, т.е. горная порода разрушается сколом. Сторонники второй точки зрения полагают, что основной объем горной породы при бурении приходится на статическое и усталостное разрушения при периодическом приложении соответствующих нагрузок. В пользу этой гипотезы авторы выдвигают закономерность слабого влияния

скорости вращения бурового долота на удельный объем разрушения горной породы при бурении.

Для того, чтобы внести ясность в этот вопрос, приведем аналитические исследования скоростей движения зубьев шарошек во время их контакта с поверхностью забоя скважины.

Пусть венец, радиусом  $r$ , перекачивается по окружности на забое скважины радиусом  $R$ , тогда угол наклона плоскости венца к плоскости поперечного сечения скважины равен  $\alpha$ , схема которого приведена на рис. 1.

Параметрические уравнения траекторий движения контактирующего и стремящего в контакт с забоем зубцов катящегося венца, выведенные с помощью геометрических построений, соответственно имеют вид:

$$\left. \begin{aligned} x &= R' \cos(\varphi - \Delta\varphi) \\ y &= R' \sin(\varphi - \Delta\varphi) \end{aligned} \right\} \quad (1)$$

$$\left. \begin{aligned} x &= R' \cos(\varphi + \Delta\varphi) - x_0 \\ y &= R' \sin(\varphi + \Delta\varphi) - y_0 \\ z &= r(1 - \cos\psi) \sin\alpha - z_0 \end{aligned} \right\} \quad (2)$$

Отсюда:

$$\Delta\varphi = \operatorname{arctg} \frac{r \sin\psi}{R},$$

$$R' = \sqrt{[R - r(1 - \cos\psi) \cos\alpha]^2 + r^2 \sin^2\psi}.$$

Закономерность изменения переменных параметров  $\varphi$  и  $\psi$ , с использованием геометрического построения, найдена нами в форме:

$$\psi = \operatorname{arc} \sin \left[ \frac{2(R - r \cos\alpha)}{r} \sin \frac{\varphi}{2} \right] \quad (3)$$

$$0 \leq \psi \leq \frac{\pi}{z_1},$$

где  $z_1$  – количество зубцов на венце, шт.

По формуле из теоретической механики:

$$V = \sqrt{\left(\frac{dx}{dt}\right)^2 + \left(\frac{dy}{dt}\right)^2 + \left(\frac{dz}{dt}\right)^2}. \quad (4)$$

Аналитические выражения для вычисления скоростей соответствующих зубцов данного венца найдем в виде:

$$V_k = \frac{\pi n}{30} \sqrt{A + B(C - D)^2}, \quad (5)$$

$$V_y = \frac{\pi n}{30} \sqrt{A + B(C + D)^2 + E}, \quad (6)$$

где  $V_k$  – скорость контактирующего зубца, мм/с;

$V_y$  – скорость зубца, стремящегося в контакт с породой, мм/с.

$$A = \frac{\{[R - r(1 - \cos\psi) \cos\alpha] \cos 2\cos\psi + r^2 \sin\psi \cos\psi\}}{[R - r(1 - \cos\psi) \cos\alpha]^2 + r^2 \sin^2\psi};$$

$$B = [R - r(1 - \cos\psi) \cos\alpha]^2 + r^2 \sin^2\psi;$$

$$C = \frac{2r \cos\psi}{\sqrt{(R - r \cos\alpha)^2 - r^2 \sin^2\psi}};$$

$$D = \frac{Rr \cos\psi}{R^2 + r^2 \sin^2\psi};$$

$$E = r^2 \sin^2\psi \sin\alpha;$$

$$\psi = \frac{\pi}{z}.$$

Вычислим скорости движения контактирующих зубцов венцов шарошки с несмещенными осями вращения в плане при условии их чистого качения в момент достижения ими крайней точки траектории контакта ( $V_k$ ), а зубцов, стремящихся в контакт в момент их соударения, с поверхностью забоя скважины. В данном случае чистое качение определится условиями (3), что означает отсутствие влияния на вращения венца сил со стороны смежных с ним венцов.

Геометрические параметры венцов и результаты вычислений при скорости вращения долота  $n=600$  г/мин. по формулам (5) и (6) сведены в табл. 1.

Анализ результатов вычислений показывает, что порядок величин скоростей как  $V_k$ , так и  $V_y$  по венцам шарошки постоянный, но абсолютные величины тех и других остаются малыми.

Наиболее интересен, на наш взгляд, факт незначительных по абсолютным величинам скоростей соударения зубьев шарошек с породой. Так, чтобы достичь скоростей соударения зубьев шарошек такого долота с забоем, число оборотов долота должно превышать десятки тысяч. Возьмем формулу вычисления линейной скорости при сложном движении:

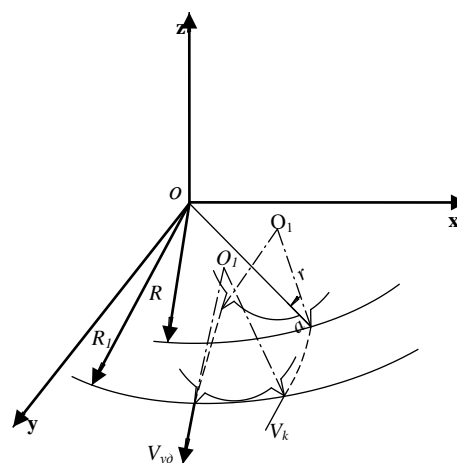


Рис. 1. Схема перемещения зубцов венца шарошки

Таблица 1

Исходные данные и результаты вычислений по формулам (5) и (6)

R, мм	r, мм	α, град.	z, шт.	N, r/s	V <sub>к</sub> , m/s	V <sub>y</sub> , m/s
160	98	52	20	10	0,149	0,339
120	73	52	20	10	0,097	0,246
80	49	52	20	10	0,074	0,169
40	24	52	20	10	0,035	0,082

$$V = \omega r, \quad (7)$$

где V – линейная скорость, m/s;

$\omega$  – угловая скорость, rad/s;

r – расстояние от движущейся точки до мгновенного центра вращения, m.

Очевидно, в этом случае за мгновенный центр вращения приближенно можно принять вершину контактирующего зубца, а за разницу мгновенного вра-

щения – расстояние между вершинами смежных зубцов венца.

Расстояние между вершинами смежных зубцов невелико и исчисляется всегда миллиметрами, предел изменения угла не превышает единиц градусов. Следовательно, не должно быть и большой величины угловой скорости –  $\omega$ . И следовало бы ожидать, что величины линейных скоростей движения контактирующего и смежного с ним зубцов будут также малы.

Возвращаясь к результатам исследований, следует заметить следующее:

- эффективность разрушения горной породы зубчатыми шарошками далека от идеала и нуждается в корректировке по направлению совершенствования породоразрушающих элементов, исходя из рациональной динамики вооружения;

- наиболее перспективным направлением в этом аспекте представляется создание и совершенствование буровых долот с комбинированной конструкцией лап, несущих шарошки и резцовые элементы с омегаобразносферической формой рабочих поверхностей.

**Список литературы:**

1. Торгашев А.В. Пути совершенствование конструкций одношарошечных долот. / Обзорная информация. М., 1989. – 20с.
2. Крюков Г.М. Физика разрушения горных пород при бурении и взрывании. М., Из-во «Горная книга», 2006. – 329 с.

УДК 621.43.

© Нормуродов А.А., Махмудов Л.Н. 2012 г.

## ЭКСПЛУАТАЦИЯ И ИСПЫТАНИЕ ДВИГАТЕЛЕЙ ВНУТРЕННЕГО СГОРАНИЯ

Нормуродов А.А., ассистент кафедры «Технология машиностроения» НГГИ; Махмудов Л.Н., ст. преподаватель кафедры «Технология машиностроения» НГГИ

Свой путь перехода к рынку - это во многом и возрождение на качественно новой основе хозяйственных традиций и обычаев, освобождение от догматических пут и цивилизованное развитие у населения рыночного экономического мышления и психологии.

Узбекистан располагает достаточным потенциалом, который позволяет преодолеть тяжелое наследие прошлых лет, переломить кризис, достичь своей экономической независимости, войти в разряд развитых стран. Богатство недр ценнейшими минерально-сырьевыми ресурсами дает возможность для осуществления глубоких структурных преобразований, развития отраслей, которые обеспечат выход республики на мировой рынок. В условиях независимости земля, ее недра, другие природные ресурсы, экономический, научно-технический и интеллектуальный потенциал, созданный трудом многих поколений, стали национальным достоянием, гарантом благопо-

лучия людей и основой общественного прогресса.

Современный транспорт, в частности автомобильный, является частью экономики любого государства, где рост энерговооруженности обусловлен путем совершенствования конструкции, эксплуатации двигателей внутреннего сгорания (ДВС). Совершенствования ДВС, как энергетического агрегата определяется, прежде всего, ужесточением требования к их эксплуатационным, особенно экологическим, свойствам.

В этой связи производство, эксплуатация и испытание ДВС сопровождаются следующими современными тенденциями, обеспечивающими наиболее целесообразных в технико-экономическом, экологическом отношении условий эксплуатации, таких как оснащение системами улучшения экологических показателей; совершенствование рабочих процессов, направленных на снижение удельного расхода топлива, смазочных и эксплуатационных материалов; сни-

жение затрат на техническое обслуживание и ремонт; внедрение современных методов диагностики, включая бортовую диагностику; всемерное использование альтернативных видов топлива; комплексная автоматизация процессов управления; широкое использование интеллектуальных транспортах систем.

Рациональный стиль езды позволяет сэкономить 15% топлива. Однако даже опытному водителю трудно выбрать экономный режим езды без специального прибора. Такие приборы, называемые эконометрами, сегодня существуют. Предлагаем водителям один из простых эконометров, принцип действия которого основан на непрерывном измерении разрежения во впускном коллекторе. Конструкции эконометров [1, 2] весьма разнообразны - от простейших указателей до сложных электронных схем. Простейшие указатели-эконометры управляются разрежением во впускном трубопроводе. Эконометры, разработанные на основе сложных электронных схем, оснащают компьютером и множеством датчиков, преобразующих физические параметры режимов работы автомобиля в электрические сигналы. Основное преимущество пневмомеханических эконометров связано с широкой их доступностью и простотой конструктивного решения. Принцип работы этих приборов основан на использовании адекватной зависимости между величиной разрежения, расходом топлива и мощностью двигателя. Методологическую основу этой группы составляет рациональный выбор стратегии, тактики движения и оперативных методов управления режимами работы. Сюда входят:

- эффективный пуск, прогрев двигателя, трогание автомобиля и начало движения;
- правильное управление рейкой ТНВД или дроссельной заслонкой карбюратора, сцеплением, своевременным переключением передач;
- рациональный выбор соответствия передач и скорости движения;
- рациональное выполнение режимов разгона и замедления;
- правильный выбор экономичной скорости движения;
- эффективное использование потенциальных топливно-скоростных и экологических качеств автомобиля;
- обучение водителя экономно-экологическим режимам управления автомобилем.

Это позволяет:

- сократить трудовые затраты до 5%;
- уменьшить расход запасных частей и материалов до 10%;
- снизить расход топлива на 8%... 25 %;
- уменьшить износ шин до 2%.

Современные ДВС по назначению подразделяются на автомобильные, тракторные, судовые, тепловозные, стационарные и специальные. Каждые из указанных групп имеют свои специфические особенности по их работе на переменных скоростных нагру-

зочных режимах с высокой экономичностью и экологичностью, динамикой, массой и габаритными размерами, конструкцией и т.д.

Кроме этого, между этими группами двигателей также наблюдается тенденция по унификации (многократное применение в двигателях одних и тех же элементов) и взаимозаменяемости. В этой связи уровень технического совершенства ДВС характеризуется их назначением и параметрами, связанными с особенностью конструкции, степенью форсирования и долговечностью.

Основными показателями параметрами ДВС являются конструктивные, мощностные, скоростные, топливо – экономические, экологические, массовые и габаритные. К основным конструктивным параметрам же относятся: типы рабочего процесса по способу воспламенения рабочей смеси и числу тактов; камеры сгорания; системы охлаждения; а также размерные параметры.

Тракторные двигатели длительное время работают под нагрузкой, близкой к номинальной. Но при этом они должны иметь низкий расход эксплуатационных материалов при переменных режимах работы и хорошую динамику. Стационарные же двигатели отличаются длительностью работы на постоянном скоростном режиме на всех нагрузках и с перегрузкой до 10% не более одного часа. Судовые двигатели отличаются способностью работать при переменном скоростном режиме в пределах от номинального до 1/3 - 1/4 номинального и при минимальной частоте вращения коленчатого вала. При этом допускается перегрузка на 10% при повышенной частоте вращения коленчатого вала (до 103%).

Совершенствование рабочего процесса бензиновых двигателей достигается увеличением степени сжатия, частоты вращения коленчатого вала, усовершенствованием камеры сгорания, улучшением наполнения, которое осуществляется подбором выгодных фаз газового распределения, увеличением количество диаметра впускных клапанов, высоты их подъема, тщательной отработкой и подбора впускного тракта (длина и диаметр, исключение пульсаций горючей смеси).

Совершенствование рабочего процесса дизелей достигается усовершенствованием конструкции камеры сгорания, методов смесеобразования, уменьшением механических потерь и применением наддува. Зарубежные фирмы обычно применяют газотурбинный наддув двигателей с литражом более 4 л, а с литражом менее 4 л форсируются путем повышения частоты вращения коленчатого вала.

Двигатели с газотурбинным наддувом подразделяются на двигатели с умеренным (низким), средним и высоким наддувом. Умеренный наддув при давлении до 0,15 МПа позволяет увеличить мощность двигателя примерно на 25%, средний наддув (давление наддув 0,16-0,18 МПа) - на 30%-40%, высокий наддув (давление наддув более 0,2 МПа) - на 50%-70%.

Диаметр и число цилиндров, характеризующие размерные параметры двигателя, различно влияют на их мощность. Двигатели с меньшим диаметром цилиндра, в силу меньшей массы движущихся деталей, бывают быстроходными, но при этом уменьшается к.п.д. из-за увеличения потери тепла в систему охлаждения. В этой связи в зависимости от числа, цилиндров и их диаметра достигаются различные уровни форсирования по частоте вращения и степени сжатия.

Отношение хода поршня к диаметру цилиндра ( $S/D$ ) - один из основных параметров, определяющих габаритные размеры массы двигателя. При уменьшении величины отношения  $S/D$  до определенных пре-

делов уменьшается средняя скорость поршня, увеличивается механический к.п.д., что дает уменьшение габаритных размеров и повышение жесткости конструкции. Но при этом у дизелей ухудшаются условия смесеобразования из-за уменьшения высоты камеры сгорания. Современные бензиновые короткоходные двигатели имеют  $S/D \approx 0,70, 0,85$ , а дизели -  $0,85-0,90$ .

Таким образом, эксплуатации ДВС ведется в двух взаимосвязанных направлениях: эффективное использование двигателей, находящихся в работоспособном состоянии эксплуатации (условно производственная), и обеспечение их работоспособного состояния (условно техническая эксплуатация).

Список литературы:

1. Базаров Б.И. Газобаллонные транспортные средства и стационарные установки. –Ташкент: ТАДИ, 2005. –204 с.
2. Кадиров С.М. Пути повышения долговечности автотракторных дизелей в условиях средней Азии. – Ташкент, Фан, 1981 – 136 с.

УДК 621.3.078

© Атауллаев А.О., Юсупбеков А.Н. 2012 г.

## СИНТЕЗ СИСТЕМЫ АВТОМАТИЧЕСКОЙ РЕГУЛИРОВКИ УСИЛЕНИЯ СЛЕДЯЩЕЙ СИСТЕМЫ

Атауллаев А.О., ассистент кафедры «Технология машиностроения и автоматизация машиностроительных производств» НГГИ; Юсупбеков А.Н., докторант кафедры «Автоматизация и управление» ТашГУ, канд. техн. наук

Структура одного из возможных вариантов автоматической регулировки усиления (АРУ) приведена на рис. 1, 2 [1]. Заданная часть АРУ состоит из полосового усилителя с управляемым коэффициентом усиления  $K[e_u(t)]$  линейного детектора  $D$ , фильтра низкой частоты  $\Phi$  с передаточной функцией  $W(p)$  и УТП с коэффициентом передачи  $K_y$ . Предполагается, что полосовой усилитель настроен на несущую угловую частоту  $\omega$  и имеет полосу пропускания большую, чем полоса пропускания остальных элементов АРУ. Коэффициент усиления усилителя  $K[e_u(t)]$  изменяется под воздействием управляющего сигнала  $e_u$  без временной задержки  $K_y = 1$  и детектор цепи АРУ предполагается идеальным [2].

Для рассматриваемой заданной части справедливы следующие соотношения:

$$e_\phi(t) = K[e_u(t)]K_d W(D)e_b(t),$$

$$e_u(t) = K_u(t),$$

где  $K_d$  – коэффициент передачи детектора;

$e_\phi(t)$  – сигнал на выходе фильтра;

$D \cdot d/dt$  – оператор дифференцирования.

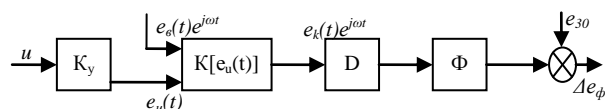


Рис. 1. Заданная часть АРУ

Во многих практических случаях зависимость коэффициента усиления  $K[e_u(t)]$  от управляющего сигнала может быть принята экспоненциальной [3]:

$$k[e_u(t)] = k_0 \exp(-C_1 k^* u), \quad (1)$$

где  $k_0$  и  $C_1$  – постоянные коэффициенты.

Осуществим линеаризацию уравнения (1). Для этого воспользуемся первыми двумя членами разложения  $K[e_u(t)]$  относительно заданного значения  $e_{u0}$  [4]:

$$e_\phi \cong \left\{ K \left[ e_{u_0} \right] + \left( \frac{\partial k}{\partial e_{u_1}} \right)_{e_{u_0}} \right\} \left[ e_u(t) - e_{u_0} \right] k_1 W(D) e_b(t) \quad (2)$$

Это приближение справедливо, по крайней мере, для небольших изменений управляющегося сигнала АРУ  $e_u(t)$  относительно постоянной или медленно меняющейся со временем величины  $u_0$ . В работе [3] показано, что соотношение (1) остается справедливым для сравнительно большой области изменений входного сигнала порядка  $\Delta e_u / e_{u0} < 2$ .

Для случая небольших отклонений относительно номинального режима:

$$e_u(t) = -e_u + \Delta e_u(t)$$

$$e_e(t) = e_{e_0} + \Delta e_e(t)$$

$$e_\phi(t) = e_{\phi_0} + \Delta e_\phi(t)$$

Уравнение (2) преобразуется к виду:

$$\Delta e_\phi \cong K_\Delta W(D) \left[ e_{u_0} e_{e_0} \Delta e_e + K(e_{u_0}) \Delta e_e \right]. \quad (3)$$

Предположим, что передаточная функция фильтра аппроксимируется выражением:

$$W(P) = \frac{K_\phi}{1 + T_\phi P}. \quad (4)$$

После преобразования получим уравнения в переменных состояниях, описывающие линеаризованную заданную часть АРУ:

$$\begin{aligned} \dot{x}_1 &= a_{11}x_1 + b_{11}u + c_{11}\vartheta; \\ y_1 &= x_1 + \omega_1, \end{aligned} \quad (5)$$

где  $x_1 = \Delta e_\phi$ ,  $a_{11} = -1/T_\phi$ ;

$$b_{11} = \frac{K_\Delta K_\phi \left( \frac{\partial K[e_{u_0}]}{\partial e_u} \right)}{T_\phi}; \quad c_{11} = \frac{K_\Delta K_\phi K[e_{u_0}]}{T_\phi}.$$

Здесь  $\Delta e_e = \vartheta$  - возмущение принимаемого сигнала;

$\omega_1$  - внутренний шум приемного устройства.

Получим модель возмущений (3, 2) - (3, 4).

$$J = \frac{1}{2} E \left[ E(x^T Q x + U^T L U) \right]$$

$$J = \frac{1}{2} T_2 \left[ Q X + G^T L G x \right]$$

$$U^* = -L^{-1} B^T P x = G x.$$

В качестве возмущающего воздействия рассмотрим явление замирания, обусловленное интерференцией волн от ноосферы [5, 6]. В рассматриваемой задаче замирания сигнала  $\vartheta$  являются случайной величиной, имеющей экспоненциальную функцию [3]:

$$E[\vartheta(t)] = 0; \quad E[\vartheta(t)\vartheta^T(t_1)] = \bar{\vartheta}^2 \exp\left(-\frac{\tau}{T}\right). \quad (6)$$

Тогда уравнение, описывающее модель возмущения, будет иметь вид:

$$\dot{x}_2 = -e_{11}x_2 + F_n, \quad (7)$$

где  $e_{11} = 1/T_3$ ,  $T_3$  - средняя величина замирания;

$F = S\vartheta(t)\sqrt{\pi}$  - величина, пропорциональная дисперсии процесса.

Вводя расширенный вектор состояния, получим:

$$\dot{x} = \begin{bmatrix} \dot{x}_1 \\ \dot{x}_2 \end{bmatrix} = \tilde{A}x + \tilde{B}u + Fn; \quad y = \tilde{D}x + W. \quad (8)$$

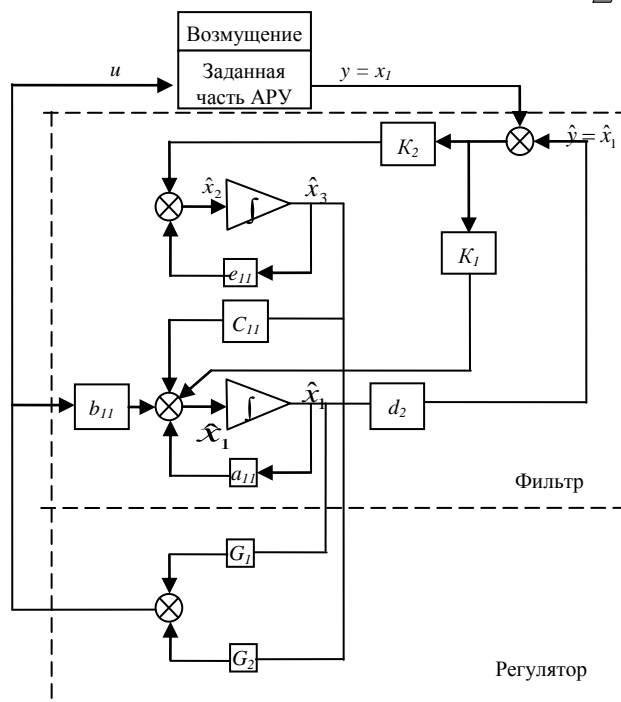


Рис. 2 Структурная схема синтезированного АРУ

Для решения задачи синтеза оптимального АРУ необходимо сформулировать критерий качества [7]. В данном случае АРУ должно обеспечивать постоянство сигнала огибающей  $e_\phi(t)$  для широкого диапазона низкочастотных изменений амплитуды входного сигнала  $e_e(t)$ , который содержит полезную информацию, т. е. для данной задачи это можно отразить в виде квадратичного функционала качества работы АРУ:

$$J = -\frac{1}{2} E \left[ E[g_{11}x_1^2 + e_{11}u^2] \right] \quad (9)$$

где первое слагаемое отражает отклонение сигнала от заданного, а второе служит для ограничения расхода энергии на управление.

Используя соотношение (3,15), получим:

$$u^* = -\frac{e_{11}}{e_{11}} P_{11} \hat{x}_1 - \frac{e_{11}}{e_{11}} P_{12} \hat{x}_2, \quad (10)$$

где  $P_{11}$  и  $P_{12}$  - коэффициенты, получаемые в результате решения уравнения Риккати:

$$\dot{\hat{x}} = \begin{bmatrix} \dot{\hat{x}}_1 \\ \dot{\hat{x}}_2 \end{bmatrix} = \tilde{A} \hat{X} + \tilde{B} U + \tilde{K}(y - \tilde{y}), \quad \hat{X}(t_0) = 0$$

Уравнения фильтра [8] в рассматриваемом случае имеют вид:

$$\begin{aligned} \dot{\hat{x}}_1 &= a_{11}\hat{x}_1 + e_{11}u + C_{11}\hat{x}_2 + K_1(x_1 - \hat{x}_1) \\ \dot{\hat{x}}_2 &= e_{11}\hat{x}_2 + K_2(x_1 - \hat{x}_1) \end{aligned} \quad (11)$$

Структура оптимальной системы АРУ, соответствующая уравнениям (5), (6), (10), (11), приведена на рис. 2. Для решения задачи на ЭВМ рассчитаны коэффициенты  $G_1, G_2, K_1, K_2$ .

Использовались следующие исходные данные:  $K_0 = 10^5$ ;  $T_\Phi = 0,5$  с;  $K_{c1}^* = 4$ ;  $K_d K_\Phi = 0,3$ ;  $T_3 = 1$  с;  $F = 10$  с<sup>-1</sup>;  $W = 10^{-4}$ ;  $N = 10^{-6}$ ;  $e_{11} = 1$ ;  $g_{11} = 1$ . Получаем следующие численные значения:  $\Pi = [1, 0 \ 0, 39]$ ;  $K = [34, 35 \ 1, 0]$ .

Было проведено моделирование работы системы АРУ на ЭВМ путем численного интегрирования системы уравнений (5), (6), (10), (11). Решение задачи

синтеза системы АРУ с помощью современной теории оптимального управления при использовании ЭВМ показывает высокую эффективность рассматриваемых методов. Они дают возможность синтезировать оптимальную систему при наличии внешних возмущений, а также при не полностью измеримом векторе состояния.

Рассмотренная методика расчета может быть без каких-либо затруднений применена для синтеза системы АРУ порядка выше первого и реализована в виде алгоритма машинного проектирования оптимальных систем АРУ.

#### Список литературы:

1. Клейнер Д., Фрэнкл Д. Системы с фазовой и частотной автоподстройкой частоты. «Энергия», М.: 1977.
2. Абдуллаев Э. Р., Бабкин Н. И., Довыш В. М., Курбанов О. М., Троицкий В. И. Измерения диаграмм направленности ФАР в процессе сканирования. Вопросы радиоэлектроники, серия ОТ, 1976, с. 91-94.
3. Абдуллаев Э. Р., Довыш В. М., Курбанов О. М., Троицкий В. И. Оценка искажения диаграмм направленности антенных решеток с ферритовыми фазовращателями с прямоугольной петлей гистерезиса при переключении луча (расчет динамических диаграмм направленности). Вопросы радиоэлектроники, серия ОТ, 1975, с. 48-53.
4. Пузырев В. А., Клевцов В. В. Автоматизация проектирования управляющих систем в радиоэлектронике. Изд-во МАИ, М.: 1979.
5. Greedon J. F., Lindgren A. G. Control of the optical surface of a thin deformable mirror with application to an, orbiting astronomical observatory. – Automatica, IFAC, Pergamon Press, 1970, v. 7, № 5.
6. Norio Kaifu, Kenji Akabane. The surface – adjusting system for the 45-m telescope – Nobeyama Radio Observatory, Tokyo Astronomical observatory, University of Tokyo, 1980.
7. Neisuander R. S. Surface accuracy measurement system for deployable Reflector antennas. – A collection of Technical Paper AIAA/NASA Conference. "Technology for future space systems." Hampton, Virginia, 1979.
8. Болотин В. В. Случайные колебания упругих систем. М., Наука, 1979, с. 336.

УДК 683.8

© Атауллаев А.О., Темербекова Б.М., Зикриллаев Б.Р., Рахманбердиева Г.Т., Доцанова М.Ю. 2012 г.

## УЛУЧШЕНИЕ ХАРАКТЕРИСТИК ДОСТОВЕРНОСТИ И ТОЧНОСТИ ИЗМЕРИТЕЛЬНОГО КАНАЛА НА ОСНОВЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ДИНАМИЧЕСКОЙ КОМПЕНСАЦИИ ИНЕРЦИОННОГО ДАТЧИКА

**Атауллаев А.О.**, ассистент кафедры «Технология машиностроения и автоматизация машиностроительных производств» НГГИ; **Темербекова Б.М.**, стажер-исследователь-соискатель кафедры «Автоматизация производственных процессов» ТГТУ; **Зикриллаев Б.Р.**, стажер-исследователь-соискатель кафедры «Автоматизация производственных процессов» ТГТУ; **Рахманбердиева Г.Т.**, соискатель кафедры «Автоматизация производственных процессов» ТУИТ; **Доцанова М.Ю.**, соискатель кафедры «Автоматизация производственных процессов» ТУИТ

В автоматизированных системах управления сложными динамическими объектами при измерении параметров быстро протекающих процессов необходимо учитывать инерционность измерительных преобразователей. Компенсация измерительных преобразователей необходима, скорость изменения измеряемого переменного параметра сравнима с постоянной времени датчика (рис. 1-3).

Обратимся к задаче динамической коррекции результатов измерений, выполняемых измерительными преобразователями, передаточную функцию которых  $W_p(p)$  можно представить в виде аperiодического

звена первого порядка с постоянной времени  $T$ . Создадим корректирующее устройство, реализующее передаточную функцию  $W_k(p) = 1/W(p)$ , обратную передаточной функции измерительного преобразователя и представляющее собой операционный усилитель с конечным коэффициентом усиления.

$$W_c(p) = \frac{h_0 + h_1 p}{f_0 + f_1 p}. \quad (1)$$

На рис. 1 представлен измерительный канал, состоящий из датчика и устройства динамической коррекции с результирующей передаточной функцией:

$$W_p(p) = W(p) \cdot W_y(p), \quad (2)$$

где  $W(p)$  – передаточная функция измерительного преобразователя;

$W_y(p)$  – передаточная функция корректирующего устройства:

$$W_y(p) = \frac{1}{K [W_0(p) - 1 + W_c^{-1}(p)]} \quad (3)$$

где  $W_c(p) = W(p)$  – формирователь ядра с передаточной функцией, идентичной передаточной функции измерительного преобразователя;

$K$  – параметр статической коррекции.

