

Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali 1997 yilda asos solingan

**Ta'sischi:**

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

**Moliyaviy qo'llab quvvatlovchilar:**

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

**Bosh muharrir:**

Nasirov U.F.

**Bosh muharrir o'rinbosari:**

Sitenkov V.N.

**Tahririyat kengashi:**

Abduraxmonov S.A., Bekmurzayev B.B., Bibik I.P., Norov Yu. J., Raimjanov B., Rahimov V.R., Sanakulov K.S., Farmanov A.K., Filippov S.A., Xolmatov I.M., Xursanov X.P., Shemetov P.A.

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

Qayd etish guvohnomasi 2006 yil 13 dekabr № 0033

Jurnalda ma'lumotlar bosilganda dalillar ko'rsatilishi shart

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

**Tahririyat manzili:**

210600, Navoiy shahri, Janubiy ko'chasi 27a, Navoiy davlat konchilik instituti  
Tel.: 8 (436) 770-2048, faks: 770-29-32  
210300, Zarafshon shahri, NKMK  
Markaziy kon boshqarmasi, Ma'muriy binosi  
Tel.: 8 (436) 5770438, 5770354, 5770225  
Faks: 8 (436) 5721015

**E-mail:** Bibik\_GVU@rambler.ru

gornvest@rambler.ru

**sayt:** <http://mining-bulletin.geotech.uz>

**Kompyuter sahifasi:**

Naumova O.A.

**Tahliliy guruh:**

Ardelyan T.I., Golishenko G.N.

**Dizayn:**

Bannov A.N.

**Jurnal saytini yangilab borish:**

Leonov S.A.

**Nashr qilindi:**

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

Nashr etishga 02.02.2010 y. imzolandi

Adadi 600 nusxa

**MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ****GEOTEKNOLOGIYA / GEOTEKHOLOGIYA**

<b>Санакулов К.С., Руднев С.В.</b> Комплекс рентгенорадиометрического обогащения сульфидных руд месторождения Кокплатас .....	3
Защита диссертации .....	7
<b>Шеметов П.А., Сытенков В.Н.</b> Стратегия развития золотодобычи Узбекистана в новых экономических условиях .....	7
<b>Насиров У.Ф.</b> Исследование зоны повышенной плотности массива оплывающих песчаных грунтов при взрыве траншейных зарядов выброса .....	14
<b>Насиров У.Ф.</b> К вопросу обоснования и разработки технологий образования удлиненных выемок в оплывающих песчаных грунтах .....	18
<b>Норов Ю.Д., Насиров У.Ф., Саидова Л.Ш.</b> Исследование изменения размеров сечения выемки в оплывающих песчаных грунтах в зависимости от удельного расхода траншейных зарядов выброса с использованием раствора ПАВ .....	26
<b>Норов Ю.Д., Назаров З.С., Заиров Ш.Ш.</b> Проведение открытых выемок в разнопрочных горных породах взрывом при сложных гидрогеологических условиях .....	29
<b>Бибик И.П.</b> Повышение эффективности дробления разнопрочных горных пород в сложных горногеологических условиях .....	31
<b>Сытенков Д.В.</b> Влияние природы инвестиций на полноту использования ресурсного потенциала месторождений .....	32
<b>Скрипко С.В., Петухов О.Ф., Шишкин Б.Б., Истомин В.П., Орехов В.В.</b> Опытные работы по подземному выщелачиванию урана с применением гипохлорита натрия в качестве окислителя .....	37
<b>Хосилов Н.Д.</b> Влияние оптимизации процесса регенерации сорбента на систему совместного движения рения и урана .....	41
<b>Глотов Г.Н.</b> Детерминированная динамическая модель геотехнологии подземного выщелачивания урана .....	45
<b>Туляганов Б.И., Кадырходжаев А.Ф.</b> Задачи геотехнологических исследований для обоснования захоронения промышленных стоков в водоносные горизонты .....	49
<b>Горнов В.А., Тарасов А.Г.</b> Создание проекта решения производственных маркшейдерских и горно-геологических задач рудника Кальмакыр .....	57
<b>Руппо Н.С., Алехин В.П., Мирзалиев Н.Ж.</b> Применение автоматизированных систем управления .....	58

**GEOTEKNIKA / GEOTEKNIKA**

<b>Гафурьянов Р.Г., Комиссаров А.П., Шестаков В.С.</b> Оценка энергетической характеристики карьерных экскаваторов .....	62
<b>Ризаев А.А., Маликов З.М.</b> Испытание и внедрение нового пилеуволителя в промышленности .....	65
<b>Семенов Е.В.</b> Методические разработки расчета параметров процессов гидромеханизации при открытой разработке полиметаллических россыпей .....	67
<b>Тошов Ж.Б.</b> Анализ методики определения режима вращения шарошек .....	73
<b>Курбанов А.А.</b> О проблемах фильтрации газа и жидкости .....	75
<b>Якубов М.М., Шокиров А.А., Ташматов Х.К., Мукольянц А.А.</b> Установка по очистке промышленных сточных вод от следов тяжелых металлов .....	78