Полагая  $h_1 = 0$  и на основании [1], получим:

$$W_p(p) = \frac{h_0}{\{Kh_0 [-(Tp+1)] + (Tp+1)(f_0 + f_1p)\}} \quad (4)$$

Для обеспечения компенсации инерционности измерительного преобразователя с минимальным искажением необходимо, чтобы корни характеристического уравнения (4) были действительными и имели максимальные по модулю значения [2], поскольку коэффициент компенсации (КК) инерционности датчика определяется абсолютными значениями вещественной части корней  $P_{1,2}$ . Выпишем (4) в виде:

$$P^2 + A_0P^1 + A_1 = 0, \quad (5)$$

где  $A_0, A_1$  – коэффициенты при соответствующих степенях  $P$  уравнения передаточной функции.

Задавшись значениями корней  $P_{1,2}$  и согласно теореме Виета [2], определим величины коэффициентов  $A_0 = P_1 + P_2$  и  $A_1 = P_1 \cdot P_2$ . Отметим, что соотношения для  $A_0$  и  $A_1$  при соответствующих степенях  $P$  выражения (4) представляют собой систему двух уравнений с неизвестными  $h_0, f_0, f_1$ :

$$\begin{cases} \frac{Tf_0 + f_1 - KTh_0}{Tf_1} = A_0, \\ \frac{f_0}{Tf_1} = A_1. \end{cases} \quad (6)$$

Для решения этой системы коэффициент  $h_0$  прием равным константе, что позволит найти выражения для численных значений коэффициентов  $f_0$  и  $f_1$ :

$$f_0 = BTf_1, f_1 = \frac{KTh_0}{T^2B + 1 - AT}. \quad (7)$$

На вход измерительного преобразователя подавался единичный ступенчатый сигнал. На вход устройства – шумовая помеха  $S$ , распределенная по нормальному закону с уровнем 1% от амплитуды выходного сигнала измерительного преобразователя при  $КК=5$ .

Относительная точность выбора численных значений коэффициентов  $f_0, f_1$  установлена экспериментально, исходя из отклонения среднеквадратичной интегральной оценки  $s$  [2] отклонения сигнала на выходе измерительного канала, равного 2% для каждого из значений  $КК=[1;10]$  и составляет соответственно  $[-0,05\%; 0,1\%]$  и  $[-1\%; 0,05\%]$ .

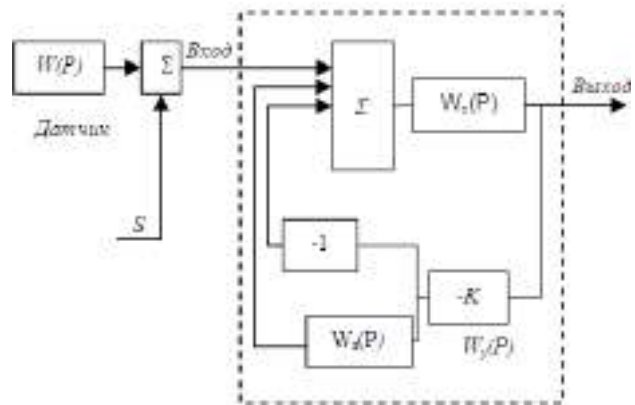


Рис. 1. Схема измерительного канала

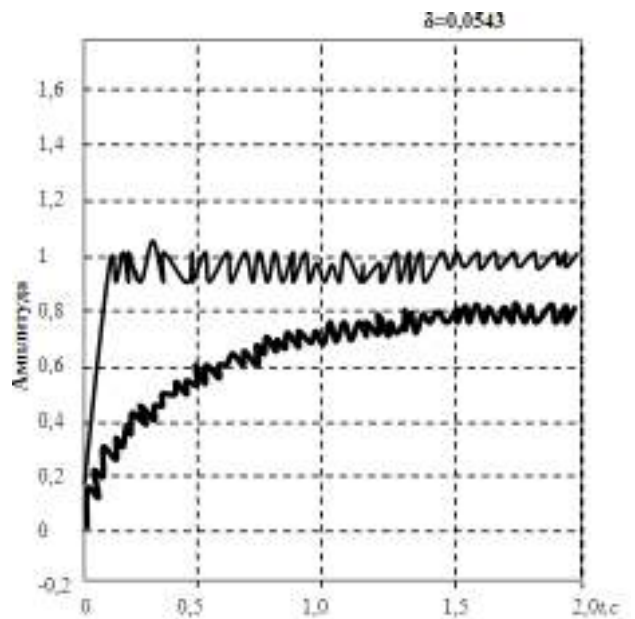


Рис. 2. Переходные процессы корректирующего устройства

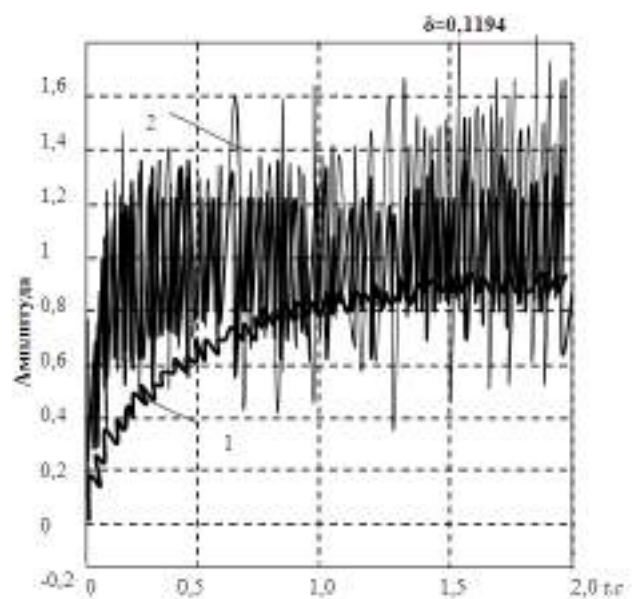


Рис. 3. Переходные процессы устройства динамической коррекции

На рис. 2 приведены кривые переходных процессов устройства динамической коррекции и для сравнения на рис. 3 – аналогичные кривые переходных процессов устройства.

Сравнение кривых переходных процессов показывает, что амплитуда помех на выходе в рассматриваемом временном интервале  $t$  меньше у устройства динамической коррекции приблизительно в 2,2 раза.

Таким образом, применение в устройстве коррек-

тирующего звена  $W_c(p)$  с передаточной функцией (1) и использование предполагаемого алгоритма выбора его коэффициентов позволяет осуществить динамическую компенсацию погрешностей измерительных преобразователей путем повышения устойчивости устройства динамической коррекции к воздействию помех. Показано, что предложенный подход позволяет повысить точность и достоверность первичной производственно-технологической измерительной информации.

#### Список литературы:

1. Максимович Н.А. Вычислительные динамические корректоры систем контроля и управления: Автореф. дис. канд. техн. наук. – Киев: ИПМЭ НАН Украины, 1991. – 16 с.
2. Зайцев Г.Ф. Теория автоматического управления. – Киев: Выща шк., 1986. – 367 с.

УДК 621.311.42

© Зохидов О.У., Хамраев О.С. 2012 г.

## ОПТИМИЗАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ЭНЕРГОПОТРЕБЛЕНИЯ

Зохидов О.У., ассистент кафедры «Горная электромеханика» НГГИ; Хамраев О.С., студент НГГИ

В настоящее время электроэнергия занимает огромную роль в нашей жизни. Горнодобывающие и перерабатывающие предприятия увеличивают энергоэффективность не только для соблюдения требований государственной политики по возможностям энергосбережения, но и для уменьшения затрат в текущей экономической обстановке. Одна из главных сложностей – нехватка доступной информации об энергопотреблении и особенно связи между данными об энергопотреблении и производстве, определяющей возможности сбережения энергии.

**Энергетические прогнозы.** Когда предприятия пытаются достичь больших результатов с меньшим энергопотреблением, они сталкиваются с одними и теми же проблемами. Сложность для горнодобывающих и перерабатывающих предприятий заключается в том, что на данный момент они не владеют достаточной информацией для принятия решений по снижению энергопотребления или надёжного прогнозирования энергопотребления. Для лучшего прогнозирования энергопотребления существуют сложные инструменты, но они не учитывают обстоятельства перерасхода энергии, или статистические и прогнозируемые данные производства, следовательно, не дают точных прогнозов. Горнодобывающие и перерабатывающие предприятия вкладывают средства в измерительное оборудование и промышленное программное обеспечение для управления энергоснабжением (УЭ) для отслеживания и визуализации, а также отчётов об энергопотреблении. Предоставление информации об

энергопотреблении решает задачу определения новых возможностей энергосбережения, а следовательно, только частично. Помимо энергопотребления, необходима также информация о том, что именно происходит на предприятии в каждый момент. Иными словами, необходимо знать обстоятельства энергопотребления. Например, практически в реальном времени отслеживать расход энергии на единицу продукции ( $kW \cdot h/t$  или  $kW \cdot h/унцию$ ). В горнодобывающих и перерабатывающих предприятиях, как правило, есть системы, предоставляющие информацию о производстве и задержках (простоях), но они не совмещены и не интегрированы с системами энергопотребления для предоставления более полезной информации. Этот пласт данных даёт точные прогнозные модели и, вероятно, новые ВЭС. Производство и простои, несомненно, являются основными факторами энергопотребления, а значит, интеграция производственных и энергетических систем даёт возможные преимущества. Интеграцию управления энергоснабжением (УЭ) и систем управления производством (СУП) в общем можно назвать оптимизацией производственного энергопотребления (ОПЭ). Основной проблемой, с которой сталкиваются эти предприятия, является своевременный доступ к точной информации об энергии. У них либо:

- Не имеется доступной информации вообще (Пример: она либо не собирается, либо собирается вручную и не всем доступна).
- Не имеется достаточно подробной информации

(Пример: недостаточно информации о мощности всего предприятия).

- Предоставленная информация изолирована и не связана с обстоятельствами, в которых она используется (Пример: данные об энергопотреблении не связаны с реально происходящими на заводе процессами).

Кроме того, отсутствует способность точно прогнозировать энергопотребление. Как недостаточная, так и избыточная оценка часто приводит к штрафным санкциям со стороны коммунальных предприятий или энергосбытовых компаний. Существует достаточно подтверждений возможности снижения энергопотребления в горнодобывающем обрабатывающем производстве.

**Возможности энергосбережения на горных предприятиях:**

- уменьшение энергопотребления на освещение (системы управления освещением);
- уменьшение энергопотребления в кондиционировании воздуха путём замены вида систем кондиционирования;
- переход на приводы с регулируемой скоростью для сбережения энергии. Сбережение энергии, связанной с утечками сжатого воздуха.

**Автоматическое отключение освещения.** Установка устройств автоматического отключения на осветительных станциях, находящихся в карьере, по оценке, сэкономит девять часов их работы в сутки. Это составляет ежегодную экономию энергии около 17 ТДж. Также это позволяет уменьшить расходы на техобслуживание.

Отслеживание эффективности устройств производилось в процессе плановых ежемесячных технических проверок.

Если СУП, наряду с данными о производстве, собирает и информацию о простоях крупных добывающих ресурсов, то рационально объединить её с информацией об энергопотреблении для получения полезных данных об «энергетических событиях». Такие данные могут быть легко представлены или визуализированы вместе.

Причин, по которым может произойти скачок энергопотребления обогатительной фабрики, много. Например, если пропускная способность в пределах обогатительной фабрики должна сохраняться, а загружаемый материал – более твёрдая или прочная руда, расход энергии может вырасти более чем на 10%.

Такая статистическая информация о прочности руды должна быть доступна в СУП. Аналогично, если размер дробления требуется уменьшить вдвое для поддержания скорости извлечения в процессе флотации (из-за проблем с выделением из руды), расход энергии вырастет более чем на 10%, а скорее даже в четыре раза.

И статистические данные об изменении выделения также могут быть доступны в СУП. В обоих этих

случаях интеграция существующих данных в оптимизацию производственного энергопотребления (ОПЭ) может дать визуализацию практически в реальном времени таких характеристик, как энергия/т или цена/т. ОПЭ визуализирует простои с информацией об энергопотреблении посредством функций детализации для сопоставления обстоятельств с энергопотреблением. По настоящему преимущество становится заметным в случаях энергетических событий, т. е. событий, когда энергии потребляется больше или меньше нормы без видимых причин. ОПЭ поддерживают:

1. Автоматический сбор данных о событиях:

- a) время начала и окончания, продолжительность, избыточная потребленная энергия;
- b) информация об обстоятельствах – сырье, продукте, сорте, бригаде, смене;
- c) автоматически или вручную разделённые события.

2. Информирование о потреблении оборудованной избыточной энергии и её количестве:

- a) когда потребление (kW) превышает заданное значение;
- b) когда kW·h/t превышает заданное значение.

**Рекомендуемый подход.** Совмещая автоматический сбор информации о производстве и простоях в СУП и энергопотреблении в системе управления энергоснабжением, можно реализовать преимущества энергосбережения. Для максимизации преимуществ предлагается не только совмещать информацию, но и отображать её совместно. Такой вариант интегрированного решения мы уже назвали оптимизацией производственного энергопотребления.

Наилучшим подходом было бы решению оптимизации производства дать возможности:

- отображения энергопотребления в реальном времени;
- прогнозирования энергопотребления в зависимости от определённых характеристик;
- определение оптимальной величины энергопотребления для каждого производственного участка;
- определение и измерение любого потребления выше заданного;
- выяснение ключевых причин перерасхода;
- отчёты об энергопотреблении по сменам и суткам, а также событиям перерасхода;
- вычисление показателей эффективности использования ресурсов (например, kW·h/t) в реальном времени;
- предоставление проверенных фактических показателей для обоснования будущих капиталовложений и/или изменений процессов.

Для систематического снижения энергопотребления в обрабатывающей отрасли рекомендуется следующий процесс:

- определить факторы энергопотребления на предприятии. К примеру, качество сырья, скорость извлечения и т. д.;

- в реальном времени отслеживать энергопотребление и его факторы;
- использовать модель энергопотребления для прогноза, основываясь на прогнозах ваших факторов энергопотребления;
- использовать этот прогноз для определения желаемой величины энергопотребления;
- определять и измерять любое потребление выше заданного;
- анализировать результаты для нахождения основных причин перерасхода.

Перерасход может быть вызван износом оборудования и способен послужить дополнительным сигналом к оптимизации программ техобслуживания. Индикаторы в реальном времени также могут влиять на поведение.

Значение «kW·h/унцию» легко рассчитать и отобразить, чтобы операторы знали, как завод функционирует в отношении производительности и энергопотребления. Собрав точные данные о причинах энергопотребления, превышающего заданного, можно использовать их для обоснования капиталовложений, необходимых для замены производственного оборудования. И СУП и системы УЭ находят своё применение в горнодобывающей отрасли, своевременно предоставляя автоматизированную точную информацию.

Тем не менее, именно интеграция обеих систем более ценна в попытках лучше понять энергопотреб-

ление, а следовательно, и потенциально снизить энергопотребление.

Решения, интегрирующие СУП и УЭ в оптимизацию производственного энергопотребления (ОПЭ), увеличивают ценность системы.

Используя ОПЭ, события энергопотребления могут быть выделены, их причины поняты, и, возможно, приняты превентивные меры для снижения частоты их появления или даже их прекращения. ОПЭ, показывающие обстоятельства аномальных событий энергопотребления, незаменимы для понимания энергопотребления и превышения/занижения производительности. Они также полезны для лучшего прогнозирования в горнодобывающих и перерабатывающих отраслях с высоким энергопотреблением. В условиях изолированной добычи возможная быстрая выгода от снижения энергопотребления может быть получена за счёт лучшего прогнозирования и понимания энергопотребления для снижения излишков обращения электростанции.

**Выводы:** Важность производственных данных (уже содержащихся в СУП) невозможно недооценить. Их ценность связана с данными об энергопотреблении. Многие производители присматриваются к предоставлению решений для энергоснабжения, но лучшим предложением будет не совмещение СУП и системы управления энергоснабжением, а интегрированное решение оптимизации производственного энергопотребления.

УДК 622.765.06

© Базаров У.М., Саттаров Г.С., Мустакимов О.М. 2012 г.

## ЦНИЛ НГМК: В ТЕЧЕНИЕ ПОЛУВЕКА ОТ ИССЛЕДОВАНИЙ К ИННОВАЦИИ

**Базаров У.М.**, начальник ЦНИЛ НГМК; **Саттаров Г.С.**, ведущий инженер ЦНИЛ, докт. техн. наук, проф.; **Мустакимов О.М.**, зам. главного инженера НГМК

Навоийский горно-металлургический комбинат создан в сентябре 1958 г. для освоения крупного уранового месторождения Учкудук, находящегося в центре пустыни Кызылкум. В процессе проектирования, строительства и эксплуатации месторождения Учкудук был выявлен ряд проблем, ранее не встречавшихся в практике горнодобывающей промышленности, что определило необходимость в широкой постановке научно-исследовательских работ, направленных на внедрение новых технологических решений по добыче и переработке урановых руд. Базовой научно-исследовательской организацией НГМК стала Центральная научно-исследовательская лаборатория (ЦНИЛ), созданная в марте 1962 г. (рис. 1-3, табл. 1-4), в состав которой изначально вошел опытный цех № 1. В 1974 г. опытный цех № 1

включен в структуру гидрометаллургического завода № 1 (ГМЗ-1).

В состав ЦНИЛ вошли технологическая, аналитическая и горно-геологическая лаборатории (1963-1972 гг.). Позднее были организованы лаборатории: геофизическая (1966-2001 гг.), геологическая (1972-1994 гг.), горная (1972 г), подземного выщелачивания (1972-1986 гг.). В 1970 г. создана пылегазодозиметрическая лаборатория, реорганизованная в 2003 г. в Лабораторию охраны окружающей среды и радиационно-дозиметрического контроля (ЛООС и РДК). С 1983 по 1999 гг. в структуре ЦНИЛ находилась совместная Лаборатория ядерно-физических методов исследований (ЛЯФМИ) ИЯФ АН РУз и НГМК (1983-1999 гг.), в состав которой входило бюро специальных методов исследований. С 1985

по 1997 гг. в составе ЦНИЛ функционировало специальное конструкторское технологическое бюро.

В настоящее время в структуре ЦНИЛ пять лабораторий: аналитическая, технология золота, геотехнология урана, охраны окружающей среды и радиационно-дозиметрического контроля; геологическая, два бюро (горное и инновационное), пять обслуживающих ЦНИЛ службы. В течение полувека в ЦНИЛ работали более тысячи человек, из них пятнадцать имели стаж работы в ЦНИЛ более 40 лет. В настоящее время в ЦНИЛ работает 161 человек (в т.ч. 2 доктора и 3 кандидата наук), из них 110 женщин. Средний возраст сотрудников ЦНИЛ составляет 30 лет.

На протяжении 50-ти лет ЦНИЛ вел совместные работы со многими научно-исследовательскими институтами и организациями. В период с 1962-1991 гг. в деятельности НГМК ведущей научной организацией в области технологии и геотехнологии являлся ВНИИХТ. В области горного дела ведущей организацией являлся ПромНИИпроект (ныне ВНИПИПТ) и его филиал в г. Ташкенте, ныне самостоятельный институт OzGEORANGMETLITI. Для решения отдельных задач привлекались и другие научные организации и предприятия.

Диаграмма изменения численности ЦНИЛ приведена на рис. 1. Видно, что наиболее большое число сотрудников (240-250 чел.) соответствует 1968-1972 гг. (усиление научных исследований для разработки технологии переработки золотосодержащих руд) и на 1980-1985 гг. (подготовка к широкому применению метода геотехнологии урана в комбинате). В последнее время наблюдается закономерный рост численности ЦНИЛ в связи с необходимостью освоения технологии переработки сложных по геолого-геохимическим аспектам месторождений урана, золота, серебра и редких металлов.

В течение 50 лет, в разные годы, ЦНИЛ возглавляли: С.А. Петросян (1962-1965 гг.), В.Д. Лебедев (1965-1967 гг.), В.И. Седых (1967-1968 гг.), А.П. Шепетков (1973-1974 гг.), доктора технических наук: О.Н. Мальгин (1974-1984 гг.), В.Е. Латышев (1984-2002 гг.), Г.С. Саттаров (2002 -2011 гг.). С декабря 2011 г. ЦНИЛ возглавляет У.М. Базаров.

Значительный вклад в становление и развитие ЦНИЛ внесли: Петросян С.О., Новиков Ю.П., Сокол Н.М., Лебедев Е.Д., Шепетков А.П., Ермилин В.А., Мальгин О.Н., Толстов Е.А., Латышев В.Е., Лильбок Л.А., Морозов Е.П., Постовалов И.А., Мазур П.С., Акиншина Г.И., Колпакова Е.В., Саттаров Г.С., Петухов О.Ф., Петриенко В.З., Шмакина М.Г. и другие инженеры и лаборанты.

ЦНИЛ является научным центром подготовки высококвалифицированных специалистов и ученых. По тематике ЦНИЛ прошли защиту 5 докторских и 8 кандидатских диссертаций. За 50 лет в ЦНИЛ выпущено более 300 отчетов, опубликовано в открытой печати более 250 научных работ, получено более 40 Авторских свидетельств на изобретения. Внедрено в

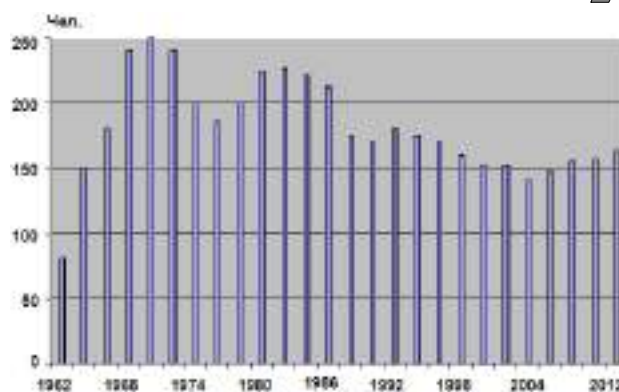


Рис. 1. Распределение численности ЦНИЛ

производство более 100 законченных научно-исследовательских работ.

Основными задачами ЦНИЛ являются: проведение научных исследований, направленных на разработку, опытно-промышленную проверку и внедрение новых технологий в области горного дела и геологии, технологии переработки руд, добычи урана способом подземного выщелачивания (ПВ), охраны окружающей среды; создание методик для производства анализов различных элементов, контроль технологических процессов и условий труда работников основного производства.

Научные исследования и опытно-промышленные работы проводятся в тесном сотрудничестве с инженерно-техническими работниками подразделений комбината. При необходимости исследования проводятся с привлечением специализированных научно-исследовательских институтов Узбекистана и СНГ.

Разработка промышленных схем получения металлов (и других ценных продуктов) в комбинате проводилась (и проводится по настоящее время) по традиционной схеме: разведка и выбор месторождений, подсчет запасов, геокартирование месторождений, разработка технологических схем получения металлов (неметаллов), оптимизация технологических схем в лабораторных, укрупненно-лабораторных (в ЦНИЛ) и полупромышленных (в цехе №1 ГМЗ-1) условиях, составление технического задания на проектирование, выбор способов добычи руды, составление проекта строительства завода, монтаж оборудования, освоение технологической схемы, паспортизация руд, контроль и оптимизация горнодобывающего производства и технологических (геотехнологических) процессов, усовершенствование действующей технологии, систематический контроль качества выпускаемой продукции.

В течение прошедшего полувека проводились перспективные научно-исследовательские и оперативные работы по всей деятельности комбината: минералогия, геохимия, горное дело, гидрометаллургия, геотехнология, биотехнология, аналитика, охрана окружающей среды, целенаправленные от исследований к инновациям, что позволило эффективно использовать минерально-сырьевые базы Кызылкума (рис. 2).

В ЦНИЛ и опытном цехе № 1 прошли апробацию технологические схемы всех действующих технологических производств комбината. В технологические проектные схемы гидрометаллургических заводов, добычных и перерабатывающих комплексов рудников ПВ внесены серьезные изменения и усовершенствования, что обеспечило быстрый ввод их в эксплуатацию и достижение стабильных технико-экономических показателей.

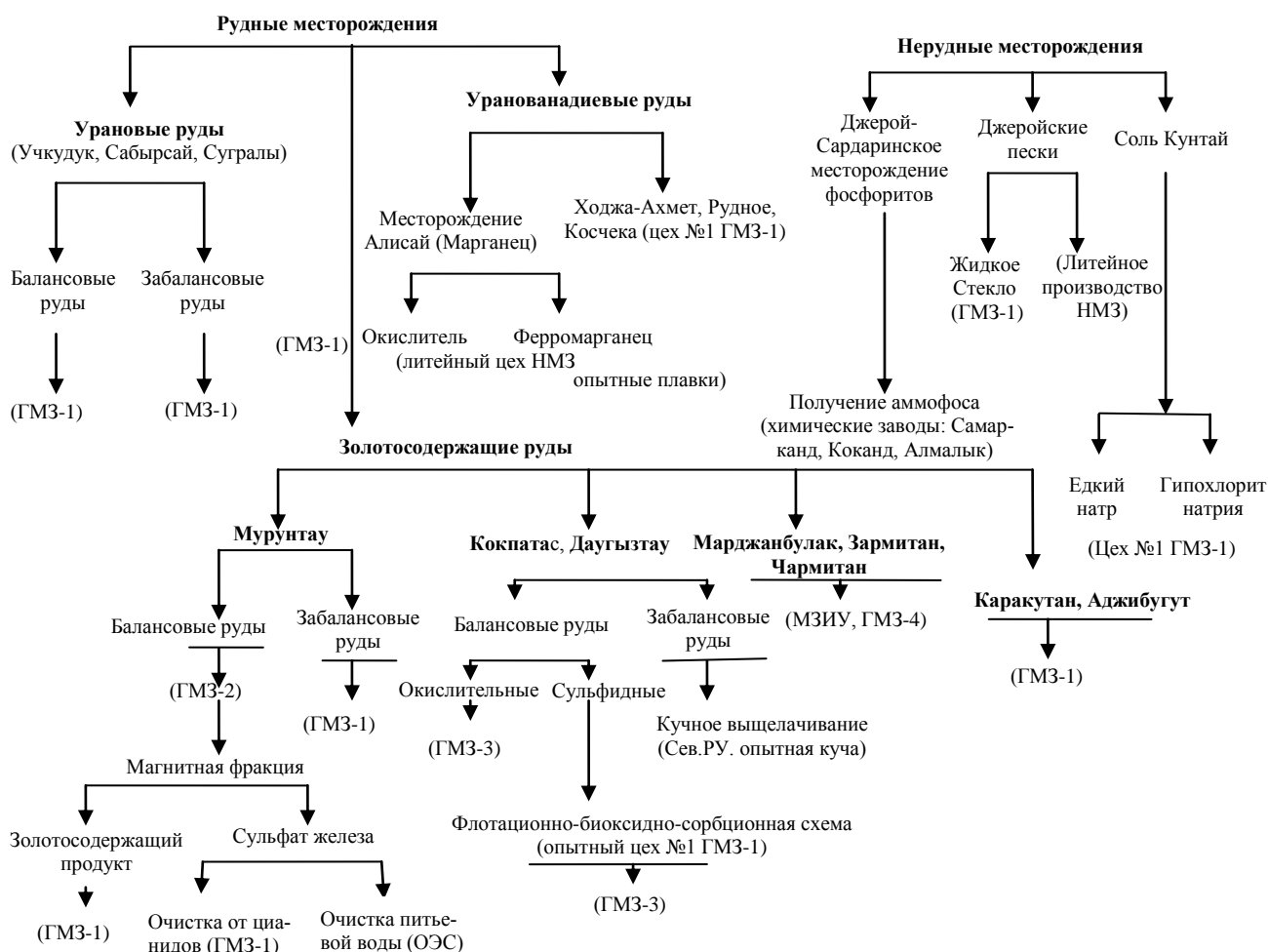
Все лаборатории и бюро ЦНИЛ оснащены необходимым оборудованием и аналитическими приборами, позволяющими выполнять намеченные исследования и получать надежные результаты, при этом ведётся постоянное обновление приборного парка и аналитического оборудования.

На заре организации комбината и ЦНИЛ (1962-72 гг.) были созданы урановый и золотоизвлекательный комплексы в Кызылкумском регионе. При реализации этого комплекса весомую роль сыграла научно – инновационная деятельность ЦНИЛ. Для достижения цели были привлечены ведущие научные и производ-

ственные организации страны. В составе ЦНИЛ за короткое время были созданы 6 лабораторий по всем направлениям деятельности комбината, а также опытный цех № 1.

Были запущены гидрометаллургические заводы № 1 и № 2. Выполнены актуальные работы в области геологии, горного дела, геофизики, экологии и аналитики. Начат промышленный выпуск готовой продукции уранил-трикарбонат аммония (1964 г.), закиси- окиси урана (1969 г.) и валютного золота (1969 г.). Под методическим руководством ЦНИЛ были созданы базовые лаборатории в городах: Учкудук, Зарафшан и Нурабад.

Выполнен значительный объем работ по совершенствованию поточной технологии на открытых горных работах Северного рудоуправления, внедрены рекомендации по использованию буровзрывных работ для рыхления разнопрочных горных пород, позволивших обеспечить эффективную работу роторных экскаваторов при добычи урановых руд (табл. 1).



Примечание: в скобках даны объекты внедрения

Рис. 2. Освоение месторождений Кызылкумской провинции по инновационным разработкам ЦНИЛ

В период 1972-1982 гг. были проведены исследовательские и инновационные работы по картированию запасов и усовершенствованию технологии добычи, переработки урана и золота.

Для ритмичного целенаправленного эффективного освоения богатств недр сотрудниками ЦНИЛ были исследованы горно-геологические условия и вещественный состав руд золоторудных (Мурунтау, Кокпатас, Даугызтау, Аджибугут, Каракутан) и золото-серебряных (Касманачи, Высоковольтное, Окжетпес) месторождений. Составлены карты распределения и определены запасы золота и серебра (табл. 2).

Проведены: оконтуривание рудных залежей, выработка технологических золотосодержащих забалансовых руд, составлена карта распределения урана в месторождениях ЮРУ, ВРУ и СевРУ. Разработан и широко применяем метод геотехнологической паспортизации золотосодержащих руд Кызылкумской провинции. Разработана, внедрена и усовершенствована циклично-поточная технология на карьере Мурунтау. Разработаны и внедрены комплекс методов для геофизического исследования скважин в рудоправлениях на всех этапах проведения процесса подземного выщелачивания (ПВ). Усовершенствована технология сооружения скважин с различной глубиной функционирования с применением полимерных материалов. Усовершенствование технологии кислотного подземного выщелачивания урана позволило существенно увеличить производительность участков ПВ, что обеспечило более широкому применению технологии переработки руд, находящихся на больших глубинах, оцененной, как наиболее безвредной в экологическом плане (табл. 1).

В период 1982-1992 гг. были изучены свойства и составлены карты распределения: уран - редкометалльных черносланцевых руд на рудном поле Ходжа-Ахмет; горючих сланцев Сабырса и Кызылкума; урановых руд осадочного чехла углеродисто-кремнистой формации (Учкудук, Сугралы) и определены запасы полезных компонентов.

Изучены геологические, вещественно-минералогические и технологические особенности золотосодержащих руд (сульфидных, окисленных, полуокисленных) в Учкудукском регионе. Изучены горно-геологические условия, минеральные формы и элементный состав золото-серебряных месторождений: Косманачи, Высоковольтное и Окжетпес. Определены запасы золота и серебра и составлены карты распределения руд (табл. 2). Разработаны и внедрены способы увеличения эффективности мельниц мокрого самоизмельчения (ММС 70-23, ММС 90-30А). Внедрение новой конструкции футеровки рабочей камеры мельницы и использование оптимальных скоростных режимов вращения позволило предотвратить около 2 тыс. часов аварийных простоев. Вывод магнитной фракции из цикла измельчения ГМЗ-1 (1992 г.) позволило увеличить производительность мельницы на 30 т/ч, что увеличило объем переработ-

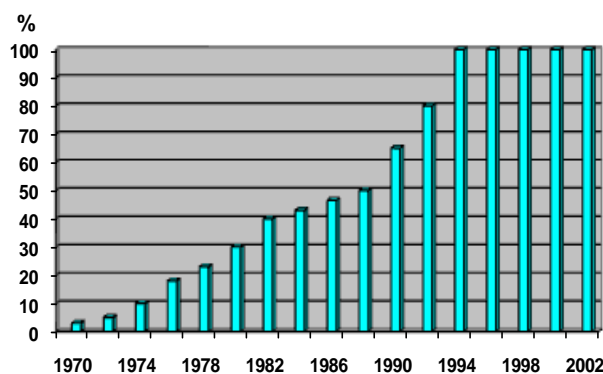


Рис. 3. Динамика развития добычи урана в комбинате способом ПВ

ки руды на 400 тыс. т за год.

Разработана и внедрена в производство технология извлечения урана из забалансовых руд месторождения Учкудук, технология попутного извлечения урана при переработке урансодержащих руд. Внедрены в производство различные типы эрлифтов и систем автоматического регулирования подачи сжатого воздуха в условиях дефицита погружных насосов - это обеспечило выполнение задач подземного выщелачивания, чем снизило расход сжатого воздуха до 20%-30%. Внедрение метода заводнения пласта в режиме гидроразрыва через специальные закачные скважины (ВРУ-1985 г.) позволило повысить уровни растворов на участке ПВ на 40-50 м и улучшить условия эксплуатации погружных насосов.

Внедрение принципиально новой адаптационной технологии в процесс подземного выщелачивания урана, последовательно сочетающая безреагентное, миниреагентное выщелачивание урана кислородонасыщенными растворами и кислотное ПВ окисленных руд в «мягком» режиме, позволило увеличить сквозное извлечение урана способом ПВ и одновременно уменьшить себестоимость производимого урана (табл. 1).

В период 1992-2002 гг. проводилась работа по конверсии урановой промышленности, т.е. полный переход извлечения урана способом ПВ, расширение ассортимента выпускаемых продукции и объема переработки золотосодержащих руд в комбинате.

Динамика развития добычи урана в комбинате способом подземного выщелачивания показывает (рис. 3), что в 1980 г. способом ПВ в комбинате было получено 30% урана от общей добычи, а с 1994 г. уран добывается только методом ПВ.

Разработана и внедрена технологическая схема извлечения золота из окисленных руд месторождений Кокпатас и Даугызтау на ГМЗ-3. Внедрение РКС на месторождении Кокпатас позволило увеличить содержание золота в руде, поставляемой на ГМЗ-3, относительно на 10%. Принималось участие при разработке и внедрении способа покусковой сортировки золотосодержащих руд месторождений Кокпатас и Даугызтау.

Инновационные проекты ЦНИЛ в урановом производстве

Наименование разработок	Внедрения	Результаты внедрения
<b>Геология, минералогия и геохимия:</b>		
Исследование горно-геологических условий участков урановых месторождений рудоуправлений комбината	ЮРУ, ВРУ, Сев.РУ (1970-1985)	Составлена карта распределения урана в месторождениях ЮРУ, ВРУ и Сев.РУ (Учкудук, Сугралы и карьера №13). Руды классифицированы по содержанию в них карбонатов
Исследование геолого-минералогической характеристики руд осадочного чехла и углеродисто кремнистой формации палеозойского фундамента (Учкудук, Сугралы)	Сев.РУ (1986-1990)	Изучены геолого-минералогические характеристики и элементный состав руд осадочного чехла углеродисто кремнистой формации палеозойского фундамента (Учкудук, Сугралы). Составлены карты распределения руд
Исследование горно-геологических условий руды углеродисто-кремнистого состава на рудном поле Ходжа-Ахмет	Сев.РУ (1985-1990)	Изучены урансодержащие (полиметаллические) руды на рудном поле Ходжа-Ахмет (Косчека, Гематитовое, Рудное, Новое, Джантуар, Аякаши, Джаман-Каскир и др)
<b>Переработка урановых руд</b>		
Усовершенствование и оптимизация работ комплексов КГТО-2	Сев.РУ, Учкудук (1962-1970)	Увеличена производительность комплексов (КГТО-2) с роторными экскаваторами ЭРГ-400/1000 и ЭРГ-1600/3000. Для этого проведены следующие работы: устранены просыпи и налипание глин; модернизированы узлы перегрузки руды; внедрен способ избавления от негабаритных руд (путем установления перемишки на ковшах экскаваторов); изменена конструкция узлов перегрузки горной массы
Осуществление методического руководства при создании геофизических служб в подразделениях комбината	Сев.РУ (1968), РУ (1969), ВРУ (1973)	Под непосредственным методическим руководством ЦНИЛ созданы геофизические службы в рудоуправлениях комбината, которые оперативно решали все текущие производственные проблемы во всех аспектах процесса ПВ
Создание и усовершенствование геофизических методик, устройств и способов сортировки урановых руд	Сев.РУ, ЮРУ, ВРУ, ГМЗ-1 (1967-1990)	Созданы рудоконтрольные станции (РКС) для определения содержания урана на транспортерных лентах, в самосвалах и вагонах. В течение 20 лет усовершенствованы РКС, с целью увеличения эффективности сортировки руд различных участков и месторождений урана
Разработка и внедрение способов оценки величины ветрового переноса в атмосферу техногенных продуктов хвост-шла ГМЗ-1	ГМЗ-1 (1992)	Оценены величины переноса в атмосферу техногенных продуктов, предложены конкретные меры их предотвращения, тем самым улучшилась радиозоологическая обстановка в зоне деятельности завода
<b>Подземное выщелачивание</b>		
Выбор оптимального комплекса геофизических методов исследования скважин (ГИС) и внедрение их в практику рудоуправлений	Сев.РУ, ЮРУ, ВРУ (1970-1990)	Произведены: оконтуривание рудных залежей, выбраковка технологических забалансовых руд (непроницаемых для технологических растворов), подсчет запасов, оценка технико-экономической целесообразности (рентабельности) вовлечения объекта в отработку способом ПВ
Усовершенствование существующих геофизических методов исследования и приборов, внедрение их в геофизических службах комбината	Сев.РУ, ЮРУ, ВРУ (1970-1985)	Внедрение ГИС в рудоуправлениях на всех этапах проведения ПВ позволило существенно увеличить производительность участков, и подготовил задел к массовому использованию способа ПВ
Разработка конструкции тахометрического расходомера	ЮРУ (1985)	Выпущена опытная серия приборов в КИПиА (10 шт.), типа ГРДТС-50. Внедрение их в производство обеспечивало увеличить эффективность проведения исследований в технологических скважинах ПВ
Проведение геофизической каротажной съемки скважины месторождения Канимех во всех этапах разработки	ПВ-86, участок Канимех (1991-1995)	На основании исследований 44-х скважин месторождения Канимех выданы практические рекомендации, позволившие провести бикарбонатное выщелачивание урана в оптимальных условиях
Исследование возможности прямого каротажного метода определения урана по регистрации мгновенных нейтронов деления урана	Сев.РУ, ЮРУ (1990-1995)	Внедрение метода КНД-М на объектах ПВ комбината позволило определить содержание урана непосредственно в скважинах, где метод гамма-каротажа не дает положительного результата из-за нарушения соотношения $Ra^{226}/U^{238}$ в эксплуатируемых участках ПВ
Технология кислотного выщелачивания способом подземного выщелачивания	Сев.РУ, ЮРУ, ВРУ, РУ-5 (1963-1993)	Обеспечено увеличение добычи урана за счет вовлечения в отработку руд, залегающих в неблагоприятных условиях для отработки горным способом. Существенно снижена себестоимость получаемой продукции
Совершенствование технологии сооружения скважины различных глубин с применением полимерных материалов	Сев.РУ, ЮРУ, ВРУ (1975-1985)	Внедрены конструкции одноколонных скважин с обсадкой полиэтиленовыми трубами различных диаметров и прочности. Использование полимерных материалов при сооружении скважины обеспечило расширение фронта работ за счет вовлечения в отработку глубокозалегающих рудных тел

Совершенствование эрлифтного раствороподъема	Сев. РУ, ЮРУ, РУ-5 (1982-1985)	Внедрены в производство различные типы эрлифтов и систем автоматического регулирования подачи сжатого воздуха в условиях дефицита погружных насосов. Это обеспечило выполнение задач ПВ, снизило расход сжатого воздуха до 20%-30%
Разработка метода заводнения пласта при низком положении уровней подземных вод	ВРУ (1980-1985)	Внедрен метод заводнения пласта в режиме гидроразрыва через специальные закачные скважины. Это позволило повысить уровни растворов на участке ПВ на 40-50м и улучшить условия эксплуатации погружных насосов
Технология безреагентного и миниреагентного способа подземного выщелачивания урана кислородонасыщенными растворами	Сев. РУ, РУ-5 (1983-2006)	Создана и внедрена принципиально новая технология выщелачивания урана, способом ПВ, последовательно сочетающая безреагентное, миниреагентное выщелачивание урана кислородонасыщенными растворами и кислотное ПВ окисленных руд в «мягком» режиме. В результате внедрения расход снижен более чем на 90%, себестоимость добычи на 20%-30%, улучшена экология и т.д.
Разработка способов контроля процесса извлечения Sc и др. редкоземельных элементов (РЗЭ) в процессе подземного выщелачивания	ОНИС-2 ВНИ-ИХТ (1986)	Изучен характер выщелачивания скандия и редкоземельных элементов в процессе подземного выщелачивания при использовании различных выщелачивающих реагентов (серная и азотная кислота, миниреагентный и безреагентный режим)
Разработка методов переработки высококарбонатных руд способом ПВ с использованием гипохлорит натрия в качестве окислителя	ЮРУ (Ёгду), РУ-5 (Сев. Канимех) Сев. РУ (Мейлисай) (2010-2012)	Снижение себестоимости получаемого урана за счет снижения расхода серной кислоты при переработке высококарбонатных руд. Возможность увеличения степени сквозного извлечения урана
<b>Гидрометаллургия урана</b>		
Бесфильтрационная безосадительная кислотнo-сорбционная технология извлечения урана из руд Учкудукского типа с получением товарного продукта	ГМЗ-1 (1964)	Начат промышленный выпуск готовой продукции уранилтрикарбонат аммония (1964г.), закиси- окиси урана (1969г.). В последующие периоды до 1994 года усовершенствована технология извлечения урана из руд различного состава месторождений Учкудук, Сабырсай, Сугралы
Оптимизация процесса выщелачивания и сорбции урана	ГМЗ-1 (1969)	Оптимизация процесса окисления руды с использованием пиролюзита, использование тройной смеси в процессе экстракции позволило увеличить сквозное извлечение урана и снизить себестоимость получаемой продукции
Способ нейтрализации кислых пульп сырым известняком вместо обожженного	ГМЗ-1 (1973)	Снижены затраты на операции нейтрализации стоков за счет ликвидации обжига известняка
Разработка и внедрение способов уменьшение себестоимости получаемого урана	ГМЗ-1 (1985-1989)	Внедрение технологической схемы извлечения урана из забалансовых руд месторождения Учкудук с использованием пульсационной колонны позволило увеличить ресурс урановых руд, снизить время выщелачивания песков и отмывки кристаллов готовой продукции урана от молибдена и фосфора
Технология попутного извлечения рения	ГМЗ-1 (1985)	Обеспечен выпуск перрената аммония, соответствующего ОСТ 48-26-80
Способ окисления урановых руд с применением железомарганцевых конгломератов месторождения Алисай	ГМЗ-1 (1990)	Сэкономлен валютный ресурс комбината за счет использования местного сырья взамен ввозимого пиролюзита
Разработка и внедрение способа получения оксида скандия из промежуточных урансодержащих отходов	Цех №1 ГМЗ (1995)	Получена опытная партия оксида скандия, соответствующая требованиям ОСТ из промежуточных урансодержащих отходов (третья фаза экстракции)

Таблица 2

Инновационные проекты ЦНИЛ в производстве золота

Наименование разработок	Внедрения	Результаты внедрения
<b>Геология, горное дело, рудоподготовка</b>		
Исследование геологических и вещественно-минералогических особенностей руд месторождения Мурунтау	Карьер Мурунтау (1965-1972)	Изучено распределение золота в различных участках месторождения Мурунтау. Составлена карта распределения. Изучена закономерность распределения рудоносных горизонтов в карьере Мурунтау на различных глубинах
Изучение геологических и вещественно-минералогических особенностей руд рудопроявления Зиатдин-Зирабулакского поднятия	ЮРУ (1970-72)	Составлена карта распределения золота. Рекомендованы конкретные участки для промышленного освоения золота
Исследование горно-геологических условий и вещественного состава руд месторождений Кокпатас и Даугызтау	Сев. РУ (1981-1993)	Изучены геологические и вещественно-минералогические особенности различных руд (сульфидные, окисленные, полуокисленные)
Исследование геологического строения, минеральной формы и элементного состава золото-серебряных руд месторождений Кызылкумов	ЦРУ (1981-1990)	Изучены горно-геологические условия, минеральные формы и элементный состав золото-серебряных месторождений: Косманачи, Высоковольное и Окжетпес. Определены запасы золота и серебра
Исследование возможности увеличения эффективности мельницы мокрого самоизмельчения	ГМЗ-2 (1985-1990)	Разработаны и внедрены новые комплекты футеровки рабочей камеры мельницы (ММС 70х23). Предложены варианты увеличения производительности ММС 90х30А
Испытание ступенчатого профиля футеровки цилиндра барабана на шаровых мельницах	ГМЗ-2 (1987-1990)	Внедрение на мельницах МШЦ 36х50, МШЦ 45х60 новой конструкции футеровки грузочной стенки, с учетом оптимального направления вращения барабана позволило увеличить эффективность работы мельниц
Оценка возможности использования МШЦ 55х65 для доизмельчения песков	ГМЗ-2 (1990)	Внедрение новой конструкции футеровки позволило предотвратить около 2 тыс. часов аварийных простоев
Оптимизация работы ЦПТ в карьере Мурунтау	Карьер Мурунтау (1986-1988)	Усовершенствованы системы ЦПТ, сокращены простои, что позволило выйти на проектную производительность ЦПТ
Исследование и выбор наиболее эффективных проектно-технических решений по сокращению расстояния транспортировки горной массы автосамосвалами	Карьер Мурунтау (2007-2011)	Внедрение в 2011 году комплекса ЦПТ-руда с крутонаклонным конвейером в карьере Мурунтау, воплощающий в себя применение новых принципиальных решений на базе опытно-промышленных образцов крутонаклонного конвейера, дробильно-погрузочной установки и отвально-погрузочной машины позволяют транспортировки 16,0 млн. тонн руд в год, с высотой подъема горной массы - 270 метров под углом 35,6°градусов
Перепрофилирование работы на ГМЗ-1	ГМЗ-1 (1995)	Использование мельницы мокрого самоизмельчения типа ММС 70х23 для измельчения золотосодержащей руды на ГМЗ-1 позволило наладить гравитационно-сорбционное концентрирование золота из забалансовой руды месторождение Мурунтау
<b>Рудосортировка и гидрометаллургия</b>		
Гравитационно-сорбционная технология получения золота из руд месторождения Мурунтау	ГМЗ-2 (1969)	Начат промышленный выпуск золота валютной чистоты в виде слитков, соответствующих мировым стандартам
Безреагентный метод обезвреживания цианид-содержащих стоков ГМЗ-2	ГМЗ-2 (1969)	Ликвидированы затраты на остродефицитную, дорогостоящую хлорную известь, которая должна была использоваться по проекту. Разложение происходит под действием кислорода воздуха с интенсивной солнечной радиацией Средней Азии
Метод геотехнологической паспортизации руд Кызылкумской провинции	ГМЗ-1, ГМЗ-2, ГМЗ-3, ГМЗ-4, (1976-2011)	Метод позволил оценить особенности руд и выбрать экономически выгодную технологическую схему переработки на заводах с учетом действующей технологии
Оценка эффективности процесса вывода из цикла измельчения магнитной фракции ГМЗ-2	ГМЗ-2 (1992)	Вывод магнитной фракции из цикла измельчения позволил увеличить производительность мельницы на 30 т/час, то есть увеличить объем переработки руды на 400 тыс. тонн за год
Технологическая схема извлечения золота из забалансовых руд месторождения Мурунтау применительно к ГМЗ-1	ГМЗ-1 (1993)	Реализована на ГМЗ-1 гравитационно-сорбционная схема извлечения золота из забалансовых руд. Для обезвреживания цианидсодержащих стоков используется сульфат железа

Продолжение таблицы 2

Разработка способов крупнопорционной (посамосвальная) сортировки сульфидных руд	Сев. РУ (м-ние Кокпатас, (1998)	Внедрение РКС на месторождении Кокпатас позволило увеличить содержание золота в руде, поставляемой на ГМЗ-3, на 10%
Разработка способа покусковой сортировки золотосодержащих руд месторождений Кокпатас и Даугызтау	Сев. РУ (м-ние Кокпатас, (1999)	В 2002 году введен в эксплуатацию рудосепарационный комплекс на месторождении Кокпатас с производительностью 1 200 тыс. тонн в год по исходной руде
Разработка технологии извлечение золота из пенного продукта ГМЗ-3	ГМЗ-3 (2011)	Технология основана на обжиге пенного продукта с последующим извлечением золота сорбционным цианированием огарка. Увеличение степени сквозного извлечения золота из пенного продукта.
Оптимизация процесса сгущения кека биоокисления	ГМЗ-3 (2011)	Подготовка кека биоокисления к цианированию методом сгущения позволило получить пульпы требуемой плотности к сорбционному цианированию

Инновационные проекты при переработке нерудного сырья

Таблица 3

Наименование разработок	Внедрения	Результаты внедрения
Исследование геологического строения и элементного состава горючих сланцев Сабырсая и Кызылкума	ЮРУ, Сев. РУ (1985)	Составлены карты распределения горючих сланцев Сабырсая и Кызылкума. Определены запасы горючих сланцев в обширных территориях.
Исследование геологических и вещественно-минералогических особенностей марганец-содержащих конгломератов месторождений Ходжа-Ахмет (Алисай)	Сев. РУ (1986-1990)	Исследовано вещественно-минеральный состав конгломератов на уран, железо марганец. Составлена карта распределения конгломератов и определен запас марганецсодержащих конгломератов
Поиск месторождений кварцевых песков Кызылкумов для оценки возможности их использования в качестве формовочных песков	ПО НМЗ (1993)	Проведена паспортизация кварцевых песков месторождения Джерой с целью оценки возможности их использования в качестве формовочного песка на ПО НМЗ для мелкого и среднего стального литья. Содержание SiO <sub>2</sub> в исследованных пробах составляет 96,3- 97,1%
Разработка и внедрение способа посамосвальной сортировки фосфоритовых руд месторождения Джерой-Сардара	КФК ЦРУ (1998)	В 1999 году запущены промышленные рудоконтрольные станции (РКС) на КФК (ЦРУ). Внедрение РКС на автосамосвалах позволило существенно увеличить содержание P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> в концентратах, полученных из бедных фосфоритов
Исследование возможности сортировки железо-марганцевых руд, с использованием метода рентгено-флуоресцентного анализа (РФА)	Сев. РУ (м-ние Алисай) (1995)	Показана возможность обогащения железо-марганцевых руд до содержания в них марганца 27-30% (при исходном содержании 8-10%) с выходом концентрата на уровне 17-18%, при извлечении из него 40-44% металла
Схема утилизации магнитной фракции с получением сульфата железа	Цех №1 ГМЗ-1 (1997)	Реализовано в цехе №1 опытное производство получения сульфата железа и золотосодержащего кека
Технология очистки питьевой воды с использованием сернокислого закисного железа	ГМЗ-1 (1997)	Технология очистки питьевой воды с использованием сернокислого закисного железа, производимого в цехе №1 из магнитной фракции. Позволило сэкономить валютные средства, затрачиваемые на покупку сульфата алюминия
Технологическая схема получения жидкого стекла из песков Джеройского месторождения	ГМЗ-1 (1997)	Освоен промышленный выпуск жидкого стекла для литейного производства ПО НМЗ и других потребителей
Технологическая схема регенерации формовочных песков литейного производства ПО "НМЗ"	ГМЗ-1 (1999)	Регенерированный песок используется в литейном производстве ПО НМЗ. Расход чистых песков снижен на 15-20%
Разработка и внедрение способа дробления разнопрочных горных пород щелевыми зарядами взрывчатых веществ»,	Свободно-экономическая зона, г.Навои (2010)	Проведены опытно-промышленные взрывы взрывного разрушения массива разнопрочных пород с целью проведения коллекторно-дренажной и канализационной закрытой сети для снижения уровня грунтовых вод

Таблица 4

Опытно - методические работы

Наименование разработок	Внедрения	Ожидаемые результаты НИР
Разработка технологии получения фосфорсодержащих удобрений высокой чистоты из бедных фосфоритов Западного Узбекистана	ООО АХЗ (1998)	Технология позволяет получение удобрений высокой чистоты из фосфоритов Кызылкума соответствующих мировым стандартам с одновременным извлечением балластных примесей (уран, фтор, РЗЭ)
Разработка способов ведения взрывных работ в обводненных скважинах на открытых горных работах	КФК ЦРУ (2010)	Перемещения вскрышных горных пород на месторождении фосфоритов Джерой-Сардара скважинными зарядами ВВ на сброс позволяет снизить себестоимость получаемой фосфоритной продукции
Разработка конструкции скважинного заряда взрывчатых веществ с компенсационной забойкой	СевРУ, ЦРУ, ЮРУ (2010)	Повышение эффективности взрывных работ, ликвидации выхода негабарита на сложноструктурных месторождениях при дроблении скальных и полускальных пород
Оценка возможности переработки вторичного сырья	МЗИУ ЮРУ (2006-2010)	Расширение сырьевой базы за счет вовлечения в производство золота отработанных отходов МЗИУ в смеси с рудой месторождение Марджанбулак
Селективная добыча, складирование руд по типам и их переработка по индивидуальным технологиям	СевРУ (2011)	Технология позволит планомерно привлекать в переработку руды сложного состава, с целью достижения стабильных показателей сквозного извлечения золота, увеличить степень сквозного извлечения золота (до 80-85%), тем самым это расширит сырьевую базу комбината в будущем, обеспечит дополнительный выпуск экспортной продукции
Использование подземных минерализованных вод в гидрометаллургии золота в смеси с технической водой	ГМЗ-3 (2011)	Найдены критерийное значение солевого состава вод, требуемого для осуществления технологических операций без ухудшения технологических показателей. Увеличение объема переработки руд и снижение себестоимости получения золота
Разработка и внедрение биооксидной технологии для кучного выщелачивания низкосортных золото-сульфидных руд	МЗИУ, СевРУ (2007)	Увеличение сырьевой базы комбината, снижение себестоимости получаемого золота путем окисления сульфидов с различными ассоциациями аэробных бактерий
Разработка и внедрение высокоэффективных способов сооружения и эксплуатации скважин	СевРУ, ЮРУ, РУ-5 (2010-2012)	Вовлечение в переработку новых площадей месторождений урана. Увеличение минерально-сырьевой базы комбината путем вовлечения в производство урана руд, находящихся на глубине более 600 м
Исследования возможности применения окислителей (гипохлорит натрия, биоокислители) при подземном выщелачивании урана	СевРУ, ЮРУ, РУ-5 (2010-2012)	Снижение себестоимости получаемого урана за счет снижения расхода серной кислоты при переработке высококарбонатных руд гипохлоритом натрия. Возможность доизвлечения урана путем подземного биоокисления для отработки техногенных образований урана методом ПВ
Исследование и разработка оптимальных технологических схем извлечения золота из смешанных углеродисто-сульфидных руд	МЗИУ (2011-2012)	Рассмотрены технико-экономические параметры различных технологий (флотационно-обжигово- сорбционный; гравитационно-обжигово-сорбционный; гравитационно-флотационно-обжигово-сорбционный; гравитационно-биооксидно-сорбционный). Выдан технологический регламент для осуществления приемлемой технологии переработки упорных руд с учетом действующей технологической возможности комбината

Разработаны и внедрены технологии: утилизации магнитной фракции с одновременным получением сульфата железа и золотосодержащего кека; жидкого стекла из кварцевых песков; оксида скандия из промежуточных отходов ГМЗ-1. Разработана и внедрена гравитационно-сорбционная технология извлечения золота из забалансовых руд месторождения Мурунтау на ГМЗ-1, которая позволила переоборудовать завод на производство золота. Разработана и внедрена технологическая схема регенерации формовочных песков литейного производства ПО НМЗ.

Разработан и внедрен (1996-1998 гг.) способ самосвальной сортировки фосфоритовых руд месторождения Джерой-Сардара. Внедрение рудокон-

трольной станции на карьере «Фосфориты» позволило существенно увеличить содержание пятиоксида фосфора в концентратах, полученных из бедных фосфоритов.

Схема сухого обогащения фосфоритной руды с последующим обжигом, разработанная специалистами ЦНИЛ, явилась основой при строительстве и эксплуатации завода для производства фосконцентратов и фосмуки, крайне необходимых для обеспечения потребностей заводов химической промышленности Республики Узбекистан, с целью получения фосфорных удобрений. В декабре 2006 года завершено строительство установки промывки, что позволило значительно улучшить качество получаемых фосконцентратов. Разработана технология и рекомендована

к внедрению для получения фосфорных удобрений высокой чистоты, соответствующих мировым стандартам (табл. 3).

Разработка и внедрение технологии бикарбонатного выщелачивания урана способом ПВ на 44-х скважинах месторождения Канмех позволила существенно снизить себестоимость получения урана из руд с высоким содержанием карбонатов.

В период 2002 – 2012 гг. выполнялись работы по увеличению объемов переработки золота - и урансодержащих руд в комбинате за счет включения в состав комбината Марджанбулакского золотоизвлекательного участка, внедрения биооксидной технологии на ГМЗ-3 для переработки сульфидных руд, освоения сложных урансодержащих руд методом гипохлоридного и биохимического окисления в процессе ПВ.

В результате комплекса исследований, направленных на устранение факторов, отрицательно влияющих на работу циклично-поточной технологии (ЦПТ), применительно к карьере Мурунтау, были найдены технологические решения, из которых наиболее эффективным является применение крутонаклонных конвейеров. Внедренный комплекс ЦПТ-руда в карьере Мурунтау воплощает в себе применение новых принципиальных решений на базе опытно-промышленных образцов крутонаклонного конвейера, дробильно-погрузочной установки и отвально-погрузочной машины для транспортировки 16,0 млн. тонн руд в год, с высотой подъема горной массы - 270 метров под углом 35,6°.

Модульный дробильно-перегрузочный комплекс производительностью 2000 м<sup>3</sup>/h, созданный и смонтированный в карьере Мурунтау в комплекте с крутонаклонным перегружателем, обеспечивает дробление и подъем горной массы на высоту 30 м.

Проводились научно-исследовательские работы: по отработке флотационно-биооксидно-сорбционной технологии извлечения золота из руды месторождений Кокпатас, Даугызтау на ГМЗ-3; по обжигу кека биоокисления и пенного продукта; по оценке возможности селективной добычи и переработке сложных углеродисто-сульфидных руд месторождения Даугызтау; по оценке возможности использования подземных минерализованных вод в технологическом процессе ГМЗ-3; по переработке сложных по составу углеродисто-сульфидных руд месторождения Марджанбулак; по кучному выщелачиванию забалансовых золотосодержащих сульфидных руд месторождений Марджанбулак и Кокпатас с использованием бактериальных растворов; по оценке возможности переработки отходов МЗИУ; по гипохлоридному окислению высококарбонатных урансодержащих руд; по биоокислению урана на отработанных участках ПВ (табл. 4). Выданы конкретные рекомендации к внедрению.

Данные по систематической геотехнологической паспортизации руд различных месторождений комби-

ната, неидентичных по составу и свойству, позволили выбирать оптимальные технологические режимы переработки золотосодержащих руд. Сотрудники ЦНИЛ приняли активное участие при запуске ГМЗ-4.

Систематически проводилось определение физических и сорбционных свойств ионитов, флокулянтов, экстрагентов различных поставщиков с целью определения пригодности их использования в технологических процессах получения золота, урана и др. элементов. Испытаны иониты из стран: Англия, Германия, Индия, Китай, Россия. Проверено с 1990 г. по 2011 г. более 250 партий смол и реагентов. Информация, выдаваемая ЦНИЛ, позволяла выбирать качественные ионообменные смолы для технологического процесса.