**METALLURGIYA VA BOYITISH / ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ**

<b>Зайнитдинова Л.И., Куканова С.И., Бойко Г.Г., Исматов А.А., Лобанова И.В.</b> Микробное обезжелезнение первичных каолинов Ангренского месторождения .....	80
<b>Федянин С.Н.</b> Современное радиометрическое оборудование для опробования и обогащения руд .....	82

**Научно-технический и  
производственный журнал  
основан в 1997 году**

**Учредители:**

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

**При финансовой поддержке:**

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

**Главный редактор:**

Насиров У.Ф.

**Зам. главного редактора:**

Сытенков В.Н.

**Редакционный совет:**

Абдурахмонов С.А., Бекмурзаев Б.Б., Бибик И.П.,  
Норов Ю.Д., Раимжанов Б., Рахимов В.Р.,  
Санаккулов К.С., Фарманов А.К., Филиппов С.А.,  
Холматов И.М., Хурсанов Х.П., Шеметов П.А.

Журнал зарегистрирован в узбекском  
Агентстве по печати и информации

Регистрационное свидетельство за № 0033  
от 13 декабря 2006 г.

При перепечатке материалов ссылка на журнал  
обязательна

За точность фактов и достоверность  
информации ответственность несут авторы

**Адрес редакции:**

210600, г. Навои, ул. Жанубий, 27а,  
Навоийский государственный горный институт  
Тел. 8(436) 770-20-48, факс 770-29-32  
210300, г. Зарафшан, Административный корпус,  
Центральное рудоуправление НГМК  
Тел. 8(436) 5770438, 5770354, 5770225  
Факс 8(436) 5721015

**E-mail:** Bibik\_GVU@rambler.ru  
gornvest@rambler.ru

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

**Компьютерная верстка:**

Наумова О.А.

**Аналитическая группа:**

Арделян Т.И., Голищенко Г.Н.

**Дизайн:**

Баннов А.Н.

**Обновление сайта журнала:**

Леонов С.А.

**Оттиснено:**

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

Подписано в печать **02.02.2010 г.**

Тираж 600 экз.

<i>Зинько Н.А., Крымов Л.Р., Морозов М.П., Очкилас Ю.И.</i> Основные проблемы хвостового хозяйства ГМЗ-3 и пути их решения .....	85
<i>Салдаев Л.К.</i> Способ переработки свинецсодержащих материалов .....	90

**INNOVATSIYALAR / ИННОВАЦИИ**

<i>Лаккай Н.Э., Дадабаев К.К., Ан В.Ф.</i> Инновационные продукты станкостроительного производства .....	91
<i>Лой В.В.</i> Автоматизация мельничных блоков .....	95

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

<i>Погребняк А.Д., Махмудов Н.А., Хакимов Т.М., Каландаров У.Х., Синдоров О.</i> Анализ дефектов модифицированной в результате воздействия мощного ионного пучка структуры $\alpha$ -Fe .....	97
<i>Рузиева З.Т., Эркаев А.У., Абдурахманов Э., Нурмурадов Т.И.</i> Пенообразование и его подавление при азотно-кислотном разложении известняка .....	102
<i>Асадов И.С., Эрназаров М.</i> Осаждение вольфрама из молибденсодержащих растворов .....	103
<i>Петухов О.Ф., Мазур П.С., Серова Е.С., Суходоева О.А., Черчиева Е.О.</i> Определение общей и сульфидной серы методом инфракрасной абсорбции при сжигании проб в токе кислорода .....	105
<i>Исматуллаев П.Р., Тургунбаев А., Чориев А.А., Руппо Н.С.</i> Измерение качественных параметров продуктов переработки в горнодобывающей промышленности .....	108
<i>Курбанов А.А.</i> Силовой расчет взаимодействия базальтовой балки с материалом основы .....	110
<i>Асраров Ш.А.</i> Изготовление сегнетокерамических образцов на основе титаната бария .....	113
<i>Петухов О.Ф., Думбрава А.А., Ослоповский С.А., Комарова А.А., Мазур П.С., Корницкая Г.Е., Серова Е.С.</i> Аналитический контроль производства закиси-оксида урана .....	116
<i>Ёриев О.М., Набиев А.Н., Каримова Д.А., Ниёзов Л.Н., Мухсинова М.И.</i> Об использовании гелинтерполимерных материалов полианилинов в целях обеззараживания сточных вод предприятий .....	117
<i>Самадов А.У., Холикулов Д.Б.</i> Заргарлик соҳасида ишлатилдадиган қотишмаларнинг ранги ва сифатига бошқа металлнинг таъсири .....	118