**Аналитическое обеспечение производств.** Непосредственно под руководством специалистов ЦНИЛ были созданы базовые лаборатории при заводах и рудоуправлениях: Северное РУ (1963 г.), ГМЗ-2 (1969 г.), Южное РУ (1972 г.), ГМЗ-1 (1993 г.), ГМЗ-3 (1994 г.), ГМЗ-4 (2010 г.), которые способствовали оперативно контролировать технологический процесс извлечения урана и золота в подразделениях комбината.

Для решения аналитических задач, связанных с анализом руд, технологических проб, товарной продукции, в основном используются инструментальные (атомно-эмиссионный, атомно-абсорбционный анализ, в том числе с ионносвязанной плазмой, радиометрический, рентгеноструктурный, рентгеноспектральный, гамма- и альфа-спектрометрический, рентгенофлуоресцентный), химические (пробирный анализ, весовые и титриметрические методы), физико-химические (кулометрия, колориметрия, фотометрия, люминесцентный анализ) методы. Для снижения порога определения элементов используются вышеперечисленные методы в сочетании с различными методами очистки и концентрирования: осаждение, экстракция, сорбция, дистилляция.

Аналитическая лаборатория аккредитована на аналитическую компетентность анализа руд и технологических продуктов в агентстве «Узстандарт»; проводится систематический анализ выпускаемой готовой продукции (золото, серебро, палладий, уран, рений, скандий, сульфат аммония и др.) по требованиям ОСТа, ГОСТа и ТУ. В течение последних 10 лет ЦНИЛ разработано, актуализировано и аттестовано более 100 методик элементного анализа природных, технологических и экологических образцов. Практически все эти методики внедрены в производство. Разработка и аттестация в агентстве «Узстандарт» стандартного образца урана на базе товарной продукции урана позволила экономить валютные средства комбината, необходимые для закупки стандартного образца.

Разработка ядерно-физических методик анализа технологических продуктов и оперативный контроль процесса извлечения урана и сопутствующих метал-

лов позволили проведению систематического анализа на ГМЗ-1 (1983-1993 гг.) содержания более 10-ти элементов в технологических продуктах, оптимизации работы аппаратов (пачуки, пульсационные колонны, экстракторы), увеличена оперативность контроля процесса флотации, обеспечен оперативный контроль процесса сорбции урана.

*Контроль технологического процесса:* оперативный (экспресс- определение концентрации извлекаемых и мешающих технологическому процессу элементов в исходной руде, технологических продуктах путем отбора проб и в непрерывном режиме) и информативный контроль технологического процесса получения золота и урана; ежемесячный технологический баланс заводов и фабрик, генеральное опробование технологических процессов золотоизвлекательных заводов.

*Экология:* систематически проводится анализ концентрации вредных химических компонентов в воздухе, воде, почве, растениях; определение и расчет величин выбросов вредных компонентов в окружающую среду, в том числе контроль сбрасываемых промышленных стоков в городскую канализационную сеть, а также контроль промышленных выбросов в атмосферу; анализ концентраций регламентируемых элементов в питьевой, технической, сбросной и сточной водах; прогнозирование техногенного влияния хвостохранилищ промышленных предприятий на окружающую среду; осуществление процесса рекультивации отработанных участков подземного выщелачивания урана.

Лаборатория охраны окружающей среды и радиационно-дозиметрического контроля аккредитована на техническую компетентность выполнения измерений в объектах окружающей среды (почва, вода, воздух, условия труда) в агентстве «Узстандарт» на 50 ингредиентов.

Проводится систематический анализ условий труда на рабочих местах промышленных предприятий и контроль радиационно-экологической обстановки в населенных пунктах в зонах деятельности комбината.

*В шестом десятилетии* коллективу ЦНИЛ предстоит большая работа по расширению сырьевой базы комбината; по переработке сложных по составу упорных углеродисто-сульфидных руд; по переработке бедных золото-сульфидных руд методом кучного бактериального выщелачивания; по переработке золото-серебряных руд месторождений Касманачи, Высоковольное, Окжетпес и отходов гидрометаллургических заводов; по разработке и внедрению способов комплексного использования черносланцевых урансодержащих руд; по разработке и внедрению технологии переработки урановых руд, находящихся на глубине более 600 м, и много других актуальных задач.

Для этого в начале текущего года в состав ЦНИЛ была включена опытно-методическая технологическая лаборатория комбината (бывшая опытно-методическая геотехнологическая партия ВНИИХТ), имеющая хорошую оснащенность и опыт работы в области обогащения и рудосортировки.

УДК 539.3

© Носирова Ш.Н. 2012 г.

## РАСПРОСТРАНЕНИЕ ГАРМОНИЧЕСКИХ ВОЛН В ЦИЛИНДРИЧЕСКОЙ ПАНЕЛИ С УЧЕТОМ ВЯЗКОУПРУГИХ СВОЙСТВ МАТЕРИАЛА

Носирова Ш.Н., доцент кафедры «Автоматизация и управление технологических процессов и производств» НГГИ, канд. техн. наук

Рассматривается деформированная бесконечная цилиндрическая оболочка толщиной  $h$ , плотности  $\rho$ , с модулем Юнга  $E$ , коэффициентом Пуассона  $\nu$  и вязкоупругие свойства материала. В криволинейной ортогональной системе координат  $(\alpha_1; \alpha_2; z)$  при  $z = 0$  оболочка занимает область:

$$-\infty < \alpha_1 < +\infty; 0 < \alpha_2 < l;$$

$$-\frac{h}{2} < z < \frac{h}{2}.$$

Кривизна срединной поверхности  $z=0$  равна  $k_1 = 0; k_2 = \frac{1}{R}$  соответственно координатам  $\alpha_1$  и  $\alpha_2$ . В

рамках гипотез Кирхгофа – Лява закон изменения компонент вектора перемещений  $u_1^{(z)}, u_2^{(z)}, w^{(z)}$  оболочки определяется следующими соотношениями [1, 2]:

$$u_1^{(z)} = u - \theta_1 z; u_2^{(z)} = v - \theta_2 z; u_3^{(z)} = w, \quad (1)$$

где  $u, v, w$  – компоненты вектора перемещений срединной поверхности;

$\theta_1, \theta_2$  - углы поворота нормали относительно осей  $\alpha_1$  и  $\alpha_2$ .

Для вывода уравнений оболочки, использовался принцип возможных перемещений:

$$\delta \Pi = \delta T, \quad (2)$$

где  $\delta\Pi$  – вариация потенциальной энергии оболочки;  
 $\delta T$  – виртуальная работа массовых сил инерции оболочки.

В работе [1] с учетом соотношений (1) дан вывод следующего выражения, исходя из линейной теории упругости:

$$\delta\Pi = \int_F \left[ \chi_1 \delta\varepsilon_1 + T_2 \delta\varepsilon_2 + S \delta\varepsilon_{12} + M_1 \delta\chi + M_2 \delta\chi_2 + 2N \delta\tau \right] d\alpha_1 d\alpha_2, \quad (3)$$

где  $T_1, T_2, S, M_1, M_2, N$  – усилия и моменты;

$\varepsilon_1, \varepsilon_2, \varepsilon_{12}, \chi_1, \chi_2, \tau$  – компоненты деформации срединной поверхности F.

В выражении (3) отброшены члены, имеющие порядок  $h/R$ . Согласно [1] компоненты тангенциальной изгибной деформации срединной поверхности выражаются через ее перемещение и углы поворота нормали следующим образом:

$$\begin{aligned} \varepsilon_1 &= \frac{\partial u}{\partial \alpha_1}; \varepsilon_2 = \frac{\partial v}{\partial \alpha_2} + k_2 w; \varepsilon_{12} = \frac{\partial v}{\partial \alpha_1} + \frac{\partial u}{\partial \alpha_2}; \\ x_1 &= \frac{\partial \theta_1}{\partial \alpha_1}; \quad x_2 = \frac{\partial \theta_2}{\partial \alpha_2}; \quad \tau = \frac{\partial \theta_2}{\partial \alpha_1}; \\ \theta_1 &= -\frac{\partial w}{\partial \alpha_1}; \quad \theta_2 = -\frac{\partial w}{\partial \alpha_2} + k_2 v. \end{aligned} \quad (4)$$

В свою очередь, усилия и моменты связаны с компонентами деформации определяющимися соотношениями, вытекающими из обобщенного закона Гука:

$$\begin{aligned} T_1 &= \tilde{c} (\varepsilon_1 + \nu \varepsilon_2) M_1 = \tilde{D} (x_1 - \nu x_2) \\ S &= \tilde{A} \varepsilon_{12}; N = \tilde{B} \tau, \end{aligned} \quad (5)$$

$$\begin{aligned} \tilde{c} &= \frac{\tilde{E}h}{1-\nu^2}; \quad \tilde{D} = \frac{\tilde{E}h^3}{12(1-\nu^2)}; \\ \tilde{A} &= \frac{\tilde{E}h}{2(1+\nu)}; \quad \tilde{B} = \frac{\tilde{E}h^3}{12(1+\nu)}. \end{aligned}$$

$E$  – операторный модуль упругости, который имеет вид:

$$\tilde{E} \varphi(t) = E_{01} \left[ \varphi(t) - \int_{-\infty}^t R_E(t-\tau) \varphi(\tau) d\tau \right],$$

где  $\varphi(t)$  – произвольная функция времени;

$R_E(t-\tau)$  – ядро релаксации;

$E_{01}$  – мгновенный модуль упругости;

$\nu$  – коэффициент Пуассона.

Если пренебречь инерцией поворота нормали, то виртуальную работу силы инерции оболочки можно представить в виде:

$$\delta T = - \int_F \rho h (\ddot{u} \delta u + \ddot{v} \delta v + \ddot{w} \delta w) d\alpha_1 d\alpha_2. \quad (6)$$

После подстановки выражения (3) и (6) в (2) и стандарта процедуры интегрирования по частям с учетом соотношений (4) получаем уравнения движения в виде:

$$\begin{aligned} \frac{\partial T_1}{\partial \alpha_1} + \frac{\partial S}{\partial \alpha_2} &= -\rho h \frac{\partial^2 u}{\partial t^2}; \\ \frac{\partial T_2}{\partial \alpha_2} + \frac{\partial S}{\partial \alpha_1} + k_2 Q_2 &= -\rho h \frac{\partial^2 v}{\partial t^2}; \\ \frac{\partial Q_1}{\partial \alpha_1} + \frac{\partial Q_2}{\partial \alpha_2} - k_2 T_2 &= -\rho h \frac{\partial^2 w}{\partial t^2}. \end{aligned} \quad (7)$$

$$Q_1 = \frac{\partial M_1}{\partial \alpha_1} \quad Q_2 = \frac{\partial M_2}{\partial \alpha_2} + 2 \frac{\partial N}{\partial \alpha_1}. \quad (8)$$

Альтернативные краевые условия свободного края, или жесткой заделки, при  $\alpha_2 = 0, l$  имеют вид:

- свободный край:  $M_2=0; S=0; T_2=0; Q_2=0;$  (9)

- жесткая заделка:  $u=0, v=0, w=0, q_2=0.$  (10)

Используя соотношения (4), (5), (7), (8), полную систему уравнений движения можно представить в виде восьми дифференциальных уравнений, размещенных относительно первых производных по  $\alpha_2$ :

$$\begin{aligned} \tilde{A} \frac{\partial u}{\partial \alpha_2} &= S - \tilde{A} \frac{\partial v}{\partial \alpha_1}; \\ \tilde{c} \frac{\partial v}{\partial \alpha_2} &= T_2 - \tilde{c} v \frac{\partial u}{\partial \alpha_1} - \tilde{c} k_2 w; \\ \frac{\partial \theta_2}{\partial \alpha_2} &= M_2 + \tilde{D} \frac{\partial^2 w}{\partial \alpha_1^2}; \quad \frac{\partial w}{\partial \alpha_2} = -\theta_2 + k_2 v; \\ \frac{\partial S}{\partial \alpha_2} &= \rho h \frac{\partial^2 u}{\partial t^2} - \tilde{c} \frac{\partial^2 u}{\partial \alpha_1^2} - \nu \frac{\partial T_2}{\partial \alpha_1}; \\ \frac{\partial T_2}{\partial \alpha_2} &= \rho h \frac{\partial^2 v}{\partial t^2} - \frac{\partial S}{\partial \alpha_1} - k_2 Q_2; \\ \frac{\partial Q_2}{\partial \alpha_2} &= \rho h \frac{\partial^2 w}{\partial t^2} + \tilde{D} \frac{\partial^4 w}{\partial \alpha_1^4} - \nu \frac{\partial^2 M_2}{\partial \alpha_1^2} + k_2 T_2; \\ \frac{\partial M_2}{\partial \alpha_2} &= Q_2 - 2\tilde{B} \frac{\partial^2 \theta_2}{\partial \alpha_1^2}. \end{aligned} \quad (11)$$

В случае бегущих вдоль  $\alpha_1$  гармонических волн решения краевой задачи для системы (11) с краевыми условиями типа (9), (10) допускают разделение переменных:

$$\begin{aligned} u &= z_1 \sin(k\alpha_1 - \omega t) \\ v &= z_2 \cos(k\alpha_1 - \omega t) \\ w &= z_3 \cos(k\alpha_1 - \omega t) \\ \theta_2 &= z_4 \cos(k\alpha_1 - \omega t) \\ S &= z_5 \sin(k\alpha_1 - \omega t) \\ T_2 &= z_6 \cos(k\alpha_1 - \omega t) \\ \theta_2 &= z_7 \cos(k\alpha_1 - \omega t) \\ M_2 &= z_8 \cos(k\alpha_1 - \omega t) \end{aligned} \quad (12)$$

где  $\omega = \omega_R + i\omega_I$  – комплексная собственная частота;  
 $k$  – волновое число, действительная величина;  
 $\omega_R$  – действительная часть комплексной частоты;  
 $\rho$  – плотность;

$z_i(\alpha_2)(i=1,8)$  – функции формы колебаний.

Для выяснения их физического смысла рассматриваем случаи:

1)  $k=\alpha_R$ ;  $C=C_R+iC_1$  – тогда решение (9) имеет вид синусоиды по  $z$ , амплитуда которой затухает по времени;

2)  $k=\alpha_R+i\alpha_1$ ;  $C=C_R$  – тогда в каждой точке  $z$  колебания установившиеся, по  $\alpha_1$  затухают.

Далее предполагается, что оба края оболочки  $\alpha=0$  и  $\alpha_l=l$  - свободны. После подстановки соотношений (12) в уравнения (11), учитывая и краевые условия (9), имеем спектральную краевую задачу по параметру  $\omega$  для системы восьми обыкновенных дифференциальных уравнений относительно комплексной функции формы:

$$\begin{aligned} z_1' &= z_5/\bar{A} + kz_2 & z_2' &= z_6/\bar{C} + vkz_1 - k_2z_3; \\ z_3' &= -z_4 + k_2z_2; \\ z_4' &= z_8/\bar{D} + vk^2z_3; \\ z_5' &= h(\bar{E}k^2 - \rho\omega^2)z_1 + v\eta^2z_6; \\ z_6' &= -h\rho\omega^2z_2 - kz_5 - k_2z_7; \\ z_7' &= -h\rho\omega^2z_3 + \bar{E}/12h^3k^4z_3 + vk^2z_8 + k_2z_6; \\ z_8' &= z_7 + \bar{G}/3h^3k^2z_4; \\ z_5 &= z_6 = z_7 = z_8 = 0; \\ \alpha_2 &= 0, l; \end{aligned} \tag{13}$$

где  $E$  выражаются через операторные модули упругости:

$$\bar{E} = E \left[ -\Gamma_E^C(\omega_R) - i\Gamma_E^S(\omega_R) \right] \phi.$$

Здесь:

$$\Gamma_E^C(\omega_R) = \int_x^\infty R(\tau) \cos \omega_R \tau d\tau,$$

$$\Gamma_E^S(\omega_R) = \int_0^\infty R_\lambda(\tau) \sin \omega_R \tau d\tau,$$

соответственно, косинус и синус образы Фурье ядра релаксации материала. В качестве примера вязкоупругого материала примем трехпараметрическое ядро релаксации  $R(t)=Ae^{-\beta t}/t^{1-\alpha}$ , обладающее слабой сингулярностью[2]. При анализе дисперсии гармонических волн параметр  $k$  считается заданным.

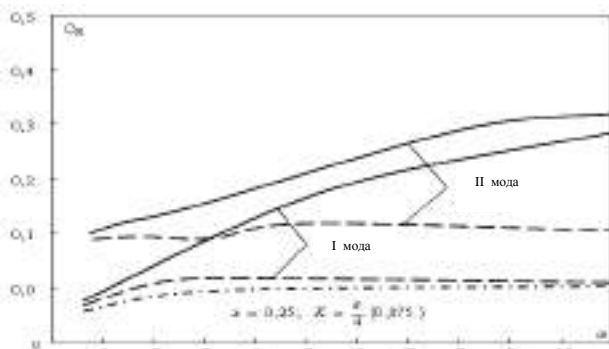


Рис. 1. Зависимость реальной части скорости ( $C_R$ ) распространения волны от волнового числа

На основе решения краевой задачи (13) методом ортогональной прогонки был выполнен численный анализ дисперсии этих волн.

На рис. 1. показаны зависимости реальной части комплексной фазовых скоростей первых двух мод от волнового числа для различных волноводов. Во всех вариантах расчета приняты следующие безразмерные параметры оболочки:

$$E=1, \rho=1, v=0,25, G=1, \eta=0,1.$$

Толщина  $h$  изменяется по линейному закону:

$$h(a_2)=h_1+(h_2-h_1)a_2. \tag{14}$$

Сплошные линии на рисунках соответствуют вариантам панели постоянной толщины ( $h_1= h_2=0.1$ ), пунктирные линии характеризуют панель с клиновидным сечением. В последнем случае  $h_2=0.1$  а толщина  $h_1$  варьировалась в пределах от 0.001 до 0.0001. При этом в рассмотренном диапазоне волновых чисел от 0 до 40 с уменьшением  $h_1$  наблюдалась численная сходимость к предельному решению. Эти решения показаны на графиках. Параметры кривизны  $k_2$  постоянен и принимает пять значений от 0 до  $2\pi$ . Штрихпунктирные линии на рис. 1 соответствуют рассмотренному случаю пластин Кирхгофа –Лява при  $k_2=0$ .

Из рис. 1 видно качественное отличие в поведении дисперсионных кривых первой моды, соответствующих оболочке и пластинке. Если во втором случае кривая фазовой скорости монотонна, то в первом случае наблюдается характерный максимум в средне-волновом диапазоне, который объясняется повышенной изгибной жесткостью оболочки по сравнению с пластинкой. Скорость второй моды в отличие от случая панели постоянной толщины в целом также возрастает с ростом кривизны. Поэтому пересечение мод в рассмотренном диапазоне изменения  $k_2$  не наблюдается.

При этом, как и следовало ожидать, чем больше кривизна  $k_2$ , тем медленнее осуществляется переход на участок без дисперсионного движения ( $c=const$ ) с ростом волнового числа. Что касается самой локализации, то она увеличивается с увеличением кривизны (при достаточно больших  $k$  например, при  $k=10$ ). Причем такая «повышенная» локализация в цилиндрической панели характерна для обеих мод (реальные части комплексной скорости).

Также исследованы формы колебаний прогиба  $w$  при различных значениях волнового числа. В длинноволновом диапазоне первая мода описывает изгибные колебания балочного типа, вторая мода соответствует крутильным колебаниям. При малых  $k$  скорость первой моды стремится к нулю, скорость второй моды всегда конечна.

В случае панели постоянной толщины интересно проследить влияние поперечной кривизны панели на скорость  $C_R$  распространения волны. С ростом параметра  $k_2$  наблюдается тенденция увеличения скорости  $C_R$  изгибной моды и уменьшения скорости крутильной моды. Скорости  $C_R$  коэффициента затухания

изгибной моды уменьшение и увеличенные скорости завершения.

Аналогичная зависимость от кривизны отмечалась в работе, крутящей моду в зависимости от  $k_2$ . Наблюдается при анализе собственных частот изгибных и крутильных колебаний плоского криволинейного упругого стержня. В данном варианте расчета этот эффект приводит к тому, что начиная с некоторого значения  $k_2$  дисперсионные кривые первых двух мод реальные и мнимые части соответственно дважды пересекаются между собой. При дальнейшем увеличении  $k_2$  первая точка пересечения сдвигается в область малых волновых чисел, а вторая - в коротковолновую область, а затем в область средних частот.

С увеличением  $k_2$  увеличивается также число узловых точек формы  $w$ . У первой моды их становится две, у второй - три. По сравнению с криволинейными стержнями этот факт также согласуется с результатами работы [3].

#### Выводы:

1. С ростом кривизны цилиндрической панели постоянной толщины увеличиваются реальные части комплексной ( $C_R = \text{Re}(C)$ ), скорость распространения первой изгибной моды и уменьшается скорость распространения второй крутильной моды так, что, начиная с некоторого значения параметра кривизны, моды дважды пересекаются между собой. С увеличением кривизны увеличивается также число узловых точек формы колебаний прогиба.

2. В случае клиновидной цилиндрической панели для каждой моды существуют предельные скорости распространения при увеличении волнового числа, совпадающие по величине с соответствующими скоростями нормальных волн в клиновидной пластине нулевой кривизны. В коротковолновом диапазоне локализация движения существует и увеличивается с ростом кривизны панели. Число узловых точек формы колебаний прогиба зависит не только от кривизны, но и от волнового числа.

УДК 621.929

© Тошов Б.Р., Эшбоева З.Н., Нахангов Х.Н., Баратов Б.Н. 2012 г.

## КИНЕМАТИКА ПРИВОДА ЛОПАСТЕЙ СМЕСИТЕЛЯ ЖИДКОСТЕЙ

Тошов Б.Р., зав. кафедры «Горная электромеханика» НГГИ; Эшбоева З.Н., ассистент кафедры «Горная электромеханика» НГГИ; Нахангов Х.Н., ст. преподаватель кафедры «Горная электромеханика» НГГИ; Баратов Б.Н., ассистент кафедры «Горная электромеханика» НГГИ

Нами были предложены три способа ускорения процесса перемешивания жидкостей [1]. В первом способе предложен смеситель с лопастями, привод которого представляет ремennую передачу с эксцентричным натяжным роликом. Рассмотрим кинематику ремennой передачи с эксцентричным натяжным роликом для случая, когда диаметры ведущего и ведомого шкивов равны. Натяжной ролик, выполненный в виде эксцентрика, геометрически представляет собой окружность, центр которой не совпадает с началом координат. Эксцентричный натяжной ролик циклически изменяет натяжение ветвей ремня, угол обхвата в результате изменится относительно скольжения, которое, в свою очередь, обуславливает вращение шкивов с переменной угловой скоростью. Известно, что передаточное отношение ремennой передачи равно:

$$i = \frac{D_2}{D_1(1-\varepsilon)} \quad (1)$$

где  $D_1$  и  $D_2$  диаметры ведущего и ведомого шкивов;

$\varepsilon$  - Относительное скольжение ремня.

Используя известные выражения:

$$\varepsilon = \frac{(S_1 - S_2)}{EF} \quad \text{и} \quad S_1 - S_2 = S_0 (e^{\mu\beta} - 1)$$

где  $S_1$  и  $S_2$  натяжение ведущей и ведомой ветвей;

$E$  - модуль упругости ремня;

$F$  - площадь поперечного сечения ремня;

$S_0$  - начальное натяжение ремня;

$e$  - основание натуральных логарифмов;

$\mu$  - коэффициент трения ремня;

$\beta$  - угол обхвата ремня, равной дуге скольжения, получим:

$$\varepsilon = \frac{S_0 (e^{\mu\beta} - 1)}{EF} \quad (2)$$

В полярных координатах уравнение окружности имеет вид:

$$\rho^2 - 2\rho \cos(\varphi_p - \varphi_{p0}) + a^2 = r^2,$$

где  $\rho$  - полярный радиус;

$a$  - смещение начала координат от центра окружности (эксцентриситет);

$r$  - радиус окружности;

$\varphi_p$  - полярный угол;

$\varphi_{p0}$  - начальное значение полярного угла, показывающее положение центра относительно начала координат.

Решение этого уравнения дает значение радиуса - вектора при  $\varphi_{p0}=0$ :

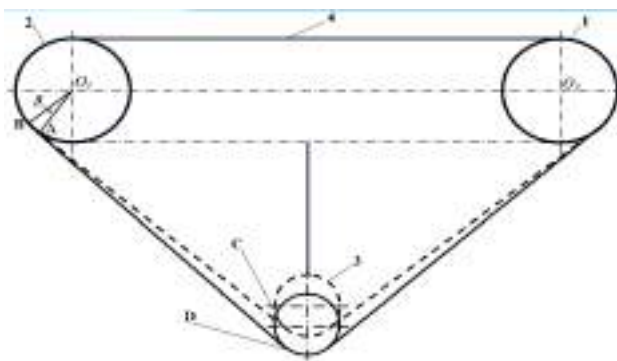


Рис. 1. Кинематика ременной передачи лопастей смесителя жидкостей

$$\rho = a \cos \varphi_p + \sqrt{r^2 - a^2 \sin^2 \varphi_p}. \quad (3)$$

Уравнение (3) определяет расстояние между осью вращения эксцентричного натяжного ролика и центром угла обхвата ремнем ролика. Поскольку это расстояние переменное, то начальное натяжение также не постоянно. Поэтому вместо обозначения  $S_0$  введем  $S$ , которое является функцией от радиуса вектора, т.е.  $S=f(P)$ . Экспериментально установлено, линейная зависимость натяжения ремня от радиуса- вектора ролика, следовательно:

$$S = S_y + (\rho - r) S_k, \quad (4)$$

где  $S_k$  - коэффициент натяжения ремня;

$S_y$  - установление натяжения ремня.

Наличие в ременной передаче эксцентричного натяжного ролика, а также его места установки влияет не только на натяжение ремня, но и на углы обхвата ремня. Рассмотрим ременную передачу лопастей смесителя жидкостей с одинаковыми ведущими и ведомому шкивами и с эксцентричным натяжным роликом, расположенном во внутренней части охватывающих шкивов ремней (рис. 1).

Из - за незначительности величины дуги АВ счи-

таем её прямой линией, продолжаем линии DA. Тогда равенство углов  $\angle OAB$  и  $\angle ВДС$  можем написать:

$$\beta' = \arctg \frac{DC}{BD}.$$

Сторону ВД считаем приблизительно равным гипотенузе прямоугольного треугольника AND, тогда:

$$BD = \sqrt{l^2 + (b+r-a-R_1)^2},$$

Сторона DC равна:

$$DC = \rho - (r-a) \text{ или } DC = \rho + a - r.$$

Тогда:

$$\beta' = \arctg \frac{\rho + a - r}{\sqrt{l^2 + (b+r-a-R_1)^2}}. \quad (5)$$

В рассматриваемом случае уточненное значение угла обхвата будет равным  $\beta - \beta'$ . А в случае, когда натяжной ролик находится вне охватывающего ремня угол обхвата будет равным  $\beta + \beta'$ . Полярный угол  $\varphi_p$  выражен через угол поворота ведущего шкива  $\varphi_1$ :

$$\varphi_p = \arctg \frac{r \sin \frac{R_1}{2} \varphi_1}{a + r \cos \frac{R_1}{2} \varphi_1}. \quad (6)$$

Определим угловую скорость ведомого шкива по формуле:

$$\varphi_2' = \varphi_1' / u_{12},$$

$$u_{12} = \frac{EF}{\{EF - [S_y + (\rho - r) S_k] (e^{\mu(\beta - \beta')} - 1)\}}$$

где  $\beta'$  - определяется по формуле (5);

$\rho$  - определяется по формуле (3);

$\varphi_p$  - определяется по формуле (6).

Таким образом, определены и показаны параметры способа процесса перемешивания жидкостей за счет кинематики ременной передачи с эксцентричным натяжным роликом.

## ВЛИЯНИЕ ГЕОМЕТРИИ ИНСТРУМЕНТА, УГЛОВ ЕГО УСТАНОВКИ НА ПЛОЩАДЬ СЕЧЕНИЯ СТРУЖКИ И ЕЕ ОБЪЕМ

Кушназаров И.К., заведующий кафедры «Технология машиностроения» НГГИ, канд. техн. наук

Рассмотрим работу многолезвийного ротационного инструмента на примере обработки поверхности тела вращения. Пусть установка инструмента будет осуществлена по обратной схеме. Работать многолезвийный инструмент в принципе может как по первой, так и по второй геометрической схеме. Но в последнем случае конструкция инструмента настолько усложняется, что

практически осуществить заточку такого представляется проблематичным. Например, резец конструкции В.И. Ходырева [1]. Основная масса известных многолезвийных ротационных инструментов работает по первой геометрической схеме именно из-за того, что в этом случае конструкция инструмента значительно упрощается. Наиболее простой конструкцией много-

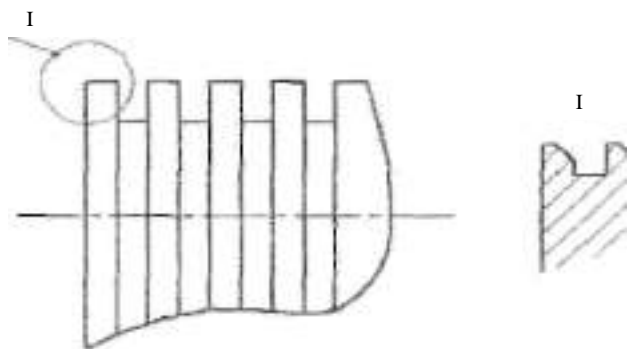


Рис. 1. Наиболее простая конструкция МРИ

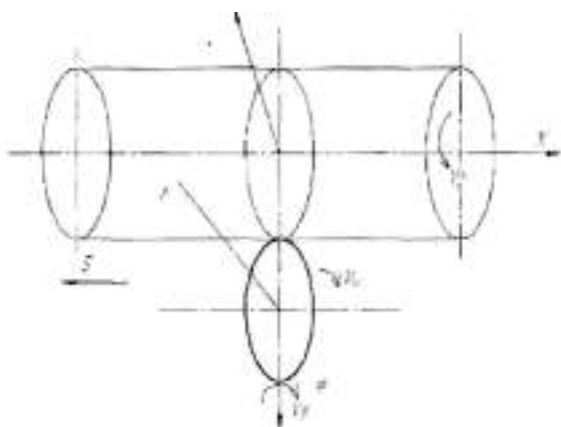


Рис. 2. Схема установки инструмента относительно заготовки

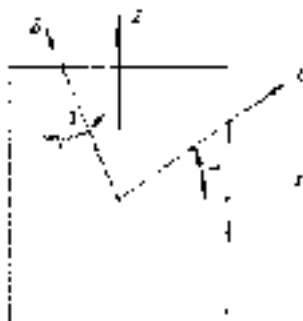


Рис. 3. Расположение осей координат и угла поворота в системе Z<sub>1</sub>-X<sub>1</sub> инструмента

лезвийного ротационного инструмента является цилиндр с кольцевыми канавками [2], выполненными как это показано на рис. 1.

Пусть угол наклона  $\varphi$  оси такого инструмента (установленного как это было сказано ранее по первой геометрической, обратной схеме) не превышает  $45^\circ$ .

Рассмотрим работу первого лезвия (рис. 2). Для наглядности представлена пространственная схема.

Вдоль оси заготовки направлена ось X, оси Z и Y

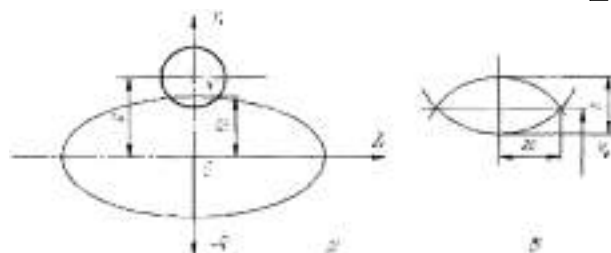


Рис. 4. Определение начальных координат

перпендикулярны X, как это показано на рисунке, поворот на угол  $\varphi$  осуществляется вокруг оси Y относительно оси Z (рис. 3.) на угол  $\alpha$ .

Здесь оси X<sub>1</sub> и Z<sub>1</sub> проведены в системе координат, принадлежащей инструменту. В этой системе, проведенной через центр заготовки, но расположенной в плоскости (левого торца цилиндра) первого режущего лезвия, заготовка в сечении из окружности обратится в эллипс с полуосями (рис. 4.) R и R/cos $\alpha$ .

Тогда межосевое расстояние инструмента и заготовки  $a = R + r - h$ , где h - глубина резания для первого лезвия. Срезаемый слой первым лезвием будет ограничен частью активной дуги инструмента и дугой эллипса заготовки, которые, в свою очередь, описываются уравнениями окружности (инструмент) и эллипса (заготовка). Следовательно, точка их пересечений с координатами Y<sub>0</sub> и Z<sub>0</sub> может быть определена из системы квадратных уравнений:

$$\begin{aligned} z_1^2 + (y_1 - a)^2 &= r^2, \\ z_1^2 \cos^2 \alpha + y_1^2 &= R^2, \end{aligned}$$

где r - радиус инструмента;

R - радиус заготовки.

Решая эту систему, можно определить координаты начальной точки Y<sub>0</sub> и Z<sub>0</sub>.

Для этого разделим обе части на  $\cos^2 \alpha$  получим после разделения переменных:

$$\begin{aligned} y_1^2 - (y_1 - a)^2 \cos^2 \alpha &= R^2 + r^2 \cos^2 \alpha; \\ y_1^2 - y_1^2 \cos^2 \alpha + 2ya \cos^2 \alpha - a^2 \cos^2 \alpha - R^2 + r^2 \cos^2 \alpha &= 0; \\ y_1^2 \sin^2 \alpha + 2a y_1 \cos^2 \alpha + (r^2 \cos^2 \alpha - a^2 \cos^2 \alpha - R^2) &= 0; \\ D = 4 a^2 \cos^2 \alpha - 4 \sin^2 \alpha (r^2 \cos^2 \alpha - a^2 \cos^2 \alpha - R^2) &= 4 a^2 \cos^2 \alpha - 4 \sin^2 \alpha r^2 \cos^2 \alpha - 4 \sin^2 \alpha r^2 \cos^2 \alpha + 4 a^2 \cos^2 \alpha \sin^2 \alpha + 4 R^2 \sin^2 \alpha = 4, \end{aligned}$$

или:

$$\begin{aligned} y_0 &= [-2a \cos^2 \alpha + 2(a^2 \cos^2 \alpha + R^2 \sin^2 \alpha - r^2 \sin^2 \alpha \cos^2 \alpha)^{1/2}] / 2 \sin^2 \alpha; \\ y_0 &= (a^2 \cos^2 \alpha + R^2 \sin^2 \alpha - r^2 \sin^2 \alpha \cos^2 \alpha)^{1/2} - a \cos^2 \alpha / \sin^2 \alpha. \end{aligned}$$

Тогда:

$$z_0 = [r^2 - (y_0 - a)^2]^{1/2}.$$

Таким образом, МРИ реализуется обкатыванием вращающегося цилиндрического диска, имеющего на образующей кольцевые (или винтовые) канавки по обрабатываемой поверхности (рис. 1). Свободное вращение диска обеспечивается за счет закрепления его на оси с подшипниковыми опорами.

#### Список литературы:

1. Ходырев В. И., Пашкевич М. Ф., Добровольский Н. Д. Многолезвийный ротационный строгальный резец. // Инф. листок Бел НИИТИ №238 Сер. 10-08, Минск, 1974
2. Пат №837 Р. Уз «Самовращающийся многолезвийный резец» Кушназаров И. К., Якубов Ф. Я.

## РАСЧЁТ УСЛОВИЙ ОХЛАЖДЕНИЯ РЕЖУЩЕГО ДИСКА

Кушназаров И.К., заведующий кафедры «Технология машиностроения» НГГИ, канд. техн. наук; Расулов Ш.К., магистр НГГИ

При обработке по способу, описанному в работе [1], вращающийся диск, поливаемый с обеих сторон СОЖ, врезается в обрабатываемый материал. Необходимо решить задачу определения верхней и нижней границ числа оборотов диска для полного охлаждения. Тепло в зоне резания- результат работ трения между образующей диска и обрабатываемого материала и деформации. Отвод тепла осуществляется за счет теплообмена [2] через СОЖ и за счет теплопередачи [3] через инструмент и вращающийся диск.

**Расчёт условий охлаждения диска.** Ввиду того, что диск металлический – условие высокотеплопроводного тела:

$$T^2 T = \frac{CS}{\lambda} \frac{\partial T}{\partial t}, \quad (1)$$

где  $\lambda \rightarrow \infty$  температура во всех точках одинакова.

Тепловой баланс можно записать согласно (2):

$$c\rho dT = \alpha F(T - T_0)dt. \quad (2)$$

Интегрируя получаем:

$$\ln \frac{T - T_0}{T_1 - T_0} = - \frac{\alpha F}{c\rho V} t, \quad (3)$$

где  $T_1$ - начальная температура тела; при этом режим охлаждения тела с большой теплопроводностью является регулярным.

В нашем случае стальной диск  $b=4$  mm принятый из условия max t- глубины резания  $\varnothing 400$  mm вращается на оси и попеременно проходит через охлаждаемую и нагреваемую зоны. В зоне охлаждения диск омывается СОЖ по периферии. Если в области нагрева находится площадь  $F_H$ , в области охлаждения, то время пребывания в первой области:

$$t_1 = F_H / F_{\text{общ}} \cdot n,$$

а время пребывания во второй области:

$$t_2 = F_H / F_{\text{общ}} \cdot n,$$

где  $F_H + F_{\text{охл}} = F_{\text{общ}}$ ,

$n$  – число оборотов.

По формуле 8 средняя температура металла в момент выхода из области  $F_H$ :

$$T_{II} = \bar{T}_1 - (\bar{T}_1 - \bar{T}_I) \exp\left(-\frac{2\alpha_1 F_H}{c\rho F_{\text{общ}} \cdot n}\right). \quad (4)$$

Соответственно в момент входа в первую область или также в момент выхода из второй области средняя температура:

$$\bar{T}_I = \bar{T}_2 - (\bar{T}_2 - \bar{T}_{II}) \exp\left(-\frac{2\alpha_1 \cdot F_{\text{охл}}}{c\rho F_{\text{общ}} \cdot n}\right), \quad (5)$$

где  $\alpha_1$  и  $\alpha_2$  - коэффициенты теплоотдачи от металла в области нагрева и охлаждения;

$T_1$  и  $T_2$  - средние температуры греющей и нагреваемой сред;

$\delta$  - ширина контакта, равная глубине резания 4 mm;

$c\rho$  - объемная теплоемкость металла диска.

Если решить эти уравнения в отношении и средней температуры диска на входе в область нагрева получим:

$$\bar{T}_I = \bar{T}_1 - (\bar{T}_1 - \bar{T}_2) \frac{1 - \exp(-m_2)}{1 - \exp[-(m_1 + m_2)]}, \quad (6)$$

где  $m_1 = \frac{2\alpha_1 F_H}{c\rho F \cdot \delta \cdot n}$  и  $m_2 = \frac{2\alpha_2 F_{\text{охл}}}{c\rho F \cdot \delta \cdot n}$ .

Средняя температура металла за время пребывания в области нагрева:

$$T_m = \frac{1}{t_1} \int_0^{t_1} T_m dt. \quad (7)$$

Тогда количество тепла, приобретаемое металлом от зоны реза и отдаваемое в СОЖ в единицу времени:

$$Q = \alpha_1 \cdot F_H (\bar{T}_1 - T_m). \quad (8)$$

Подставим в это выражение:

$$\bar{T}_m = \bar{T}_1 - (\bar{T}_2 - \bar{T}_I) \exp\left(-\frac{2\alpha_1}{c\rho\delta} t\right) \text{ и } t_1 = F_H / F \cdot n. \quad (9)$$

получаем:

$$Q = F \cdot \alpha_1 \cdot n \cdot (\bar{T}_1 - \bar{T}_I) \int_0^{F_H/F \cdot n} \exp\left(-\frac{2\alpha_1}{c\rho\delta} t\right) dt. \quad (10)$$

И проинтегрировать:

$$Q = 2c\rho\delta F \cdot n (\bar{T}_1 - \bar{T}_I) [1 - \exp(-m_1)] = 2c\rho\delta F \cdot n (\bar{T}_1 - \bar{T}_2) \frac{[1 - \exp(-m_1)][1 - \exp(-m_2)]}{1 - \exp[-(m_1 + m_2)]}. \quad (11)$$

При  $n \rightarrow \infty$  возникают неопределенности, если их раскрыть, можно определить, что наибольшее количество тепла, передаваемое диском из зоны реза в СОЖ:

$$Q_{\text{max}} = \frac{\alpha_1 \cdot F_H \cdot \alpha_2 \cdot F_{\text{охл}}}{\alpha_1 \cdot F_H + \alpha_2 \cdot F_{\text{охл}}} (\bar{T}_1 - \bar{T}_2), \quad (12)$$

или после преобразования:

$$Q_{\text{max}} = \frac{F_H (\bar{T}_1 - \bar{T}_2)}{\frac{1}{\alpha_1} + \frac{F_H}{\alpha_2 F_{\text{охл}}}} \approx 248,$$

$$F = \pi \cdot r^2 = 3,14 \cdot 0,2^2 = 0,13, \quad F_H = 0,01 \text{ м}^2,$$

$$F_{\text{охл}} = 0,12 \text{ м}^2.$$

Следовательно, зависимость теплопроизводительности вращающегося диска от числа оборотов:

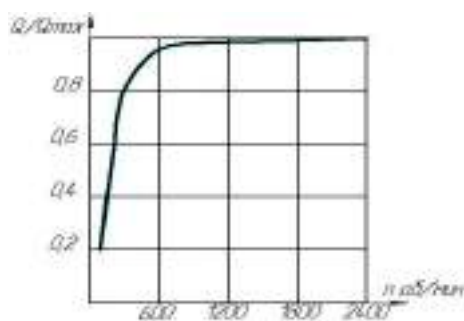


Рис. 1. Зависимость отношения приобретенного максимального тепла к переданному от числа оборотов диска

$$\alpha_1 (\text{см}^2) = 5 \cdot 10^3 \text{ вт} / \text{м}^2 \cdot \text{к}, \quad \alpha_2 = 50 \text{ вт} / \text{м}^2 \cdot \text{к}. \quad (13)$$

В результате получаем:

$$Q_{\max} = \frac{0,01 \cdot (1073 - 453)}{5 \cdot \frac{1}{10^3} \cdot 0,001 + \frac{0,12}{50 \cdot 0,12}} = \frac{6,2}{0,005 + \frac{0,12}{6,00}}. \quad (14)$$

Указанные расчеты показывают, что при числе оборотов диска менее  $\approx 2500 \text{ r/min}$  (рис. 1) диск будет греться. Следовательно,  $n=2500 \text{ r/min}$  является минимальным значением – нижней границей. Верхняя граница должна быть определена из условия достаточности  $V$  скольжения для набора температуры в зоне реза  $> T_{\text{рек}}$ .

#### Список литературы:

1. Патент РУз. № 2738 от 18.05.94г. Бюлл. № 3 – 1995г., город Ташкент.
2. В.Н. Беляев. «Справочник Теплообмен» М; 1992г.: 372с.
3. Л.М. Леонтьев. «Теплопередача» 1987г., М.; «Машиностроение». 517с.

УДК 631.316

© Ахметов А.А., Атакулов Х.К., Алланазаров М.А., Асомов Р.Х. 2012 г.

## К ВОПРОСУ ВЫБОРА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ РАБОТЫ КОМБИНИРОВАННОЙ ПОЧВООБРАБАТЫВАЮЩЕЙ МАШИНЫ

**Ахметов А.А.**, ст. научный сотрудник специального конструкторского бюро «Трактор», канд. тех. наук, **Атакулов Х.К.**, директор Навоийского филиала «Узсельхозмашлизинг» АЛК, канд. техн. наук; **Алланазаров М.А.**, научный сотрудник УзНИИМЭ, канд. техн. наук; **Асомов Р.Х.**, инженер - техник «ООО Марком»

В последние годы машинно-тракторные парки аграрного сектора оснащались энергонасыщенными тракторами, такими как МХ-255, Arion-630с, МХМ-140, МХМ-135, TS-135, Axos-340с, TL-100 и др. Параметры имеющихся тракторов обеспечивают возможность использования в агрегате с ними комбинированных машин, выполняющих несколько агроопераций за один проход агрегата.

Особенно данный вопрос важен для предпосевной подготовки почвы, где краткие сроки посевного периода, с одной стороны, и метеорологические условия, связанные с частыми осадками, с другой, требуют подготовку почвы в сжатые сроки желательно за один проход агрегата.

В связи с этим необходима разработка и внедрение комбинированных почвообрабатывающих машин, выполняющих несколько операций за один проход агрегата. В перспективе такие машины могут стать основой создания более экологических интенсивных систем земледелия, обеспечивающих достаточно высокий уровень сельскохозяйственного производства.

При исследовании технологической схемы работы комбинированной почвообрабатывающей машины

изменению подвергалось взаиморасположение пассивного рабочего органа и ведомого ротора, а также формы ведомого ротора, пассивного и выравнивающего - уплотняющих рабочих органов.

В исследуемых вариантах форма и последовательность расположения рабочих органов были следующими (рис. 1).

В первом варианте - ведущий зубчатый ротор (ВЗР) 1, пассивный рабочий орган с асимметричной лапой (ЛА) 2, ведомый ротор с бильчатыми рабочими элементами, т.е. комкодробящими деформаторами (РБЭ) 3, выравнивающе-уплотняющий рабочий орган типа малы (М) 4.

Во втором варианте ВЗР, ЛА, РБЭ, выравнивающе-уплотняющий рабочий орган типа зубчато-планчатого катка (КЗП) 5.

В третьем варианте - ВЗР, ЛА, ведомый ножевой ротор (НР) 6, КЗП.

В четвертом варианте - пассивный рабочий орган с серийной стрельчатой лапой -(ЛС) 7, ВЗР, НР, ЛС, КЗП. В этом варианте, из-за невозможности установки в один ряд, пассивные рабочие органы с серийной стрельчатой лапой установлены на раме машины в два ряда: первый ряд впереди ведущего зубчатого

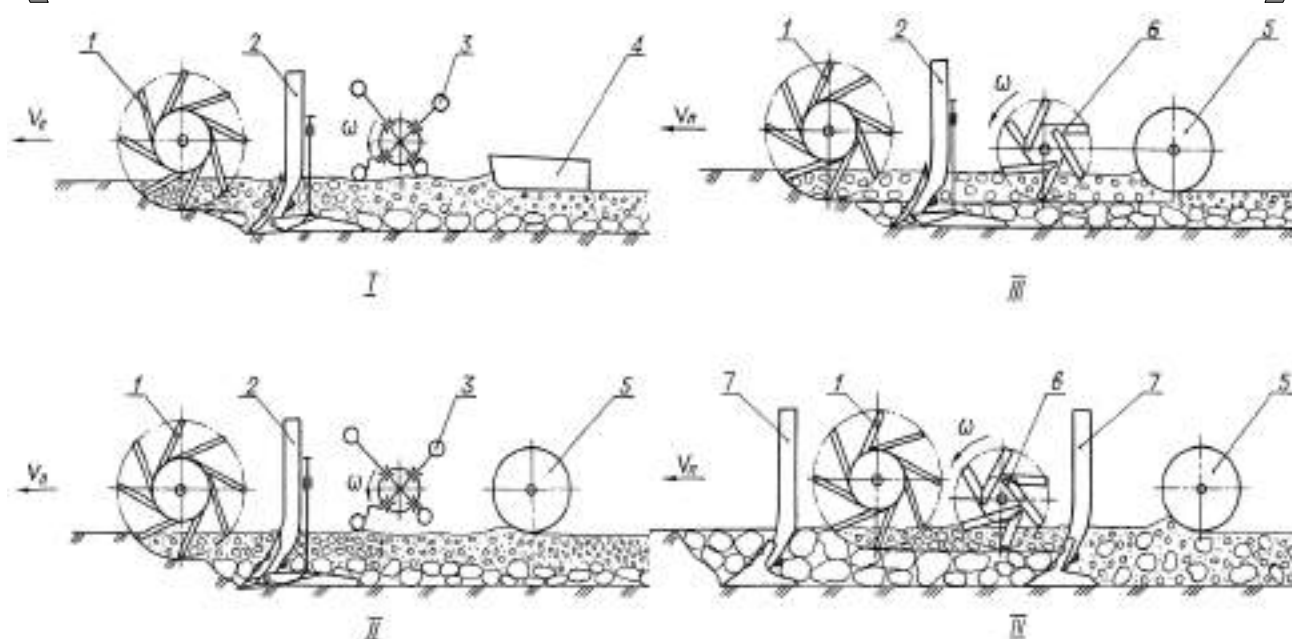


Рис. 1. Варианты технологической схемы работы комбинированной почвообрабатывающей машины

ротора, а второй - сзади ножевого ротора, т.е. точно так же, как у ротационного бесприводного рыхлителя РБР - 4М. Этот вариант был принят как контрольный.

В качестве испытуемых были приняты следующие рабочие органы.

Ведущий зубчатый ротор был изготовлен по аналогии ведущего зубчатого ротора ротационного бесприводного рыхлителя РБР - 4М.

Пассивные рабочие органы были изготовлены в двух вариантах, т.е. с асимметричной лапой и серийной симметричной стрельчатой лапой.

Условия работы асимметричной лапы [1] несколько отличаются от условий работы симметричных стрельчатых лап. Правое (П) и левое (Л) крыло асимметричной лапы выполнены с разными углами раствора (соответственно  $\alpha_p^{(n)}$  и  $\alpha_p^{(l)}$ ) и разными ширинами захвата  $b_k^{(n)}$  и  $b_k^{(l)}$ . Несмотря на установку в один ряд с перекрытием, у пассивных рабочих органов с асимметричными лапами, из-за наличия в направлении движения агрегата свободного пространства, т.е. щели -  $l_3$  между крыльями смежных лап, растительные остатки свободно сходят с лезвия крыльев и проходят через эти щели.

У этих лап в поперечно-вертикальной плоскости (рис. 2) почва левее линии КД деформирована правым крылом смежной лапы. Поэтому левое крыло производит сдвиг почвы по площади, равной площади трапеции КГЕД при выходе плоскости на поверхность неразрушенной почвы и площади треугольника ВКД при выходе в разрушенную зону левее линии КД.

Следовательно, правое крыло производит сдвиг почвы при закрытом с двух сторон выступе, т.е. работает в заблокированной среде. Тогда как левое крыло при открытом с одной стороны выступе, т.е. в деблокированной с одной стороны почвенной среде.

При этом крыло с большим углом раствора разрушает и разрыхляет почву на глубину  $a_n$ , а крыло с меньшим углом раствора подрезает, и крошат частично разрушенной крылом (большим углом раствора) смежного рабочего органа почвы. Причем угол бокового скалывания почвы  $Q_6$  у этих крыльев может быть разным.

В качестве ведомого ротора были приняты два вида роторов: ножевой и с бильчатыми рабочими элементами. Ведомый ротор в первом варианте снабжался ножами с эквидистантной траекторией движения [2], а во втором – бильчатыми рабочими элементами [3], принцип работы которой несколько отличается от принципа работы ножевых.

Ротор с бильчатыми рабочими элементами (далее просто рабочими элементами) состоит (рис. 3) из барабана 1, на образующей поверхности которого имеются отверстия 2 с вмонтированными в них направляющими втулками 3. Во втулке свободно размещен гибкий держатель 4. На расположенном снаружи барабана конце гибкого держателя 4 закреплен рабочий элемент 5. Концы противоположных гибких держателей, расположенные в полости барабана, соединены между собой. На каждый гибкий держатель надета пружина 6, расположенная снаружи барабана и закрепленная одним концом к этому барабану. Конец пружины со стороны рабочего элемента выполнен в виде замкнутого кольца 7, а второй конец со стороны основания закреплен к барабану с помощью зажимов 9.

При вращении барабана рабочие элементы, находящиеся вне контакта с почвой за счет центробежной силы, удаляются от оси барабана на длину вылета гибких держателей и ударяют по комьям почвы с большой кинетической энергией, разбивая их на более мелкие фракции. После удара из-за сопротив-

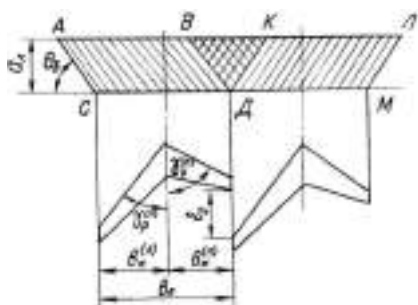


Рис. 2. Схема деформации почвы пассивным рабочим органом с асимметричной лапой

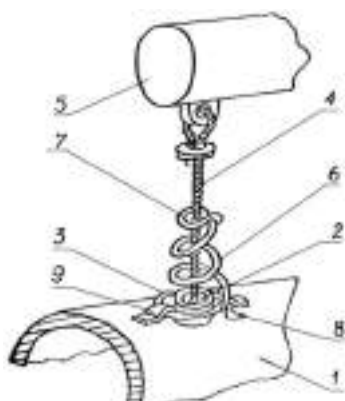


Рис. 3. Ротор с бильчатыми рабочим элементами

ления почвы внедрению рабочего элемента и поступательного перемещения барабана происходит ослабление натяжения гибкого держателя. Это дает возможность расположенному противоположно рабочему элементу, находящемуся под воздействием сжатой пружины за счет центробежной силы и силы реакции пружины, удаляться от барабана до тех пор, пока ударившийся о ком почвы рабочий элемент, прижимая пружину, не дойдет до барабана. После этого начинается следующий цикл работы.

Выравнивающе - уплотняющие рабочие органы также были изготовлены в двух видах: в виде малы и зубчато-планчатого катка.

Таким образом, в каждом варианте были исследованы схемы сочетания различных рабочих органов.

Анализ экспериментальных данных показывает (табл. 1), что наибольшее крошение почвы достигается при сочетании ведущего зубчатого ротора и пассивного рабочего органа с асимметричной лапой, ножевого ротора и зубчато-планчатого катка, где содержание фракции размерами менее 10 мм составля-

Таблица 1

**Качество крошения почвы в зависимости от технологических схем работы комбинированной почвообрабатывающей машины**

Варианты	Схема сочетаний рабочих органов машины	Выход фракции размерами мм в %			
		>50	50-25	25-10	<10
1	ВЗР+ЛА+РБЭ+М	15,88	15,03	17,63	51,46
2	ВЗР+ЛА+РБЭ+КЗП	13,95	17,56	26,22	46,26
3	ВЗР+ЛА+НР+КЗП	6,82	18,82	22,87	51,49
4	ЛС+ВЗР+НР+ЛС+КЗП (контроль)	16,97	16,55	20,95	45,53

ет 51,49%, а крупные комки размерами более 50 мм - 6,82%.

Наихудшее условие по качеству крошения почвы происходит в варианте сочетания ведущего зубчатого и ведомого ножевого роторов, пассивного рабочего органа со стрельчатой лапой и зубчато-планчатого катка.

Наибольший - 16,97% выход в этом варианте, крупных комков размерами более 50 мм объясняется наличием второго ряда пассивных рабочих органов, расположенных за ведомым ножевым ротором. Здесь крупные почвенные комки, вынесенные этими расположенными сзади пассивными рабочими органами со стрельчатой лапой, подвергаются только однократной обработке, т.е. они обрабатываются только зубчато-планчатым катком.

Тогда как в других вариантах, когда установлены пассивные рабочие органы с асимметричной лапой, они подвергаются двукратной обработке, сначала ножевым ротором, а затем зубчато-планчатым катком.

При одинаковом сочетании остальных рабочих органов применение выравнивающе - уплотняющего рабочего органа типа малы вместо зубчато планчатого катка повышает качество крошения на 4%-5%.

Данное повышение в основном происходит за счет истирания почвенных комков друг об друга, но в то же время оставляет отдельные крупные почвенные комки вдавленными во взрыхленный слой почвы без разрушения.

В одинаковых условиях лучшие результаты по качеству крошения почвы дает ведомый ножевой ротор, снабженный ножами с эквидистантной траекторией движения, чем ведомый ротор с бильчатым рабочим элементом.

**Список литературы:**

1. Ахметов А.А., Алланазаров М.А. Тупрокка ишлов берувчи такомиллаштирилган учли панжа // Узбекистон кишлок хужалиги. - Тошкент, 1992. - №12. - С. 14-15.  
 2. Ахметов А.А. К обоснованию угла отгиба ножей с эквидистантной траекторией движения // Аграрная наука. Москва, 2000. №9. - С. 22.  
 3. Ахметов А.А., Алланазаров М.А. А.с.1797762. Почвообрабатывающий ротационный рабочий орган // Б.И. - 1993. - №8.

## УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ ВЕДУЩЕГО РОТОРА РОТАЦИОННОГО БЕСПРИВОДНОГО РЫХЛИТЕЛЯ

**Ахметов А.А.**, ст. научный сотрудник специального конструкторского бюро «Трактор», канд. техн. наук, **Атакулов Х.К.**, директор Навоийского филиала «Узсельхозмашлизинг» АЛК, канд. техн. наук

Большинство ротационных бесприводных рыхлителей состоит из двух роторов: ведущего, снабженного зубьями, работающего в режиме скольжения, и ведомого, снабженного ножами, работающего в режиме буксования, благодаря чему создаются условия для интенсивного воздействия ножей на почву. Так, например, передний ведущий ротор ротационного бесприводного рыхлителя УРМ-4, выпущенный заводом ОАО «Намангангроماش», приводится во вращательное движение за счет взаимодействия с почвой и проводит во вращательное движение задний ведомый ротор. При этом кинематическая передача выбрана так, что угловая скорость вращения последующего ротора в несколько (3-4) раз больше, чем предыдущего.

Однако в процессе работы ротационного рыхлителя на рыхлой или грубо разделанной почве, из-за недостаточного для привода заднего ведомого ротора приводного момента, происходит скольжение переднего ведущего ротора, величина которого порой доходит до 30 и более процентов. В результате этого происходит сгуживание почвы перед ведущим ротором, что отрицательно сказывается на качестве обработки почвы.

Авторами для устранения этих недостатков разработан ряд технических решений. Среди них наибольший интерес представляет ротационный рыхлитель, снабженный ведущим ротором с шарнирно закрепленными зубцами [1]. Ведущий ротор (рис. 1) этого ротационного рыхлителя состоит из трубчатого вала 1 с дисками 2. К дискам посредством шарниров 3 прикреплены зубцы 4 с возможностью углового перемещения в плоскости вращения диска на угол, опре-

деляемый из выражения:

$$\alpha_g = \arccos [(l_b - a) / l_b], \quad (1)$$

где  $\alpha_g$  - допустимое значение угла перемещения зубца, градус;

$l_b$  - расстояние от рабочего торца зубца до шарнира его крепления, м;

$a$  - глубина внедрения зубца в почву, м.

Каждый зубец снабжен упругим элементом 5, придерживающим его в исходном положении, прижатый к валу ротора относительно шарнира со стороны рабочего торца «Т», при этом центр тяжести «Ц» зубца находится на минимальном расстоянии  $l_{вмин}$  от оси вращения ротора. Упругий элемент снабжен устройством 6, регулирующим его жесткость (упругость). Шарнирное крепление зубца выполнено так, что оно смещено от оси вращения ротора на расстояние  $h_{ш}$ , определяемое из выражения:

$$h_{ш} = r_v / \cos \alpha_g, \quad (2)$$

где  $r_v$  - радиус вала ротора, м.

Варьируя соотношениями конструктивных параметров  $r_v$  и  $l_{в1}$ , можно получить значение угла  $\alpha_g$ , необходимое для увеличения вылета зубца на величину  $l_{в2}$ .