**IQTISOD / ЭКОНОМИКА**

<i>Улашев И.О., Кабулов С.К., Расулов Б.М.</i> Комплексное развитие региональной производственной кооперации .....	119
--	-----

**OLYI MAKTAB / ВЫСШАЯ ШКОЛА**

<i>Хакимов Т.М., Махмудов Н.А., Холмүминова М.И.</i> Таълимнинг ўқув жараёнида баркамол ёшларни тарбиялаш усул ва воситалари ҳақида .....	122
<i>Аренс В.Ж.</i> Чему и как учить современных горных инженеров .....	124
<i>Ирманов А.Ж.</i> Высшее образование: факторы, сдерживающий потенциал инновационного развития .....	125

**XABARLAR / ИНФОРМАЦИЯ**

Книжные новинки .....	129
Порядок оформления статей при публикации их в журнале «Горный вестник Узбекистана» .....	131

**REKLAMA / РЕКЛАМА**

*На 132 стр.:* «Учебный центр Центрального рудоуправления НГМК»  
*На 2 стр. обложки:* «Sandvik Mining and Construction»  
*На 3 стр. обложки:* «Интер-пресс»  
*На 4 стр. обложки:* «Atlas Copco Rock Drills AB»

# КОМПЛЕКС РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОГО ОБОГАЩЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ КОКПАТАС

Санакулов К.С., генеральный директор НГМК, докт. техн. наук; Руднев С.В., главный геолог НГМК

В 70-ые гг. XX века в горном производстве стало внедряться технологическое оборудование, предназначенное для рентгенорадиометрической (РРМ) сортировки руд различных полезных ископаемых с помощью бесконтактного (дистанционного и неразрушающего) определения в сортируемых порциях горнорудной массы содержания некоторых химических элементов. Метод РРМ основан на возбуждении атомов химических элементов под воздействием на них внешнего потока рентгеновского излучения и регистрации ответного характеристического рентгеновского излучения (ХРИ) возбужденных атомов. При этом энергия ХРИ строго соответствует определенному химическому элементу, а интенсивность излучения – пропорциональна содержанию этого элемента. На начальном этапе метод РРМ применялся для сортировки только тех руд, у которых ХРИ рудных элементов было настолько велико, что могло с удовлетворительной погрешностью регистрироваться измерительной аппаратурой. Такие качественные или количественные определения содержания рудных элементов называются прямыми и РРМ успешно применяется для сортировки руд цветных (медь, цинк, свинец), черных (железо, марганец) металлов и редких элементов (уран, селен, молибден).

Однако многие рудные элементы не могут с требуемой погрешностью определяться методом РРМ из-за их низких концентраций или недостаточностью энергии внешнего источника для возбуждения их характеристического излучения. К числу таких элементов относится, например, золото, но в сульфидно-мышьяковистых золотосодержащих рудах наблюдается парагенетическая связь золота с сопутствующими ему сульфидными минералами мышьяка и железа, которые уверенно регистрируются методом РРМ. Поскольку содержание золота в таких рудах пропорционально содержанию мышьяка и железа, то, измеряя характеристическое излучение этих элементов в опробуемых порциях горнорудной массы, можно рассортировать их по классам содержания золота. Железо относится к породообразующим элементам, а мышьяк к рассеянным, поэтому закономерности в их взаимосвязи с золотом в равной степени распространяются как на малые порции (куски), так и на крупнотоннажные порции (в объеме кузова автосамосвала).

Качественные или количественные определения содержания рудного элемента по парагенетической связи с сопутствующими ему элементами называются косвенными. Они широко используются в практи-

ке геохимического картирования и сортировки руд редких элементов и драгоценных металлов. Исходя из этого, на месторождениях золотосодержащих сульфидно-мышьяковистых руд метод РРМ применяется:

- для картирования рудоносных зон в естественном залегании и разделения в их пределах руды по классам содержания золота (по сортам) по данным РРМ промеров стенок горных выработок и шламовых проб, отобранных из скважин детальной и эксплуатационной разведки;

- для посамосвальной сортировки на рудо-контрольных станциях (РКС) и покусковой сепарации на рудо-сепарационных комплексах (РСК).

Практику использования метода РРМ для решения указанных выше задач рассмотрим на примере месторождения Кокпатас (табл., рис.).

Месторождение Кокпатас приурочено к крыльям пологой Кокпатаской антиклинали, осложненной многочисленными разрывными нарушениями и зонами смятия. Ядро антиклинали сложено известняками джускудукской свиты визейского яруса нижнего карбона, а крылья мощной толщей слабо метаморфизованных осадочных и вулканогенных пород среднего карбона, которая подразделяется на две свиты – карашохскую, мощностью 500-750 м и кокпатаскую, мощностью более 1500 м.