Во время работы зубцы ведущего ротора внедряются в почву и, деформируя ее, за счет силы реакции почвы  $R_n$  и плеча, равному вылету  $l_b$ , создают крутящий (приводной) момент  $M_{пр} = R_n l_b$ , приводящий в движение ведомый ротор. Причем в зависимости от кинематического соотношения передачи ведомый ротор, вращаясь в  $i$ - раз быстрее, чем ведущий, интенсивно крошит деформированную ведущим ротором почву.

При встрече ведомого ротора с посторонними препятствиями или с крупной глыбой или при чрезмерном увеличении массы обрабатываемой им почвы его момент сопротивления  $M_c$  возрастает на величину, большую  $M_{пр}$ . В результате ведущий ротор начинает скользить, и почва сгуживается перед ним. По мере возрастания объема сгуживаемой почвы (СП) начинает увеличиваться и сила реакции почвы  $R_n$ . По достижении  $R_n$  критической величины  $R_{кр}$ , соответствующей значению силы упругости (жесткости)  $P_{уп}$  упругого элемента, т.е.  $R_n > R_{кр} = P_{уп}$ , зубец переднего ротора начинает отклоняться относительно шарнира на угол, пропорциональный разности сил  $R_{ni}$  и  $P_{уп}$ :

$$\alpha_i = (R_{ni} - P_{уп}), \quad (3)$$

где  $\alpha_i$  - текущее значение угла перемещения, градус;

$R_{ni}$  - сила реакции почвы на зуб, отклоненный от

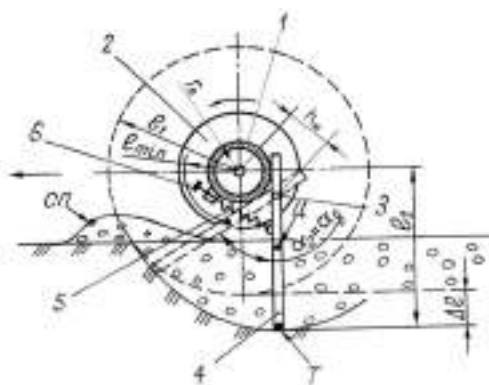


Рис. 1. Ведущий ротор с шарнирно закрепленными зубцами

исходного положения на угол  $\alpha_i$ , Н.

Следовательно, начинает увеличиваться вылет зубца от  $l_{в1}$  до  $l_{в2}$ , что, естественно, сопровождается ростом приводного момента на величину:

$$\Delta M_{пр} = R_{п1}l_{в2} - R_{уп}l_{в1}. \quad (4)$$

Величину  $R_{кр}$  можно изменить, регулируя жесткость упругого элемента с помощью устройства 12. При этом допустимое значение угла перемещения определяется из уравнения (1). Это объясняется следующими соображениями. Как известно, максимальный приводной момент достигается при максимальном внедрении зубца в почву, т.е. в момент времени, когда зубец приобретает вертикальное положение, что соответствует значению угла перемещения зубца  $\alpha_g$ . Из расчетной схемы видно, что малейшее увеличение угла перемещения  $\alpha_g$  на величину  $\Delta\alpha_g$  приводит к отклонению зубца от вертикального положения, следовательно, к уменьшению значения приводного момента. Поэтому величина угла  $\alpha_g$  должна быть не

более чем:

$$\alpha_g \leq \arccos [(l_b - a) / l_b]. \quad (5)$$

Именно при таком конструктивном исполнении крепления зубцов ведущего ротора длина их вылета за счет углового перемещения увеличивается на  $\Delta l_b$ , и, следовательно, возрастает приводной момент  $M_{пр}$ , создаваемый ведущим ротором на величину  $\Delta M_{пр}$ . Благодаря этому уменьшается скольжение ведущего ротора и сгуживание почвы перед ним.

Прирост приводного момента, создаваемого ведущим ротором, позволяет преодолевать кратковременные возрастания момента сопротивления ведомого ротора и тем самым исключить сбой в работе ротационного рыхлителя. Все это в целом обеспечивает бесперебойную работу ведомого ротора, исключает появление огрехов, образующихся в результате сгуживания почвы, и тем самым повышает качество ее обработки, при этом снижаются энергозатраты.

#### Список литературы:

1. Ахметов А.А., Атакулов Х.К. Предварительный патент №5138(UZ). Ротационный рыхлитель. Расмий ахборотнома. – 1998. -№3.

УДК 515.2

© Шодиев Ф.Д. 2012 г.

## ФОРМООБРАЗУЮЩИЕ СВОЙСТВА «СЖАТОГО» СПЛАЙНА

Шодиев Ф.Д. доц. кафедры «Технология машиностроения и автоматизация машиностроительного производства» НГГИ, канд. техн. наук

В современной инженерной практике широкое распространение получили методы математического моделирования сложных геометрических объектов на основе сплайнов. В это же время изучению формообразующих свойств различного вида сплайнов и разработке на их базе алгоритмов практического конструирования уделено значительно меньше внимания.

Представляемая работа посвящена изучению формообразующих свойств сплайна, построенного на базе следующего уравнения [1-3]:

$$Y = a_1 + a_2x + a_3 \sin \beta x + a_4 \cos \beta x.$$

Физической моделью данного сплайна является ось многопролетной балки, вдоль которой равномерно приложено сжимающее усилие интенсивностью  $N$ . Связь  $\beta$  и  $N$  имеет зависимость:

$$\beta = \sqrt{\frac{N}{EJ}},$$

где  $EJ$  – жесткость балки.

Рассмотрим последовательность построения такого сплайна на примере его интерполяционной схемы. Поскольку вышеприведенное уравнение имеет четыре неизвестных, то для построения сплайна на каж-

дом интервале  $[x_i, x_{i+1}]$  его области определения  $[x_1, x_2, \dots, x_{n-1}, x_n]$  необходимо решить систему четырех уравнений относительно четырех неизвестных. В локальной системе координат произвольного интервала  $[x_i, x_{i+1}]$  эта система будет состояться из следующих условий:

- при  $x_i^{\prime\prime} = x - x_i = 0$ ,

$$Y_i = a_1 + a_4$$

$$Y_i' = a_2 + \beta a_3,$$

- при  $x_{i+1}^{\prime\prime} = x_{i+1} - x_i = l_i$ .

$$Y_{i+1} = a_1 + a_2 l_i + a_3 \sin(\beta l_i) + a_4 \cos(\beta l_i);$$

$$Y_{i+1}' = a_2 + \beta a_3 \cos(\beta l_i) + \beta a_4 \sin(\beta l_i),$$

где  $Y_i, Y_{i+1}$  - первые производные на концах кривой.

Из решения данной системы после необходимых преобразований получим:

$$Y = \left[ \frac{(1-t)(1 + \cos \beta x) - m(\beta l_i - \beta x + \sin \beta x)}{A} \right] Y_i + \left[ \frac{(t\beta l_i - m)(1 - \cos \beta x) + (1-t)(\sin \beta x + \beta x) - m\beta l_i \sin \beta x}{\beta A} \right] Y_{i+1} +$$

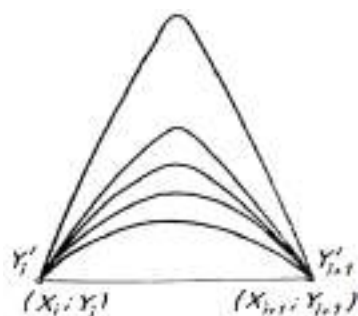


Рис. 1. Влияние на форму кривой параметров  $Y'_i$  и  $Y'_{i+1}$

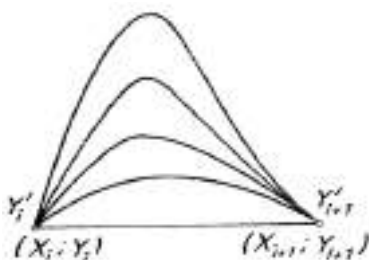


Рис. 2. Влияние на форму кривой параметра  $Y'_i$ ;  $Y'_{i+1} = \text{const}$

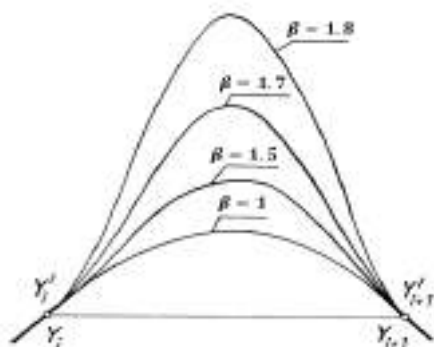


Рис. 3. Влияние на форму кривой параметра  $\beta$

$$+ \left[ \frac{(1-t)(1-\cos \beta x) - m(\beta x - \sin \beta x)}{A} \right] Y'_{i+1} + \left[ \frac{(m - \beta t)(1-\cos \beta x) + (1-t)(\beta x - \sin \beta x)}{\beta A} \right] Y'_{i+1},$$

где  $A=2(1-t)-m\beta l$ ,  $m=\sin\beta l$ ,  $t=\cos\beta l$ .

Таким образом, в зависимости от пяти параметров управления: двух значений ординат,  $Y'_i$ ,  $Y'_{i+1}$ , двух значений производных,  $Y'_i$ ,  $Y'_{i+1}$ , в узлах  $x_i$  и  $x_{i+1}$ , а также параметра  $\beta$  «сжатая» на интервале  $[x_i, x_{i+1}]$  можно получить произвольную семейства сплайновых кривых.

Анализ влияния соотношения этих параметров

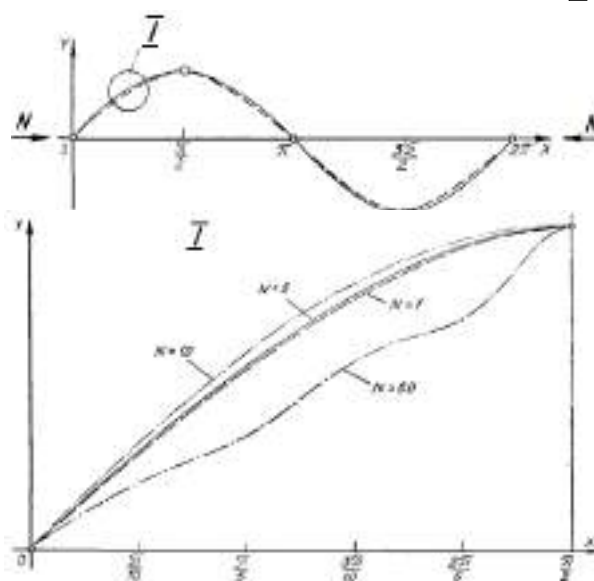


Рис. 4. Влияние на форму кривой параметра  $\beta$

управления на получаемую форму кривой показал, что если значения производных  $Y'_i$ ,  $Y'_{i+1}$ , одновременно возрастают, то кривая становится более полной, а при больших значениях  $Y'_i$  и  $Y'_{i+1}$ , возникает концентрация кривизны кривой (рис. 1).

Если возрастает только значение  $Y'_i$ , то направление кривой на большей части ее длины почти совпадает с направлением  $Y'_i$ , затем кривая поворачивает и начинает идти вдоль  $Y'_{i+1}$  (рис. 2).

На рис. 3. показано влияние параметра  $\beta$  на форму кривой при остальных фиксированных параметрах  $Y'_i$  и  $Y'_{i+1}$ . Особый практический интерес представляет построение сплайна, обеспечивающего непрерывность кривизны на всей его области определения. При этом значение производных  $Y'_i$  в узлах  $x_i$  определяется из решения системы уравнений, каждое из которых представляет собой условие равенства вторых производных на стыке смежных сегментов кривой:

Ориентируясь на вышеуказанные схемы, рассмотрим интерполяции набора точек на примере.

На рис. 4. показаны этапы решения такой задачи, где набор точек принадлежит функции  $Y=\sin x$ , при значениях параметров  $EI=1$  и  $l=\pi/2$ . Оптимальная форма кривой получена при  $N=5$ , т.е.  $\beta \approx 2,24$ .

Таким образом, показана возможность управления формой интерполирующей кривой с помощью параметров, имеющих простую геометрическую интерпретацию.

Список литературы:

1. Шодиев Ф.Д. Автоматическое конструирование плоских криволинейных обводов с помощью напряженного сплайна. // Горный вестник Узбекистана», №4 (43), декабрь 2010. —с. 114-115.
2. Завьялов Ю.С. Метод сплайн-функций. М.Наука. 1980.350 с.
3. Немчинов Ю.И. Расчет пространственных конструкций (метод конечных элементов). Киев. Будівельник. 1980. 231 с.

## ПЕРЕДОВЫЕ МЕТОДЫ РАБОТЫ ЛАБОРАТОРИИ ГСМ УАТ – ГАРАНТ НАДЕЖНОСТИ И СТАБИЛЬНОСТИ

Косенко Н.С., начальник Центральной лаборатории ГСМ УАТ Центрального рудоуправления НГМК

Центральная лаборатория горюче-смазочных материалов (ГСМ) Управления автомобильного транспорта (УАТ) Центрального рудоуправления НГМК соответствует требованиям Системы аккредитации Республики Узбекистан по стандарту O'z DST 17025:2007. Она аккредитована на техническую компетентность с правом проведения испытаний, в том числе для целей сертификации, указанных в «Области аккредитации». Задачей ЦЛ ГСМ является:

- проведение входного контроля качества поступающих ГСМ (бензин автомобильный, дизельное топливо, смазочные масла);
- анализ работающих и отработанных масел с целью диагностики узлов и агрегатов подвижного состава;
- определение состояния работающего масла с целью пригодности его дальнейшего использования.

Лаборатория осуществляет контроль всех ГСМ отечественного и импортного производства, поступающих на участок ГСМ ЦМТБ на соответствие сертификату качества. При поступлении вагонов с нефтепродуктами на участок ГСМ ЦМТБ проводится приемо-сдаточный анализ, при выдаче нефтепродукта с емкости на материальную часть проводится контрольный анализ. Ежемесячно, согласно графику, отбираются все имеющиеся в наличии масла со склада ГСМ УАТ для контроля качества. На участке ТО во избежание порчи масел во время транспортировки анализируются масла по основным параметрам перед заливом в ДВС и другие отсеки. Кроме того, стартовые параметры заливаемого масла также полезно иметь для диагностики узлов и агрегатов техники.

Центральная лаборатория ГСМ не юридическое лицо, а участок в составе УАТ и работает в тесном контакте с отделом диагностики УАТ.

Отдел диагностики - это последовательный непрерывный мониторинг импортного горного и самоходного оборудования, реализация на практике достоверной системы диагностирования текущего технического состояния оборудования для повышения надежности и ресурса оборудования, сокращения затрат, связанных с ремонтом и простоями. Отдел диагностики, исследуя состояние узлов, механизмов, деталей самоходного оборудования, выдает рекомендации по совершенствованию технологических процессов, методов и средств эксплуатации оборудования.

В различных отраслях промышленности затраты на техническое обслуживание оборудования составляют от 6% до 18% стоимости выпускаемой продукции, что сравнимо с прибылью предприятия. Поэтому совершенствование системы технического обслуживания с целью снижения затрат и увеличения надежности оборудования является важнейшим резервом. Наиболее развитым этапом совершенствования методов и средств диагностирования считается мониторинг технического состояния механизмов, т.е. распознавание их текущего состояния.

Программа мониторинга фактического технического состояния обеспечивает:

- исключение внеплановых остановок (внезапных отказов) оборудования при достижении максимально-го срока его службы;
- постоянное наличие (предоставление) информации о состоянии оборудования, позволяющей судить об общей производительности, а также о потребности в необходимом обслуживании;
- снижение эксплуатационных затрат предприятия, увеличение прибыли, повышение безопасности труда и охраны окружающей среды;
- равномерную, прогнозируемую и обоснованную загрузку ремонтного персонала.

Только на основе комплекса испытаний, включающего в себя лабораторные методы анализа, компьютерную, ультразвуковую и другие методы диагностики, складывается общее впечатление о работоспособности узлов и систем оборудования, в том числе двигателей внутреннего сгорания (ДВС), агрегатов трансмиссии, гидравлических систем. Для выполнения этих целей были выбраны методы и средства диагностирования. Исходя из наиболее эффективных методов диагностирования, подобрано необходимое оборудование для мониторинга, включая приборы для оперативной диагностики, послеремонтного контроля, лаборатории ГСМ. Критериями выбора оборудования послужили, в первую очередь, достоверность диагноза, небольшая трудоемкость определения диагностических параметров, относительно невысокая стоимость и доступность расходных материалов. Оборудование подобрано таким образом, чтобы исключить или максимально снизить вероятность ошибки при постановке диагноза. Для этого многие параметры проверяются несколькими методами (например, наличие дизельного топлива в масле определяется по уменьшению по сравнению с типичными результатами кинематической вязкости и температуры вспышки). Основными методами диагностирования узлов и агрегатов являются:

- компьютерная диагностика агрегатов и узлов, основанная на имеющихся в конструкции оборудования встроенных системах управления, контроля и диагностирования;

- анализ отработанных масел агрегатов и систем, что позволяет заблаговременно найти возможные неполадки, прежде чем выйдет из строя сам узел или агрегат, контролировать скорость износа сопрягающихся деталей;

- пирометрия или измерение рабочей температуры агрегатов посредством встроенных в конструкцию агрегата датчиков или дистанционно;

- измерение дымности отработавших газов позволяет не только заблаговременно обнаружить неисправность работы топливной аппаратуры, но и следить за состоянием окружающей среды, что особенно важно в связи с современными экологическими требованиями;

- диагностика параметров состояния гидравлических систем как с помощью встроенных диагностических датчиков, так и переносных специализированных компьютерных систем.

Лабораторные методы анализа отработанного масла складываются из следующих видов испытаний: физико-химические испытания, анализ на износ, анализ общего состояния масла, дополнительные испытания масел.

Реализованное в УАТ диагностирование предусматривает плановые осмотры машин и отбор проб из агрегатов с определенной периодичностью. Отбор масел производится: планово через каждые 250 м·ч при постановке машины на ТО; по направлению инженера диагностики; с ремонтных участков; по рекомендации инженера ЦЛ ГСМ.

Результаты испытания масла оперативно сообщаются на участок. В случае нетипичного значения хотя бы одного из контролируемых параметров масла результаты анализа по всем исследованным параметрам незамедлительно сообщаются инженеру в отдел диагностики, где они вместе с другими диагностическими материалами тщательно анализируются, сравниваются с предыдущими анализами, и на их основе выдаются технические рекомендации по воздействию на отдельные агрегаты. Результаты анализа масел, отобранных с агрегатов на ремонтных участках и на плановом ТО, совместно с заключением о состоянии масла сосредоточиваются в лаборатории, где на каждую единицу техники ведется отдельный паспорт, своего рода «история болезни». Именно в динамике результаты анализа, при сравнении каждого последующего результата с предыдущими, представляют ценность для диагностики узлов и агрегатов.

В отделе диагностики данные по всем машинам также группируются в компьютерные базы, что позволяет обрабатывать их с целью информации о состоянии парка машин, совершенствования технологических процессов обслуживания и ремонта, модернизации конструкции узлов, применения эксплуатационных материалов, способствующих более надежной работе оборудования.

По результатам анализа свежего и работающего масла Rimula X SAE 15W40 эксплуатационного класса CF-4, рекомендуемого к замене (наработка масла 250

м/ч) на большегрузной технике, отслеживаемых с 1994 г. в лаборатории ГСМ накопилась статистика о достаточно большом остаточном ресурсе рекомендуемого к замене масла. По физико-химическим параметрам и результатам ИК-спектроскопии масло значительно не вырабатывает ресурс. Окисление, сульфатация (образование продуктов реакций соединений серы как результат сжигания серосодержащих топлив), содержание сажи, выработка антизадирной присадки чаще всего гораздо лучше типичных результатов масел, рекомендуемых Фирмами «Shell», «Caterpillar» и «Cummins» к замене.

По результатам анализа масла Rimula X SAE 15W40 вырабатывает ресурс за 250 м/ч по основным показателям не более чем на 70% от свежего. При работе двигателя в тяжелых условиях заметный процесс старения масла начинается не ранее, чем 350 - 370 м/ч. По лабораторным показаниям в целях рационального использования нефтепродуктов выделена группа технических масел с остаточным ресурсом (ТМсОР).

Если масло не вырабатывает свой ресурс, то возникает экономическая проблема, если значительно вырабатывает ресурсный срок, то это может привести в условиях тяжелой эксплуатации к отказу двигателя - возникает техническая проблема значительно более дорогостоящая в части ремонта и запасных частей. Экономически выгодно использование технического масла с остаточным ресурсом Shell Rimula X на автосамосвалах, ДСМ и другой технике, эксплуатирующейся с меньшей нагрузкой на двигатель и работающей на маслах M10G<sub>2</sub> и M14B<sub>2</sub>, имеющих менее стабильные показатели, и использовать это масло еще 250 м/ч.

При мониторинге масел определено, что масла, слитые на ТО с гарантийных машин, имеют еще более высокие показатели остаточного ресурса. В результате проведенного эксперимента в УАТ эти масла используются для доливок в отсеки транспорта, где наработка основного масла подходит к плановой замене масла.

При применении масла с остаточным ресурсом необходимо помнить о соизмеримости стоимости двигателя и экономическом эффекте от экономии масла. Применение масла с остаточным ресурсом должно происходить под строгим контролем со стороны лаборатории во избежание отрицательного влияния на состояние двигателя и других отсеков.

Специалисты понимают, что резервы уменьшения общих расходов кроются также в снижении расходов на эксплуатационные материалы (в том числе запасные части, топливо, ГСМ). Возможно такое за счет своевременного и качественного проведения и диагностических, и регулировочных работ. В ближайшем будущем диагностика непременно окажет свое влияние на снижение расхода запасных частей за счет полного использования ресурса этих деталей, аккумулирует внимание на своевременном выявлении зарождающихся неисправностей, что, как следствие, скажется и на уменьшении внеплановых простоев.

## ОПЫТ РАЗВИТИЯ УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКИХ ОБЪЕДИНЕНИЙ

**Воробьев А.Е.**, зав. кафедрой «Нефтяное и горное дело» РУДН, докт. техн. наук, профессор; **Болатова А.Б.**, зам. заведующего кафедрой «Геологии и горного дела» ВКГУ, канд. техн. наук; **Ваккер О.В.**, начальник отдела научно-технической информации КРСУ, канд. техн. наук

В данной статье рассматривается опыт развития учебно-методических объединений российских вузов [1-9]. Российское высшее профессиональное образование на современном этапе развития подвержено существенным изменениям [1]. Эти изменения касаются всех аспектов и структур высшей школы, в том числе и Учебно-методических объединений. В настоящее время на более 1200 ВУЗов (государственной и негосударственной форм) имеется 82 Учебно-методических объединений (УМО) различного профиля [2]. Эти УМО включают в себя все ВУЗы (рис. 1), обеспечивающие подготовку студентов соответствующего профиля (направления).

Основными задачами этих многочисленных УМО [4] являются организация и участие в разработке проектов государственных образовательных стандартов и примерных учебных планов, координация действий научно-педагогической общественности ВУЗов, представителей предприятий, учреждений и организаций в обеспечении качества и развития содержания высшего, послевузовского и дополнительного профессионального образования, разработка предложений по структуре, отнесенной к его компетенции, области высшего, послевузовского и дополнительного профессионального образования и содержанию основных образовательных программ.

Все существующие УМО РФ можно подразделить на 3 крупных класса (рис. 2) [5, 6]: для общественно-гуманитарных, естественно-научных и технических направлений обучения студентов. Эти УМО формировались в разное время: в частности, в 1994 г., было решено [7] дополнить действующий перечень Учебно-методических объединений высших учебных заведений объединениями:

- по музыкальному образованию;
- по образованию в области народной художественной культуры, социально-культурной деятельности и информационных ресурсов;
- по образованию в области ядерной техники и технологии.

Разновременность образования различных УМО наложило определенный отпечаток на их название, содержание и в некоторых случаях – на некоторые функции (даже несмотря на постоянные намерения их унифицировать [8]).

Каждое УМО включает в себя несколько специальностей (направлений) обучения студентов (рис. 3).

Анализ имеющихся УМО РФ показывает, что их наименования (определяющие последующую их на-



Рис. 1. Количественный состав ВУЗов - членов УМО в 2011 г. [3]

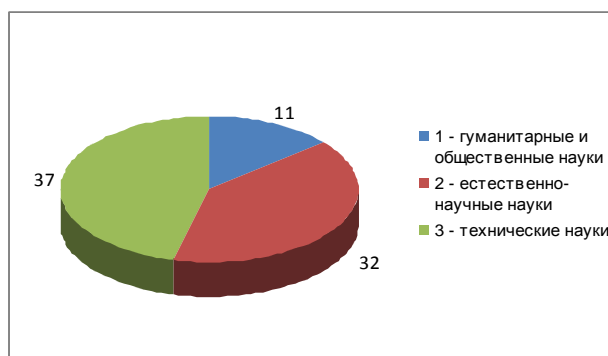


Рис. 2. Соотношение УМО РФ различной направленности

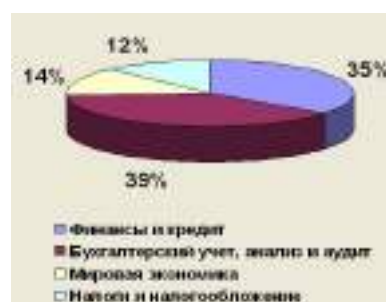


Рис. 3. Распределение ВУЗов - членов УМО по реализуемым специальностям (профилям) подготовки в 2011 г. [8]

правленность) весьма разнородны и подразделяются по нескольким таксонам (рис. 4):

- по отношению к университетам, а также к видам университетского образования (например, УМО по классическому университетскому образованию, УМО по университетскому политехническому образованию);
- по отношению к отдельным учебным направлени-

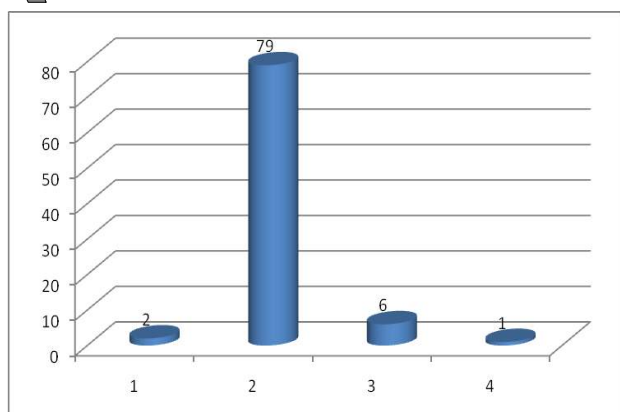


Рис. 4. Направленность УМО РФ: 1 – по виду университетского образования; 2- по учебным направлениям; 3 – по отраслям национальной экономики; 4 – по инновационности

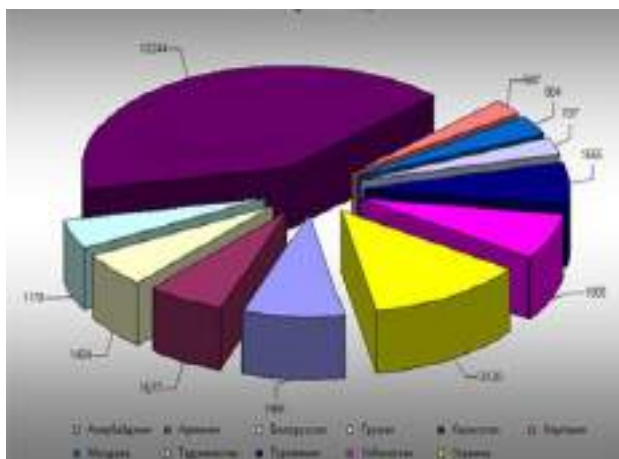


Рис. 5. Численность иностранных граждан, обучавшихся в российских ВУЗах в 2003/2004 учебных гг. [9]

ям (например, УМО по образованию в области лингвистики или УМО по нефтегазовому образованию и т.д.);

- по отношению к учебным направлениям отдельных отраслей национальной экономики (УМО по образованию в области горного дела, УМО по образованию в области рыбного хозяйства, УМО по образованию в области лесного дела, УМО по образованию в области полиграфии и печатного дела и т.д.);

- по отношению к инновационности (например, УМО в области инновационных междисциплинарных образовательных программ).

Так, простое отнесение УМО к *инновационным междисциплинарным образовательным программам* не полностью отражает весьма существенный признак для образования – инновационность. В частности, в состав соответствующего Учебно-методического объединения в области инновационных междисциплинарных образовательных программ на базе СПбГУ были включены только следующие учебно-методические советы (УМС) по направлениям [4]:

- 040300 (522700) – конфликтология;
- 031600 (522800) – искусства и гуманитарные науки;

- 032200 (523200) – прикладная этика; и учебно-методическая комиссия (УМК) по специальности;
- 010503 (351500) – математическое обеспечение и администрирование информационных систем.

Эти направления были безусловно новы для того времени, но тем не менее - представляют лишь малую часть имеющихся (например, авторские междисциплинарные программы магистерской подготовки «Инновационные технологии недропользования» и «Аудит недропользования», осуществляемые в РУДН) и потенциально возможных инновационных направлений (программ) обучения студентов.

Определенный интерес представляет выделение Учебно-методических объединений по признаку *прикладной направленности* отдельных направлений обучения студентов, например:

- УМО в области прикладной математики и физики;
- УМО в области прикладной математики и управления качеством;
- УМО в области прикладной информатики;
- УМО в области статистики и прикладной информатики;
- УМО в области прикладной геологии.

Важным представляется также выделение УМО и по *международной (национальной) составляющей*:

- УМО в области международных отношений;
- УМО в области национальной экономики и экономики труда;
- УМО в области финансов, учета и мировой экономики.

Дальнейшее развитие отдельных Учебно-методических объединений (когда им предоставили право [7] включать в Перечень закрепленных за ними специальностей дополнительные специальности, из числа содержащих в своем названии примечание «по областям применения» или «по отраслям») в нескольких случаях привело к их *разветвлению*, т.е. появлению нескольких одинаковых УМО при разных ВУЗах.

Анализ вышеизложенного позволяет сделать несколько выводов:

1. Поступательное развитие человеческого общества приводит к необходимости обучения студентов по новым специальностям и направлениям. А это предполагает такое же неизбежное образование новых УМО.

2. В настоящее время наблюдается определенная дифференциация (усиление специализации) различных направлений и специальностей обучения студентов.

3. Ряд новых специальностей вынуждено входить в уже имеющиеся, «старые» УМО, что не всегда является оптимальным.

4. Кроме этого, такие направления обучения: «Русский, как иностранный», «Зарубежное право» и «Зарубежная геология», с учетом значительной численности иностранных студентов (в 229 ВУЗах обучается около 7 тыс.), в настоящее время обуславливают необходимость формирования УМО по образованию иностранных студентов.

При этом необходимо учитывать и общее количество обучающихся граждан СНГ (рис. 5).

При этом такое УМО должно быть образовано при

РУДН (с учетом уже имеющейся здесь существенной международной направленности) - в качестве базового ВУЗа.

Список литературы:

1. Филиппов В.М. *О состоянии и перспективах развития российского образования* // Образование в современной школе. - № 10. - 2000. - С. 27.
2. Учебно-методические объединения. <http://www.fgosvpo.ru/index>.
3. Учебно-методическое объединение (УМО) ВУЗов РФ по образованию в области финансов, учета и мировой экономики. <http://www.fa.ru/dep/umo/about/Pages/history.aspx>.
4. Учебно-методическое объединение в области инновационных междисциплинарных образовательных программ на базе Санкт-Петербургского государственного университета. <http://umo.spbu.ru>.
5. Воробьев А.Е., Ваккер О.В., Забусов В.В., Гулан Е.А. *Высшее профессиональное образование в XXI веке* // Под ред. член-корр РАН Опарина В.Н. Норильск. НИИ. 2010. 289 с.
6. Воробьев А.Е., Муров В.М., Алиев С.Б., Ваккер О.В. *Тенденции инновационного развития высшего образования в XXI веке*. Калининград. Издательство ФГОУ ВПО «КГТУ». 2010. 335 с.
7. О закреплении за Учебно-методическими объединениями направлений и специальностей высшего профессионального образования и дополнении перечня учебно-методических объединений ВУЗов // Приказ N 352. М., Государственный Комитет РФ по высшему образованию. 1994.
8. Приказ Минобразования РФ N 1742 об утверждении типового Положения об Учебно методическом объединении высших учебных заведений Российской Федерации от 17.04.2001 г.
9. Обучение иностранных граждан в высших учебных заведениях Российской Федерации // Статистический сборник. Выпуск 3. М., Центр социального прогнозирования. 2006. <http://www.russia.edu.ru/information/analit/statis/chislen>.

УДК 622.867

© Савинков А.И. 2012 г.

## ОРГАНИЗАЦИЯ И ТЕХНИЧЕСКАЯ ОСНАЩЕННОСТЬ ГОРНОСПАСАТЕЛЬНЫХ РАБОТ

Савинков А.И., командир Отдельного военизированного горноспасательного взвода Центрального рудоуправления НГМК

За годы независимости приняты законы, которыми создана правовая основа для развития экологически чистых технологий при освоении месторождений, комплексного освоения недр, а также улучшения условий труда и повышения безопасности работ в горноперерабатывающем производстве. На основании Постановления Кабинета Министров Республики Узбекистан от 03.03.1993 г. N 122, а также согласно Закону Республики Узбекистан «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» от 25.08.06 г. в технологии горнодобывающих предприятий должны быть заложены меры по защите жизни и здоровья работников, по локализации ее последствий.

Большинство производств горной, металлургической, химической и других отраслей промышленности представляют потенциальную опасность в отношении возникновения аварийных и несчастных случаев. Аварией на опасных производственных объектах является разрушение сооружений и (или) технических устройств, применяемых на опасных производственных объектах, неконтролируемый взрыв и (или) выброс опасных веществ.

Инцидентом на опасных производственных объектах является отказ или повреждение технических устройств, применяемых на опасных производствен-

ных объектах, отклонение от режима технологического процесса, нарушение требований, содержащихся в актах законодательства, а также нормативных технических документах в области промышленной безопасности.

Согласно Закону Республики Узбекистан «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» в рудоуправлении разработаны:

- мероприятия по локализации и ликвидации последствий аварии на опасном производственном объекте;
- осуществляются регулярные учебные тревоги и тренировки с привлечением собственных аварийно-спасательных служб, а также аварийно-спасательных формирований из числа работников опасных производственных объектов;
- имеется резерв финансовых средств и материальных ресурсов для локализации и ликвидации последствий аварии на опасном производственном объекте;
- проводится обучение работников действиям в случае аварии или инцидента на опасном производственном объекте;
- созданы системы наблюдения, оповещения, связи и поддержки действий на случай аварии на опасном производственном объекте, а также поддержива-

ются указанные системы в исправном состоянии.

Для своевременного принятия мер, обеспечивающих безопасность персонала шахты, карьеров, гидрометаллургического завода, объектов, использующих сильно действующие ядовитые вещества (СДЯВ), где существует вероятность возникновения различных по своему характеру аварий (пожары, обрушения, затопления, взрывы пыли и газов, а также аварии, сопровождающиеся большими выделениями взрывоопасных и токсичных веществ), представляющих угрозу жизни и здоровья людей, в рудоуправлении функционирует Отдельный военизированный горноспасательный взвод (ОВГСВ). Основными оперативными задачами ОВГСВ является:

- спасение людей, застигнутых авариями в шахте, в карьерах, на объектах использующих СДЯВ, оказание им первой медицинской помощи непосредственно на рабочих местах или во время эвакуации их на дневную поверхность и в лечебное учреждение;

- локализация и тушение подземных пожаров и возгораний в горных выработках и на промышленных площадках обслуживаемых объектов;

- ликвидация последствий горных ударов и обрушение горных пород, оползней в карьерах, аварий в складах взрывчатых веществ;

- разгазование горных выработок и участие в защите жизненно важных объектов рудника при затоплении, прорыве пльвунов и других подземных авариях;

- выполнение технологических и технических работ на обслуживаемых рудниках в пригодной и непригодной для дыхания атмосфере с применением специальной горноспасательной техники;

- согласование планов ликвидации аварий обслуживаемых объектов рудоуправления, контроль противоаварийной защиты и подготовленности к выполнению.

ОВГСВ обучает членов вспомогательных горноспасательных команд, горнорабочих, горных диспетчеров и лиц горного надзора обслуживаемых рудников правилам поведения и действий в аварийных ситуациях. В связи с тем, что взвод не входит в состав отряда, он называется отдельным горноспасательным взводом и осуществляет свою деятельность на правах горноспасательного отряда. Методическое руководство и контроль за деятельностью ОВГСВ осуществляется штабом ВГСЧ республики, который является органом управления горноспасательными подразделениями на территории республики и несет полную ответственность за боеготовность личного состава и табельного технического оснащения, а также за эффективность профилактики и ликвидации возникающих подземных аварий. В состав ОВГСВ входят 4 горноспасательных отделения, отделение горноспасателей-водолазов, лаборатория анализов проб шахтного воздуха и другие вспомогательные службы.

По вызову обслуживаемых подразделений горно-

спасательный взвод выезжает на объект аварии, как правило, в составе двух отделений — дежурного и резервного. Оставшийся во взводе дежурный вызывает личный состав свободной и выходной смены для привлечения их к дежурству. Дежурная смена несет службу согласно распорядку дня и графику несения службы и специальной подготовки личного состава ОВГСВ. В графике предусмотрено время на тактические занятия респираторщиков и командиров, их тепловые и физические тренировки, на проверку и настройку к применению дыхательных приборов и другого табельного оснащения. Согласно распорядку дня отводится время на прием пищи лицами дежурной и резервной смен, культурные и спортивно-оздоровительные мероприятия и отдых в ночное время. Готовность горноспасательного отделения определяется натренированностью и профессиональным мастерством каждого респираторщика и командира. Для этого респираторщики и командиры постоянно тренируются, совершенствуя свое профессиональное мастерство, содержат индивидуально закрепленные рабочие и вспомогательные респираторы в исправном состоянии и подготовленными для немедленного применения во время нахождения на службе.

Для проверки готовности отделения к действиям в аварийной обстановке и уровня профессионального мастерства каждого респираторщика и командира устраиваются учебные тревоги с условным выездом отделения на автобусах из оперативного гаража. При этом проверяется подготовленность отделения к спуску в шахту и выполнению разведки задымленных выработок, оказанию первой помощи людям и осуществлению других тактических операций в течение установленного учебно-тренировочного норматива времени.

Для выполнения профессиональных тренировок в подразделении имеется учебная шахта, которая оборудована устройствами и приспособлениями для искусственного создания задымленности атмосферы, высокой температуры и влажности воздуха. Часть выработок приспособлена для установки и возведения в учебных целях различных типов изоляционных перемычек, создания искусственных завалов обрушенной породой, искусственных очагов горения конвейерной ленты, электрических кабелей, элементов деревянной крепи.

При выполнении горноспасательных работ в удушливой атмосфере органы дыхания человека должны быть изолированы от окружающего воздуха. В этом случае человек дышит с помощью автономного дыхательного прибора (респиратора), имеющего системы очистки выдыхаемого воздуха от углекислого газа и обогащения вдыхаемого воздуха кислородом.

Регенеративные кислородные респираторы являются основным видом технического оснащения ОВГСВ. В настоящее время на вооружении ОВГСВ имеются респираторы Р-30, Р-34.

Для оказания первой помощи застигнутым аварией людям, кроме приборов защиты органов дыхания пострадавших, носилок для их эвакуации и медикаментозных и перевязочных средств, на вооружении ОВГСВ находится также специальное оснащение - автономные аппараты искусственной вентиляции легких, иммобилизирующие носилки, домкраты, гидравлический инструмент и др.

Аппараты искусственной вентиляции легких ГС-10, ГС-ПС предназначены для выполнения искусственного дыхания и ингаляции кислорода пострадавшему в обычной или удушливой атмосфере.

Иммобилизирующие вакуумные носилки НИВ предназначены для создания неподвижности (иммобилизация) тела пострадавшего с открытыми переломами костей конечностей, травмами позвоночника либо обширными ожогами и создания щадящих условий при его эвакуации по горным выработкам в положении лежа, полусидя или сидя.

Аварийно-спасательный гидроинструмент применяется при разборке завалов в горных выработках и на дневной поверхности шахт, для разрезания арматуры, металлических труб или сетки, раздвигания металлоконструкций и поднятия больших глыб породы при извлечении пострадавших или проникновении к ним спасателей. В качестве противопожарного оборудования на оснащении ОВГСВ имеются пожарные рукава и стволы для подавления огня водой из шахтного пожарно-оросительного трубопровода, ручные огнетушители, пеногенераторы, порошковые средства огнетушения, а также установки порошкового и пенного тушения пожаров в шахте. Технические средства тушения пожаров водой имеются на оснащении горноспасательных отделений и на базе подразделения. К ним относятся мотопомпы и устройства для промежуточного водозабора из пожарно-оросительного трубопровода шахты, пожарные стволы для подачи компактной струи и водоразбрызгива-

тели. Согласно таблице ОВГСВ оснащен переносными и стационарными газоанализаторами. Для экспресс-определения в рудничном воздухе аварийного участка содержания окиси углерода, кислорода и других газов индикаторные трубки химического определения отдельных газов с помощью мехового аспиратора ГХ, а также электрохимических газоанализаторов марки МГЛ.

В качестве горноспасательной связи подземной базы и командного пункта с местами ведения работ и отделениями, ушедшими в разведку, используются высокочастотные аппараты связи «Кварц», а для оперативной связи на поверхности используется радиостанция «Моторола».

Оперативные автомобили, на которых отделения выезжают на аварию и доставляется горноспасательное оборудование, представлены автомобилями марки ГАЗ 3308 для командного состава. Для доставки выездной лаборатории используются автомобили марки «Тойота Хай люкс» и микроавтобус «Тойота хайс».

Таким образом, деятельность ОВГСВ является одной из обязательных государственных норм для безопасного ведения горных работ, а профессиональная организация и техническая оснащенность горноспасательных работ на предприятии позволяет оперативно ликвидировать сложные аварии, возникшие на обслуживаемых объектах.

Планомерная, повседневная работа по совершенствованию профессионального мастерства, проведение профилактической работы отражается в результатах годовых проверок штабом ВГСЧ Республики Узбекистан.

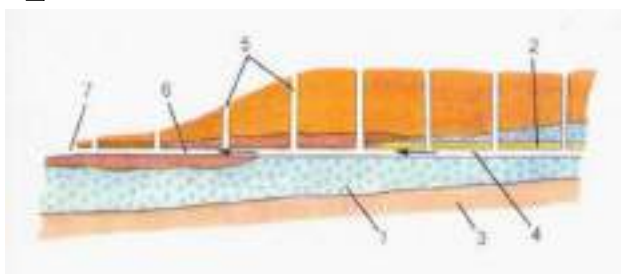
За последние десять лет Отдельный военизированный горно-спасательный взвод рудоуправления пять раз признавался лучшим взводом республики, четырежды занимал второе место и один раз был третьим.

## КЎҲНА ЗАМИННИНГ ҚАДИМИЙ ГИДРОТЕХНИК ИНШОТЛАРИ

Рахмонов С.М., НДКИ ижтимоий гуманитар фанлар кафедраси ассистенти

Мустақиллик йилларида янада гуллаб яшнаётган Навоий вилояти ёш ва навқирон вилоят бўлсада, унинг инсоният тамаддунига катта ҳисса қўшган қадимий ва бой тарихи бор. Вилоятнинг энг қадимий тарихини акс эттирувчи ёзма манбаалар нисбатан кам бўлсада, бугунги кунгача сақланиб қолган моддий манбаалар қадим тарихнинг жонли гувоҳи сифатида хизмат қилади (1-2 расм.).

Навоий ёхуд Кармана тарихида ибтидоий даврлар тарихи дебчаси бўлмиш Учтут чакмоқтош устахоналари, Сармишсой қоятош суратлари, Бурқуттепа харобалари қаторида, милоддан аввалги тарихни бағрида жо қилган Нур қальаси ва унинг қадимий шахристонлари ҳамда дехкончилик суғориш ишларида муҳим аҳамият касб этган кўҳна қоризлар ҳам тарихий ёдгорликлар сирасига қиради десак



1-расм. Кориз: 1-сувли қатлам; 2-қум; 3-лой қавати; 4-сув йиғадиган лаҳим; 5-вертикал қудуқлар; 6-сув ўтказадиган лаҳим; 7-сув олиб чиқадиган канал



2-расм. Бугунги кунгача сақлиниб қолган кўҳна коризлардан бири (Нурота шаҳри)

муболаға бўлмайди.

Нур қалъаси ҳозирги Навоий вилоятининг шимоли шарқида жойлашган Нурота шаҳрининг қадимги номи бўлиб, қалъа Зарафшон водийсининг Бухоро ва Самарқанд каби асосий шаҳарларини, жанубий Қозоғистоннинг Жеттисув ва бошқа вилоятлари билан боғлаб турадиган, қарвон йўлидаги шаҳарлардан бири бўлган. Шу билан бирга Нур қалъаси ёки Нурота шаҳрида Буюк ипак йўлининг бир тармоғи ўтган бўлиб, шаҳарда милоддан аввалги IV-II асрларга оид Нур қалъаси мудофаа деворлари ва коризлар тизими сақланиб қолган [1].

Ер ости сувларини тўплайдиган ва юқорига олиб чиқадиган гидротехник иншоот ҳисобланмиш коризлар айрим манбааларда фотиҳ Искандар Мақдуний кашфиётларидан бири сифатида тилга олинса, бошқасида форслар томонида қазилган ер ости сув ишооти деб айтиб ўтилган.

**Кориз** (форсча) – ер ости сувларини йиғиш ва уларни ер юзасига чиқариш учун қурилган ер ости сув иншооти бўлиб, аҳолини сув билан таъминлаш ва деҳқончиликда суғориш ишларини амалга ошириш мақсадларида қўлланилган. Коризлар нафақат Ўзбекистонда балки Яқин Шарқ, Жанубий-Шарқий Осиёда ҳам кенг тарқалган бўлиб, Ўрта Осиёнинг тоғли ва тоғ олди зоналарида кўпроқ учрайди. Жумладан Туркменистоннинг Ашхобод шаҳрида, Ўзбекистоннинг Бухоро, Навоий, Самарқанд ва

Наманган вилоятларида бир неча юзлаб коризлар қазилганлиги аниқланган [2].

Давлат ижтимоий-иқтисодий ривожланишнинг муҳим манбааларидан бири бўлган, чўл ва дашт зоналаридаги чорвачилик ва деҳқончиликнинг гуллаб яшнашига хизмат қилган, барпо этилиш тарихи фотиҳ Искандар Зулқарнайн даврига бориб тақаладиган ушбу сув иншоотларидан, Ўрта Осиёда XX асрнинг 20 – йилларига қадар экинларни суғоришда ҳамда аҳолини сув билан таъминлашда мунтазам фойдаланиб келинган.

Коризларнинг қазилиш техникасида ёки қудуқлар қазилар жараёнида ер ости сатҳида рўй берадиган ўзгаришлар ва жой рельефидаги нишабликни аниқ белгилаш талаб этилган. Бу ишлар махсус асбоблар – «астролябия» (голландча - жойнинг географик координаталарини, горизонтал бурчакларини ўлчашда кенг қўлланиладиган асбоб. М.авв. II-асрдан бери маълум бўлиб, мукаммал нусхаси XVII-асрда яратилган. Унинг ёрдамида вақтни, географик кенглик, узунлик ва ер қобиғи ҳаракатини текшириш мумкин) ёки «ватерпас» (лотинча - горизонталликни текшириш ва кичик қиялик бурчакларини ўлчаш учун ишлатиладиган оддий асбоб. Ер текислаш ва дурадгорлик ишларида ишлатилган [3]).

Коризлар йўналиши (трассаси) белгилаб чиқилгач, шу йўналиш бўйлаб ҳар 5 метрдан 40 метргача қудуқлар қазилган. Қудуқларнинг чуқурлиги эса 14-15 метрдан то 60-70 метргача бўлган, айрим жойларда эса сув сатҳига қараб бундан ҳам чуқурроқ қазилган. Масалан Ашхобод шаҳри яқинида (Туркменистон Республикаси) чуқурлиги 100 метр, сув сарфи 150-225 л/с бўлган ана шундай сув иншоотлари қазилганлиги эътиборлидир.

Қудуқлар сувли қатламга тушадиган лаҳим (туннель) орқали бир-бирига бирлаштирилган. Лаҳимларнинг баландлиги 1,5 метр эми эса 1 метрни ташкил этиб, деворлари ёғоч ва тошлар билан мустаҳкамланган, узунлиги эса жой нишаблигига қараб бир неча километргача чўзилган.

Масалан Нуротадаги Мастон номли коризнинг 280 қудуғи бўлиб, бош қудуқнинг чуқурлиги 14 метр ва лаҳмининг узунлиги 3 км ташкил этган. Коризлар қурилиши даврида бу қудуқлар тупроқ, шағални чиқариб ташлашга қулай бўлиб, қўл меҳнатини анча осонлаштирган бўлса, коризларни ишлатиш даврида, яъни сув чиқариш даврида, вақти-вақти билан қудуқларни назорат қилиб туриш, тиклаш ва таъмирлашга ҳамда, ҳар йили баҳор фаслида тозалаш (ҳашар) ишларини амалга оширишга хизмат қилган.

Маълумотларга қараганда ўрта ҳисобда 1 метр узунликдаги сув йиғувчи қудуқ 0,3-0,6 л/с сув берган. Коризларни қазилганда бир канча коризчи жамоалар ойлаб ёки йиллаб меҳнат қилган. Лаҳим ва қудуқлар қазилиб улар орқали минглаб кубометр тупроқ ва шағал чиқариб ташланган.[4].

XX – аср бошларига келиб қадим Нурота

коризлари сони юздан ортиқ бўлиб, уларнинг катта – кичиклиги қудуқлар сонига қараб аниқланган.

Нуротада қадимги коризлардан кўпи кўмилиб кетган бўлиб, айрим коризлар номи билан аталувчи қишлоқлар вужудга келган. Мастак, Зулм, Зулфикор, Мозор, Хайробод, Султон, Кўнчи, Бегли, Калта Кориз каби коризлар шулар жумласидан бўлиб, улардан айримлари бугунги кунгача сақланиб қолган.

Хулоса қилиб айтганда нафақат Нурота тарихида, балки бутун Марказий Осиё худуди текисликларида милоддан аввалги даврлардан бошлаб суғорма деҳқончиликнинг манбаи бўлиб келган ушбу сув иншоотлари – коризлар, аҳоли турмуш тарзини яхшилаш, юрт ободлиги мўл-

қўллигига катта хизмат қилиб келган. Бундай ер ости сув иншоотларини барпо этишнинг ўзи бўлмаган албатта. Бу ўша давр кишида ўзига хос қобилият ва ақлий маҳорат талаб этган. Машшақатларга қарамай ер остидаги сувни ернинг устиги қисмига, ҳозирги давр тили билан айтганда ҳеч қандай техника ва ёрдам кучисиз, босим ўлчамларини ҳисобга олган ҳолда олиб чиқиш ва ундан турмуш маданиятида кенг кўламда фойдаланиш, кишиларда тинимсиз йиллаб меҳнат қилиш ва ирода талаб этган. Шунинг учун ҳам коризлар бугунги кунда инсоният тарихидаги аниқроғи инсон қўли билан яратилган ўзига хос бой тарихий манбалардан бири десак муболаға бўлмайди.

**Фойдаланилган адабиётлар:**

1. *Навои - древний край со светлым будущим. Тошкент «Маънавият» 2011 г*
2. *Ўзбекистон Миллий Энциклопедияси. 1-2-жилд. Давлат илмий нашрети. Тошкент 2001 й.*
3. *Ўзбекистон Миллий Энциклопедияси. 5-жилд. Давлат илмий нашрети. Тошкент 2003 й.*
4. *Йўлчи Қосимов "Наманган вилояти суғориш тарихидан" Тошкент. Фан 1988 й.*

УДК 82.08

© Сытенков В.Н. 2012 г.

## НЕКОТОРЫЕ ПОЖЕЛАНИЯ НАЧИНАЮЩИМ АВТОРАМ

Сытенков В.Н., зав. сектором ФГУП «ВИМС» докт. техн. наук, академик Академии горных наук России

Значение статей научно-технической тематики в формировании и расширении кругозора специалистов общепризнанно, поэтому при их подготовке на первое место обычно ставится информативное направление и нередко игнорируется другое, на наш взгляд, более важное направление – приобретение автором в процессе написания статьи **навыков профессионального, логически безошибочного изложения**.

Следовательно, без достаточного внимания остаются моменты, имеющие принципиальное значение не только для написания научно-технических статей, но и для повышения квалификации самого автора.

Опираясь на известные рекомендации и собственный опыт, представляется полезным высказать начинающим авторам некоторые пожелания о том, как следует писать статью научно-технического характера. Для этого предлагаем логическую схему построения типичной научно-технической статьи:

1. Название статьи.
2. Сущность проблемы или вопроса (введение).
3. Изложение материала.
4. Заключение (или выводы).
5. Использованная литература.

**1. Название статьи.** Как театр начинается с ве-

шалки, так и статья начинается с названия, которое должно дать четкое представление о ее содержании.

**Пример 1.1.** Название статьи «**Некоторые пожелания начинающим авторам**» говорит о том, что она не является инструкцией, которой следует строго придерживаться, но лишь содержит некоторые советы общего плана.

**Пример 1.2.** Название статьи «**Взаимосвязи геологических характеристик месторождения с параметрами технологических процессов горного производства**» указывает на то, что в ней речь пойдет не столько о качественной, сколько о количественной интерпретации названных взаимосвязей; об этом свидетельствуют слова «характеристики» и «параметры», которые, как правило, дают возможность привести цифровые значения.

**2. Сущность проблемы или вопроса (введение).** Эта часть статьи является предисловием для последующих сообщений и характеризуется **лаконизмом** изложения материала: никаких лишних украшающих слов, никакого отвлечения в сторону от темы (названия) статьи. Приводятся только те сведения и сделаны только те обобщения, на которые автор будет опираться в своем дальнейшем изложении материала. И не более того! Сущность проблемы должна

найти выражение через раскрытие степени изученности вопроса, постановку цели и задач и примененных автором методов исследований, а форма такого выражения может быть различной.

Вместе с тем, следует иметь в виду, что отдельного пояснения заслуживают лишь специальные методы исследований. В этом случае читателю по ходу изложения материала должна быть предоставлена возможность по косвенным признакам определить с помощью каких общеизвестных методов получены результаты.

В явном или неявном виде в предисловии целесообразно сформулировать **идею** работы, которая при изложении материала будет определять логику мыслей автора, оказывая на него направляющее воздействие и выполняя роль логического костяка статьи.

**Пример 2.1.** В первом абзаце настоящей статьи первое предложение характеризует состояние вопроса, отмечены особенности его проявления в виде критического замечания. Во втором - содержится постановка задачи. В следующем абзаце формулируется цель написания настоящей статьи, при этом цель и задача поменялись местами (по сравнению с привычной схемой), однако этот обмен, если вдуматься, логически оправдан.

В первом абзаце в неявной форме выражена также идея, которая является стержнем статьи: **«моменты, имеющие принципиальное значение для повышения квалификации самого автора, приобретения автором навыков профессионального, логически безошибочного изложения».**

**Пример 2.2.** Эти же вопросы в статье **«Взаимосвязи геологических характеристик месторождения с параметрами технологических процессов горного производства»** раскрыты следующим образом: «В процессе изучения и открытой разработки месторождений Мурунтау, Даугызтау, Кокпатас, Бесапантау установлены функциональные взаимосвязи между их геологическими характеристиками и параметрами технологических процессов (**состояние вопроса**). Однако эти взаимосвязи в ряде случаев не получили математической интерпретации, что затрудняет их применение при математическом моделировании на основе, в частности, энергетической теории и уравнения баланса ценностей (**цель работы, сформулированная в неявном виде через недостатки о состоянии изученности вопроса**). Поэтому в настоящей работе предпринята попытка представить результаты исследований в формализованном виде, пригодном для использования при построении математических моделей горного производства» (**решаемые задачи**).

По косвенному признаку (речь идет о математической интерпретации) можно сделать вывод о том, что при обработке материалов применены статистические и аналитические **методы исследований**. В неявном виде здесь присутствует также и **идея работы**: «Используя имеющуюся информацию получить мате-

матическую интерпретацию соответствующих зависимостей для построения математических моделей горного производства».

При написании статей, связанных с разработкой месторождений, рассматриваемый раздел формируется, главным образом, на основе анализа особенностей ведения горных работ или эксплуатации оборудования в конкретных горно-геологических и горно-технических условиях.

**Пример 2.3.** В статье **«Повышение адаптационных возможностей автомобильно-конвейерного транспорта карьера Мурунтау»** цель, задачи и методы исследований представлены следующим образом.

Месторождение Мурунтау разрабатывается открытым способом (размер карьера по поверхности 3,2x2,5 км, фактическая глубина 550 м при проектной более 700 м, производительность по горной массе 35 млн.м<sup>3</sup>/год) с использованием в проектом варианте на вскрышных работах автомобильно-конвейерного транспорта (комплекса циклично-поточной технологии -ЦПТ). Однако уже при запуске этого комплекса в эксплуатацию (1984 г.) было ясно, что вскрышных пород недостаточно для его полной загрузки. Анализ горно-технических условий карьера Мурунтау позволил выявить некоторые особенности строения месторождения, параметров разрыхленной горной массы и формирования рабочей зоны (**состояние вопроса**), при адаптации комплекса циклично-поточной технологии к которым (**идея работы**) его эффективность может быть значительно повышена (**цель работы**). К таким особенностям относятся (**далее – формулирование задач работы**):

- перемещаемость разных сортов руды и пустой породы, что требует их раздельной выемки, транспортирования и складирования;

- широкий диапазон изменения гранулометрического состава горной массы в экскаваторных забоях (выход фракции +500 мм изменяется от 0 до 40%), что существенно влияет на конструкцию перегрузочных пунктов;

- смещение зоны интенсивного ведения работ из центральной, где размещены перегрузочные пункты комплекса ЦПТ, в периферийные и на его верхние горизонты, что увеличивает расстояние перевозки автомобильным транспортом и требует перемещения горной массы а/самосвалами сверху вниз и внутри карьера.

В рассматриваемом случае **задачи** сформулированы как следствие из особенностей горнотехнических условий карьера. Причем в первой части каждой задачи приведена особенность условий, во второй - роль этой особенности в комплексе ЦПТ, то есть подсказывается направление дальнейших рассуждений в решении задачи. Сама же задача четкой формулировки не имеет, поскольку речь идет не о конкретном вопросе, как-то: «Определение параметров грохотильного перегрузочного пункта», а лишь о принци-

пиальных путях ее решения, связанных с влиянием гранулометрического состава на конструкцию перегрузочных пунктов.

**Методы решения** поставленных задач лишь понимаются - анализ условий и выбор наиболее рационального решения из всего многообразия известных.

**3. Изложение материала.** В основе научнотехнической статьи, представляющей собой изложение материала путем правильно построенного хода мыслей автора, должна лежать формальнологическая схема, понимаемая читателем как логический костяк, облакаемый конкретным содержанием. В одних статьях такая логическая схема может быть явно выражена, является центральным стержнем при написании статьи, постоянно находится в поле зрения автора и в соответствии с нею он последовательно выбирает этапы изложения своих рассуждений. В других статьях логическая схема рассуждений может оставаться затусневанной, а ее роль сводится к контролю порядка изложения материала. Но в любых статьях логическая схема должна быть закономерной, лишенной пробелов, иначе рассуждение становится недоброкачественным и должно быть откорректировано.

Характерными признаками формальнологической схемы статьи являются расчлененность хода рассуждений и полноценность аргументации [1].

**3.1. Расчлененность хода рассуждений.** Обратимся к примеру 2.3, в котором выделенные три группы особенностей получают свое развитие в виде задач (вопросов), требующих рассмотрения. Следует отметить: задачи (вопросы) представляются в той же последовательности, что и группы особенностей, и в дальнейшем эта последовательность нарушаться не должна! Поэтому, рассматривая три задачи (вопроса), каждая из которых к тому же может разбиваться на подзадачи (подвопросы), мы обязаны исключить смешения между ними и перескоки с одной в другую. Если же такое смешение или такие перескоки будут допущены, то это неизбежно приведет к путанице и ошибкам в рассуждениях. Поэтому пока автор не закончил рассмотрение одного вопроса со всеми его подвопросами, не следует переходить к рассмотрению следующего.

Для того, чтобы такие смешения и перескоки стали невозможными, имеет смысл пользоваться нумерацией вопросов и подвопросов по крайней мере до стадии окончательной редакции статьи. Например, рассматриваются три вопроса, каждый из которых имеет несколько подвопросов. Пронумеруйте их: вопросы 1, 2, 3; подвопросы 1.1, 1.2 и т.п. (или каким-то другим способом). Перед каждым абзацем, в котором начинается рассмотрение нового вопроса или его подвопроса, ставится принятое для этого вопроса обозначение (например: 1.1, 1.2 и т.п.). Поскольку такая нумерация служит лишь внешним приемом и не является обязательной, ее можно в окончательной

редакции статьи убрать, так как суть не в ней, а в четкой **логической расчлененности рассуждений**, которую такая нумерация не только подчеркивает, но и **стимулирует**.

В общем виде правильно построенная формальнологическая схема статьи подчиняется законам иерархии [2]: самый верхний уровень содержит сущность проблемы, которая раскрывается отдельными вопросами, а внутри них - подвопросами. Степень детализации повышается в направлении от верхнего уровня (сущности проблемы) к нижнему (вопросам или подвопросам). Такая схема в наибольшей мере способствует автору и его читателю:

- следить за правильностью течения мысли, гарантируя от ошибок;

- учитывать всю совокупность рассматриваемых вопросов и подвопросов, обязывая затронуть каждый из них, не пропуская и не перескакивая с одного на другой.

Таким образом, ход рассуждений автора представляет собой разветвленный поток информации, при правильном построении которого ни одна часть не может возникнуть из ничего, как не может оборваться, не получив логического завершения.

**3.2. Полноценность аргументации.** Необходимо помнить о том, что решением конкретной технической задачи занимаются одновременно многие специалисты, а выводы, с полной убежденностью отстаиваемые автором, с такой же убежденностью могут быть оспорены другими.

Поэтому основной момент, которому следует уделять внимание, представляя результаты исследований и обобщений на всеобщее обсуждение, - полноценность аргументации. Основная задача автора заключается в том, чтобы по возможности обезоружить своих оппонентов, в полной мере используя весь запас аргументов, какие мыслимы в данном сообщении. Поэтому автор должен **приучить себя к самокритике**, выискивая возможные возражения и противопоставляя им дополнительные аргументы.

При выборе аргументов следует помнить о Принципе инстинктивного признания-отрицания и Принципе обманчивого благополучия [3], игнорирование которых приводит к тривиальным ошибкам и готовит благоприятную почву для оппонентов.

**Принцип инстинктивного признания-отрицания** заключается в том, что факты и закономерности, концептуально отрицаемые автором, неосознанно исключаются из рассуждений или уменьшается их значение, а фактам, концептуально признаваемым автором, придается более весомое значение. Поэтому автор получает либо тот результат, к которому он осознанно или неосознанно стремился и «хотел» получить, либо тот результат, который он осознанно или неосознанно не признает и который, в конечном счете, может не соответствовать реальному положению вещей.

**Принцип обманчивого благополучия** выражает-

ся в том, что первые успехи или неудачи при проведении экспериментов могут быть кратковременными, но они принимаются за окончательный результат, получение которого объясняется тем, что вначале имел место не скомпенсированный эффект, фактически противоречащий законам природы. Однако это приводит к ошибочным выводам. Характерным примером действия этого принципа, служат эксперименты со струйными вентиляторами на Сибайском и Учалинском карьерах, в которых сначала был сделан, а затем опровергнут вывод о возможности разрушения с их помощью внутрикарьерной инверсии, поскольку при более тщательном анализе было установлено, что решающую роль здесь играли не вентиляторы, а изменение всей метеорологической ситуации района.

**Таблицы, рисунки и формулы** (особенно эмпирические), употребленные своевременно, делают аргументацию автора весьма убедительной. Однако они требуют почти всегда ответа на вопросы «**Зачем?**» и «**Ну и что?**». Поэтому еще до их появления в тексте автор должен знать, какую роль они будут играть в рассуждениях. И, как правило, таблицы и рисунки почти всегда требуют комментариев: «Анализ результатов расчетов, приведенных в табл.1, показывает, что» или «Графическая иллюстрация зависимости (3.2) позволила выявить (рис.4)». Из этого следует, что рисунков и таблиц, не связанных с текстом, быть не должно. Кроме того, если математическое выражение, полученное в результате обработки экспериментальных данных, автор подкрепляет графиками, то это будет не только логично, но и психологически оправданно, поскольку многие инженеры привыкли работать с чертежами, а формулы воспринимают с трудом.

**3.3.** Всегда следует помнить также о том, что мыслей автора не знает никто. При написании статьи автору все понятно, поэтому часто он считает излишним пояснять вроде бы очевидные вещи. Однако читатель видит только то, что написано, а не то, что автор хотел сказать и вещи, очевидные для автора, таковыми для читателя не являются. Следовательно, к каждой фразе, к каждому слову необходимо относиться **критически**, глядя на них как бы со стороны, т.е. чужими глазами. И если существует малейшая возможность двоякого их толкования или непонимания, то они должны быть изменены или дополнены.

**3.4.** При написании статьи часто возникает необходимость объединить понятия по какому-то признаку, т.е. произвести классификацию. В этом случае наиболее распространены две характерные ошибки: **нарушение полноты и выдержанности классификации**.

**Нарушение полноты классификации** состоит в том, что вне поля зрения остаются некоторые понятия. Например, выемочно-погрузочные машины делятся на механические лопаты, роторные и цепные экскаваторы, фронтальные погрузчики, при этом за-

быты горизонтально-фрезерные машины и выемочные комбайны.

**Требование выдержанности классификации** состоит в том, чтобы она проводилась по единому принципу или признаку. Например, выемочно-погрузочные машины делятся на машины циклично- и непрерывного действия и гидравлические. Как видим, здесь произошло смешение принципа действия с типом привода машины.

**3.5.** Важно напомнить еще одно требование к автору научно-технических статей: правильность использования **символики и терминологии**. Например, в научно-технической литературе по горным дисциплинам коэффициент крепости пород принято обозначать символом  $f$ , модуль Юнга - символом  $m$ , и специалисты к этому привыкли. А если автор поменяет местами значение этих символов, даже сделав соответствующие пояснения в тексте, то это вызовет непонимание из-за якобы имеющихся искажений смысла рассуждений. Не рекомендуется также использовать один и тот же символ, но с разными индексами для обозначения противоположных по смыслу или не совместимых между собой характеристик. Например, если глубина карьера обозначена символом  $H_k$ , а высота отвала символом  $H_o$ , то никаких противоречий нет, поскольку речь идет о сопоставимых вертикальных размерах. Но как только автор обозначит длину транспортирования горной массы таким же символом  $H_{тр}$ , это обозначение, даже имеющее другой индекс, вызовет недоумение и путаницу.

Горная наука за время своего развития сформировала обширный терминологический словарь, поэтому при написании статей следует использовать общепринятую терминологию. Применение неточных терминов приводит к путанице, различию или искажению смысла. Например, в «Единых правилах безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом», утвержденных Госгортехнадзором России в 1992 г., под термином «технический надзор» понимается руководитель работ в карьере, к которому, исполнителю работ, следует обращаться за указаниями при возникновении нестандартных ситуаций. В то же время в технической литературе и на практике под техническим надзором понимается внешний по отношению к карьере контроль за соблюдением норм и правил по охране труда. Чтобы избежать таких разночтений, в «Правилах безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом», утвержденных Госгортехнадзором Узбекистана в 1996 г., введен раздел «Общие понятия и термины, принятые в Правилах». Поэтому, если у автора возникают опасения быть неправильно понятым из-за неточного термина, то лучше объяснить, в каком значении он употреблен.

То же самое можно сказать и об употреблении иностранных слов, значение которых специалисту могут быть не понятны. Поэтому если автор хорошо

знает предмет, о котором пишет, то он всегда сможет изложить свои мысли простым, доступным языком.

**4. Заключение.** В этой части статьи подводятся итог всех рассуждений, поэтому приводятся главные выводы, результаты работы, ради которых и написана статья. В любом случае результаты располагаются в том же порядке, в котором они были изложены в тексте. Степень детализации результатов должна возрастать от начала к концу заключения.

При написании объемной статьи со многими рассматриваемыми вопросами после каждого вопроса иногда имеет смысл сделать промежуточное заключение, начинающееся, как правило, словами «Таким образом,...». Общее заключение в этом случае представляет собой концентрированное выражение промежуточных.

**Замечание.** В связи с тем, что информационный поток огромен, специалисты не в состоянии уделять каждому источнику информации достаточного внимания, поэтому многие из них читают только введение (постановку задачи) и заключение (полученные результаты), пробегаая содержание статьи «по диагонали». И если постановка задачи и полученные результаты выражены не четко («туманно»), информа-

ция может не найти своего читателя. Если же читатель заинтересуется, он начнет внимательно читать все, от начала до конца.

**5. Используемая литература.** Автор всегда опирается на знания, полученные ранее. Он может их оспаривать, дополнять, расширять, учитывать. Ведь его аргументы строятся не на пустоте, а на предшествующих исследованиях, и у него всегда есть учителя. Приведенная в конце статьи литература указывает круг его интересов, позволяет расширить кругозор. Ссылки в статье должны быть обобщены, вплоть до указания страниц. Это тем более интересно, если автор вступает в полемику или в неисследованную область науки и техники. Заканчивая эту статью, хотелось бы подчеркнуть: **потребность рассуждать логически и аргументировано - воспитывается!** Но воспитывается только на конкретных примерах, когда показано, к каким ошибкам и неувязкам ведет несоблюдение этого требования при изложении материала. И лучше, если такое воспитание проходит при участии каких-либо оппонентов. Но следует также отметить, что оно идет и своим чередом без нашего вмешательства. Только медленнее!

*(Данная статья публикуется повторно).*

**Список литературы:**

1. Хинчин А.Я. О воспитательном эффекте уроков математики // Математика как профессия. - М.: Знание, 1980. -64 с.
2. Петрович Н.Т. Люди и биты. - М.: Знание, 1986. - 148 с.
3. Реймерс Н.Ф. Природопользование// Словарь-справочник. - М.: Мысль, 1990. - 637 с.

## ЗАЩИТА ДИССЕРТАЦИЙ



Махмудов А.М.

Ивановский Д.С.

Решениями ВАК Республики Узбекистан от 31 мая 2012 г. Махмудову Азамату Махмудовичу – ст. преподавателю кафедры «Электротехника, электромеханика и электротехнология» НГГИ и Ивановскому Денису Сергеевичу – и.о. начальника производ-

венно - технического отдела Центрального рудоуправления НГМК присвоены ученые степени кандидата технических наук по специальности 05.15.03 - «Открытая разработка месторождений полезных ископаемых».

Темы их диссертационных работ соответственно: «Научные основы совершенствования буротривной технологии добычи блоков камня управлением разрушающими усилиями», «Исследования перемещения разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов».

Научно-техническая и педагогическая общественность горно-металлургической промышленности, друзья и коллеги сердечно поздравляют Махмудова Азамата Махмудовича и Ивановского Дениса Сергеевича с присвоением ученой степени кандидата технических наук и желают им крепкого здоровья, личного счастья и новых творческих успехов на благо прогресса и процветания Республики Узбекистан!

## ФАН ВА САНЪАТНИНГ УЙЎУНЛИГИ (АКАДЕМИК ҲАБИБ АБДУЛЛАЕВНИНГ 100 ЙИЛЛИК ТАВАЛЛУД КУНИГА БАЎИШЛАНАДИ)

Хасанов А.С., НавДКИ Олмалик КМФ «Металлургия» кафедра доценти, техника фанлари доктори

*«Олимлар ва ижодкор ходимларимизга эътиборни кучайтириш керак. Чунки маънавий бойликларни айнан шулар яратади. Уларга гамхурлик қилиш, самарали фаолияти учун барча зарур моддий-маънавий шароитларни яратиб бериш давлат ҳокимияти ва хўжалик ташкилотлари раҳбарларининг бурчи ва масъулиятли вазифасидир».*

*Ислом Каримов «Юксак маънавият-енгилмас куч» асари.*

Кунларнинг бирида, Тошкент шаҳридаги, Гогол кўчаси, 70-уйдаги Олий аттестация комиссиясининг кичик залида, йирик олимлар даврасидаги бир анжуманида иштирок этишимга тўғри келди. Деворда катта паннода буюк алломалар Абу Райҳон Беруний, Абу Али ибн Сино, Мирзо Улуғбек, Арасту ва бошқалар қаторида академик Ҳабиб Абдуллаевнинг ҳам сурати чизилган эди. Баҳс айнан шу суратлар қаторидан Ҳ.Абдуллаев домланинг ҳам муносиб ўрин олгани хусусида борди. Унда ажойиб ёзувчи ва драматург, филология фанлари доктори Хуршид Дўстмухаммад, юридик фанлари доктори проф. Хамроқул Самадов ва бошқалар ўз фикрларини билдириб, Ҳ. Абдуллаевнинг қисқа илмий ижодий фаолиятига юқори баҳо беришди.

Шунда мен устоз академик Ҳабиб Абдуллаевга оид марҳум атоқли ҳофиз Фахриддин Умаров хотирасидан бир лавҳани айтиб бердим.

Бу ҳикоя, Хуршид Дўстмухаммадга ёқиб қолиб «Сиздан илтимос, албатта шу сўзларни хотира қилиб ёзиб қўйинг», дедилар. Мен буни санъаткорларнинг илм аҳлига, илм аҳлининг эса санъатга бўлган юксак ҳурмат ва эътибори сифатида бажонидил оққа кўчирдим. 1990 йил ёз ойида Оҳангаронлик яқин дўстим, Фахриддин Умаровнинг шогирди Умархон Султонов билан бир тўйга таклиф қилиш учун Қибрайга, ҳофиз уйига бордик. Ҳофиз эндигина куртак ёзган узум барглари хомтоқ қилаётган экан. Устоз-шогирд ўзаро суҳбатлашишди ва ҳофизга мени таништирди.



Эртасига Фахриддин ака Пискентга тўйга бориши кераклигини айтиб, ўша тўйга шогирди Умархонни ҳам таклиф қилди. Мен эртароқ Пискентга келишимни, суҳбат қуриб, дам олишимизни айтишди. Эртасига кечқурун бўладиган тўйга ҳофиз тушликка яқин етиб келди. Ҳофиз биринчи марта Пискентга келган пайтларини эслаб кўп илик сўзларни гапириб берди. Суҳбат асносида Фахриддин Умаров мендан академик Ҳабиб Абдуллаев ҳақида сўраб қолди. Мен устоз ҳақида билганларимни айтиб бердим.

Ҳабиб Абдуллаев 1912 йил 31 августда Ўш шаҳрида туғилган. 1946 йили 36 ёшида геология-минералогия фанлари доктори илмий даражасини химоя қилиб, 1947 йили бир йил ўтгач, Ўзбекистон Фанлар Академиясининг академиги этиб сайланади. 1942 йилдан 1946 йилгача, сўнг 1955-1956 йиллар Ўзбекистон Ҳукумати раисининг ўринбосари (Давлат План комиссиясининг раиси), 1956 йилдан 1961 йилгача Ўзбекистон Фанлар Академияси Президенти бўлиб ишлаган. 130 дан ортиқ илмий мақола ва 7 та монография муаллифи бўлган. Чет элларда тан олинган айрим асарлари немис, инглиз ва хитой тилларига таржима қилинган. Мурунгов конининг очилишида, 1949-50 йиллари Олмалик комбинати очилишига бир талай ҳужжатларни тайёрлашда фаол иштирок этган. Ҳабиб Абдуллаев бир шеърни ва бир кўшиқни ҳаётда жуда ёқтириб қолган. Ҳикоя айнан шу шеър ва кўшиқ ҳақида эди.

Кунлардан бир куни академик Ҳ. Абдуллаев Дўрмонга дўсти, ёзувчи Абдулла Қаҳҳорни излаб боради. Афсуски у уйда йўқ экан, хотини Қибриёхон опа ҳозир келиб қолишини айтгач, олим бироз боғ айланиб, ёш шоирлар, жумладан Абдулла Орипов билан танишиб қолади. У эндигина ёзиб тугатган шеърини ўқиб беради.

Олим шеърнинг айрим сатрларини эслаб қолади ва ўз ҳаётидаги ноҳақликларни, тухматларни, унга атайлаб уюштирилган душманлик қилиш учун тўқилган ёлғон туфайли юрагига ҳамшиша зарба бериб келаётган, олимлик машаққатини тушунмаган, олимлик нонини татиб кўрмай ўзини

улардан юқори тутиб, ўз йўлига ю р г и з и ш и г а х а р а к а т қилаётганлар, фақат унинг юрак бағрини тилкалаётганини, кўксига ханжар санчаётганини, бу дунё наҳотки жаллодга ўхшаб кетаётганини, ёш шоирнинг шеърдан кейингина ёдига тушганини, бу ҳақда авваллари сира ҳам ўйлаб кўрмаганини тушуниб этади. У эсида сақлаб қолган сатрларни шивирлаб кайтарди.

Қани айт максдинг нимадир сенинг,

Нега тилкалайсан бағримни оҳанг,

Нечун керак бўлди сенга кўз ёшим.

Олим бир хўрсинди-ю яна такрорлади. Нега олимларнинг кўз ёши тўкилиши керак. Олимни йиғлатганларнинг ўзлари ҳам бир куни йиғлайдилар.

Қандай ажойиб сатрлар. Нега Абдулладан, шеърининг тўлиқ матнини кўчириб олмадим. Олим эсида қолган сатрларни такрорлади. «Бас етар кўксимга урмагил ханжар, Наҳотки дунёда шунча ғам бордир». Гўё бу шеър менга атаб ёзилгандек, дея олим эсида қолиши учун, ушбу шеърнинг айрим байтларини такрор-такрор юрагидан, дилига, сўнг паст оҳангда бўлсада тилида қайта-қайта такрорлаб турди.

Чунки ҳеч қандай айб топа олмай, академик Ҳ. Абдуллаевнинг кўксига ханжар урмасада, уни атай пайт пойлаб юрган душманлар ва ёвлар бисёр эди. Ушбу шеър академикнинг суюкли шеъри бўлса яна бир қўшиқ ҳам унга нафақат ёқиб қолган, балки ҳаётининг охириг кунигача хиргойи этиб, ўз тарихига эга бўлиб қолади.

1961 йили Мурунговда геология - қидирув ишларини ўз кўзи билан кўриш учун сахро кезиб юрган олим радиодан авваллари ўзи хиргойи қилиб юрган кўшиқни эшитиб қолади. Ҳабиб ака шогирдларидан буни ким куйлаётганлигини сўрайди. Улар шу ерлик бир хонанда йигит деб жавоб беришади. Кечгача чўл кезиб чарчаган олим, иложи бўлса, шу хонанда йигит билан учрашишини айтади. Эртасига Ҳабиб домла ўша йигит билан учрашиб, кеча радиода таралган Навоий ғазали билан «Сабо этсанг» кўшигини айтишини сўрайди. Йигит имконият даражасида айтиб беради. Бироқ олим илгари бу кўшиқни бошқа оҳангда ижро этилганлигини билса-да, «Сиз бироз маромига етказа олмадингиз» - дейди.

Хонанда йигит «Бу кўшиқни Тошкентда устоз Фахриддин Умаров биринчи бор айтган, биз устозчалик айта олмаймиз», деб узр сурайди. Шунда олим, ёнидагиларга сизлар ўша хофизни танийсизларми, яқинда рафикамнинг туғилган куни



бўлади, агар имкони бўлса уни таклиф қилинглр, дея илтимос қилади.

Кўп ўтмай Тошкентда Ҳабиб Абдуллаев хонадониди зиёфат, туғилган кун нишонланади. Унга хофиз Фахриддин Умаров ҳам таклиф этилади. Хофизга академик ўз ёнидан жой кўрсатиб, уни меҳмонлар билан таништиради. Бу ерда менинг энг яқин дўстларим, шогирдларим, барчаси геологлар, улар орасида, катта раҳбар ҳам, олим ҳам бор. Сен узоқ йиллардан бери Навоийнинг «Сабо этсанг»

кўшигини айтиб юрган экансан, мен ҳам ёдлаб олганман, гоҳо хиргойи қилиб тураман. Ҳозир шу кўшиқингни айтиб берсанг, дейди. Хофиз кўшиқни меъёрига етказиб айтади.

Олим яна сўрайди. У яна такрорлайди. Хофиз уч марта битта кўшиқни қайта айтгач, менинг бошқа янги кўшиқларим бор, балки улар ёқиб қолар, дейди. Олим унамайди у «Сабо этсанг» кўшигини яна такрор-такрор сўрайверади. Ушбу кўшиқнинг қисқа насрий мазмуни куйидагича:

Йўлингди тупроқ ўлдим, эй сабо, ғуборим олдида ўтсанг, куюн бўлу уни элтиб гул юзли малагимга садқа қил.

У фаришта юзли пари хажрида ўлсам, шаъми мазоримга пари билан малак парвонадек айланади.

Агар бир май қадаҳи билан мени хуморликдан чиқарсанг, сени, эй май куювчи, тангри хуморликдан асрасин.

Фоний дунё майхонасининг майфуруши (тангри, ҳаёт ато этувчи севгили) га жоним фидо бўлсин, чунки май бериш, эҳсон қилиш пайтида йўғ-у боримга қарамайди.

Хофиз ушбу кўшиқни етти маротаба айтади. Ҳабиб ака узоқ ўйланиб қолади. Ҳеч ким академикнинг ҳаёлини бузмайди. Охири бошини кўтариб хофизга дейди: «Фахриддин ўғлим, сенга айтадиган бир васиятим бор. - Агар рози бўлсанг айтаман». Шунда хофиз ҳеч тортинмасдан: «Устоз, ҳар қандай хизматга тайёрмиз», дейди. Олим бир нуқтага тикилиб, бутун ўй-ҳаёлини жамлаб, сукунат тиғида деди: «Мен ўлган кунда мана шу кўшиқингни айтиб турасан. Мен тобутда ҳам, қабрда ҳам сенинг кўшиқингни эшитиб ётаман».

Ҳамма жим қолади. Шунда Фахриддин Умаров, нима дейишини билмай, бироз ўйланиб, ўтирганларга бир-бир қараб чиқади, сўнг ялт этиб олимнинг кўзига кўзи тушади-ю, хўп бўлади, дея ваъда берганини ўзи ҳам сезмай қолади. Олим шунда, менинг шунча гувоҳларим бор, ваъданга турасан, деб яхши тилаклар билдириб, меҳмонни кузатиб кўяди. Орадан кўп ўтмай 1962 йили 50 ёшга тўлишига 70 кун қолганда 20 июн куни фан докто-

ри, Давлат ва жамоат арбоби, Франция ва Буюк Британия қироллиги геология ва минералогия жамиятларининг аъзоси, Ҳабиб Мухаммедович Абдуллаев вафот этади. Шу куни Фахриддин ака Душанбе шахрида гастролда эди. Радиодан бу хабарни эшитган хофиз ўзини йўқотиб қўяди. Самолёт бир кунда бир маротаба учади. Жаноза кундузи, Тошкентга етиб келишнинг, васиятни ижро этишнинг умуман имкони йўқ. Яхшиямки, радиода хофизнинг айнан ўша қўшиғи ёзиб олинган экан.

Олимнинг айтган васиятини эшитган бошқа шоғирдлари Тошкентда хофизни топиша олмагач, радио эшиттириш раҳбарларидан жаноза ўқилгач, радио орқали «Сабо этсанг» қўшиғини уч маротаба (ҳар хил каналда бирин-кетин) қўшиқни қайта қўйишни илтимос қилади. Қиёмат қарз узилди. Қўшиқ оҳанги тўлқин орқали, ҳаво мавжларида олим руҳини забт этди.

Доимо илмий ижод билан банд бўлган олимнинг улуғ Мир Алишер Навоий ғазалига бўлган муҳаббат гўё абадиёт мадҳиясидек ҳаётга чин муҳаббат ифодасидек таъсир қилган эди. Биз буни шунчалар хаяжонланиб тингладикки, анчагача ўзимизга келолмай, олим руҳи билан яшадик.

Фахриддин ака Умаров Ҳабиб ака Абдуллаев ҳақидаги хотирани шундай берилиб айтдики, ҳар бир сўз, жумлаларининг юракдан, оташин хурмат, катта бир эҳтиром билан хотирлаётгани маълум бўлиб турарди. Ҳеч ким қўшимча савол бермади. Хофиз бу билан фан фидойиларига, санъатни хурмат қиладиган илм аҳлига ўзгача бир шуур билан, чуқур қалбдаги муҳаббати ила ёндоша олишини намоян этди. Кўнглимизни хотиржам қилди.

Фахриддин ака яна битта васиятини эслайман, деб узок сукунатдан сўнг гап бошлади. Коммунистлардан жуда кўп озор чеккан олим айнан у пайтда Марказий Кенгаш ҳокимияти котиби албатта Москвадан тайинлар эди, аввал Мельников кейин Титовлар уюштирган тухматлар Академик олимнинг юрагида партия аъзоларига нафрати жуда кучайтириб юборган эди. Шу туфайли ўлим тўшагида ётган олим рафиқаси Фотима опадан, сўнги васиятни, «Мени комунистлар мазорига қўйдирманглар, чеккароқ бошқа жой топинглар, руҳим тинч ётсин деб» сўраган экан. Ушбу васиятни рафиқаси Фотима опа, фарзандлари Пўлатжон, Рустам ва Раънохонлар тўлиқ бажарди.

Мен Тожикистондан гастродан келиб Чигатой қабристонига, менга айтган васиятни бажариш учун торимни олиб, доирачим билан машинада бордим деб ҳикоясини давом этирди Хофиз.

Суриштирсам Ҳабиб домла қабристон чеккасида Мухаммад бобо деган бир қари чолнинг ҳовлисида дафн этилганлигини айтди. Ҳайрон бўлдим.

Мухаммад бобони топиб сўрасам, яқинда кўчиб кетаман, қабристон кенгайиб менинг ҳовлим ҳам, уйим ҳам қабристон бўлади. У буюк олим экан, тириклигида васият қилиб алоҳида кўмилишини сўрабди. Менинг ҳовлимга кўмишга рухсат бердим деб бобо қабрни кўрсатди. Шунда хофиз қабр бошида аввало тиловат туширди, чол ҳам юзига фотиҳа тортиб сўнг ўз юмиши билан овара бўлиб ҳовлида юрарди. Хофиз ғилофдан торини олиб, «Сабо этсанг» қўшиғини эндигина бошламоқчи эдики, чол ҳассасини кўтариб келиб «Нима қиляпсизлар» мусулмонсизларми, қабр ёнида ҳам қўшиқ айтадими? Деда тутақиб.

-Ҳозиргина ўзингиз марҳумнинг васияти туфайли шу ерга дафн қилинди дедингизку, Менга ҳам домла гувоҳлар олдида, ўлганимдан сўнг «Сабо этсанг» қўшиғини айтиб берасан, Мен қабримда эшитиб ётаман дея васият қилган эди. Бу мен учун ҳам қарз, ҳам фарз-ку дея хофиз мусиқа нақоратини чалмай туриб, бирданига қўшиқни куйи билан бошлаб юборди.

«Йўлингизда тупроғ ўлдим, эй сабо, ўтсанг ғуборинга» ушбу сатр айтилдиким хофизнинг кўзи ёшланди. Гўё қўшиқ Курону қаримдан оятлар ўқилаётгандек куй оҳанглари осуда бир лаҳзада айтилди-ки қўшиқ тугагач чол ҳам хофиз ҳам беихтиёр «Жойлари жаннатда бўлсин, қабрлари нурга тўлсин» дея юзларига фотиҳа тортишди. Ана энди қиёмат қарз, васият амалга ошди. Хофизнинг кўнгли энди бироз таскин топиб, хотиржам бўлди.

Ҳ.Абдуллаевни қабристонга, сўнги манзилга кузатиб келган шоғирдларидан бири академик Ваҳоб Рахимов ушбу васият хусусида ва устознинг алоҳида кўмилганлиги ҳақида янада батафсил маълумотларни бизга берди. Ҳозирги кунда бир неча мактаб (бири Ўш шаҳрида), музей, метро, майдон ва кўчаларга устоз олим Ҳ.Абдуллаев номи берилган. 1992 йили Ўзбекистонда Ҳ.Абдуллаев номидаги «Олтин медаль» таъсис этилган.

2002 йили август ойида акад. Х.Абдуллаевнинг шоғирдлари, фарзандлари устознинг таваллуд топганига 90 ёш тўлганлиги муносабати билан Тошкентдаги Геология музейида ош берилди, устозни хотирлаб яхши тилаклар айтилди. Шоғирдларидан бири профессор Бахтиёр Исаходжаев, Қибрайга бориб хофиз Фахриддин Умаровни таклиф қилиб келди. Хофиз кўзида ёш билан яна бир бор Навоий ғазалига мансуб бўлган «Сабо этсанг» қўшиғини такрор-такрор айтди. Шу билан Хофиз олимнинг руҳини яна бир бор шод этди. Бу олимга, юксак хурмат ва эътибор эди. Буни Санъатнинг пири бўлган, ўзига хос ўзбек лирикасини яратган хофизнинг, буюк олимга бўлган одамлилиги, садоқати эди.

#### Фойдаланилган адабиётлар:

1. Р.Раупов "Устун", Тошкент 2005 й. 240 б.
2. Н.Боқий, Х.Ҳамидов "Мени ёд эт", Тошкент 2000 й. 208 б.