По различным геолого-структурным признакам на месторождении выделено 22 рудных участка, приуроченных к полосе пород карашохской свиты, обрамляющей ядро Кокпатаской антиклинали. Длина месторождения составляет 10 км при ширине от 2,5 до 5 км.

Самым крупным из всех участков является Южный-1. В нем сосредоточена третья часть разведанных запасов золота месторождения Кокпатас. На каждом участке выделены рудные залежи, число которых колеблется от двух до десяти. Длина наиболее крупных достигает 1600 м, ширина - 200-300 м при мощности в несколько десятков метров. Малые залежи имеют протяженность 100-300 м, прослеживаются по падению на глубину от 40 до 120 м при мощности 2-10 м (реже 20 м).

На месторождении выделено три основных технологических типа руд. Это окисленные, сульфидные (первичные) и смешанные руды.

**Окисленные руды** на всех участках месторождения прослеживаются до глубины 10-40 м (реже 50 м) от поверхности. Они наследуют элементы залегания первичных сульфидных руд на всю глубину рас-

пространения. Граница между первичными и окисленными рудами резкая и представляет собой слабо-волнистую поверхность при мощности зоны перехода от окисленных руд к первичным (сульфидно-мышьяковистым) 1-2 м.

В зоне окисления первичных руд произошло замещение породообразующих минералов каолинитом и гидрослюдами, а сульфидов гидроокислами железа с высвобождением и частичным укрупнением золота. Эпигенетическое перераспределение золота в окисленных рудах не устанавливается. Окисленные руды заключены в глинисто-слюдистых породах, содержащих кварц и в подчиненных количествах карбонаты и полевые шпаты. Характерные минералы окисленных руд - гетит, гидрогетит, ярозит, скародит, гидрослюды, каолинит. От вмещающих пород руды отличаются светлыми тонами и характерной ржаво-бурой окраской, обусловленной наличием гидроокислов железа, которые встречаются как в виде трудно определяемых дисперсных выделений, образующих пленки на минералах и пропитывающих их, так и в виде самостоятельных минералов. Содержание их достигает 5%. Наибольшее содержание ярозита, до 9%, отмечается на участках сильно измененных пород.

Основной полезный компонент окисленных пород – золото, попутный - серебро. При окислении сульфидов происходит высвобождение связанного в

них золота с частичным его укрупнением. Формы выделения золота разнообразны. Наиболее распространены зерна изометричной, реже удлинённой, неправильной формы. Встречаются прожилковидные выделения. Основная масса золота связана с гидрогетитом. На сегодняшний день окисленные руды месторождения Кокпатас практически отработаны.

**Сульфидные (первичные) и смешанные (зоны перехода) руды** представлены песчано-сланцевыми породами, претерпевшими кварц-серицит-карбонатный метасоматоз. Основными минералами носителями и концентраторами золота являются пирит и арсенопирит. Содержание их в рудах неравномерное, колеблется от 5% до 20% и составляет в среднем 9-10%. Количественное соотношение этих минералов изменяется в широких пределах. Содержание пирита изменяется от 2% до 13%, в среднем 7%, арсенопирита - от 0,5% до 8%, в среднем 3%. В других сульфидных минералах (тетраэдрите, буркните, джемсоните, галените и гародорфите) самородное золото присутствует в ничтожных количествах.

Главными золотоносными минеральными ассоциациями являются:

- пирит-арсенопиритовая, с коллоидно-дисперсным золотом, сингенетичным с сульфидами;
- кварц-доломит-золото-арсенопиритовая, с субдисперсным и микроскопически видимым самородным золотом пылевидного класса.

Прочие ассоциации не имеют практического значения. В сульфидах основная масса золота находится в субдисперсной форме. Микроскопически видимое самородное золото пылевидного класса образует микроворстки в рудных и нерудных минералах, где встречается в виде изометричных, удлиненных зерен, реже волосовидных просечек, идиоморфных кристаллов. Доля самородного золота пылевидного класса составляет 2-5% от общего баланса.

В сульфидных рудах золото является основным полезным компонентом. Попутными - серебро и сера сульфидная. Вредная примесь - мышьяк. В незначительном количестве присутствуют селен, теллур, висмут, медь, свинец, кобальт, никель, молибден, вольфрам.

По результатам изучения вещественного состава, проведенного специалистами НГМК, ЦНИГРИ, САИГИМС, ИРГИРЕДМЕТ и др. на стадии разведки месторождения, было выделено три наиболее значимых промышленных типа руд:

1. Прожилково-вкрапленные пирит-арсенопиритовые с коллоидно-дисперсным золотом в сульфидах – 86% от общего баланса первичных руд;
2. Прожилково-вкрапленные, пирит-

**Таблица**  
**Производственные показатели рудосепарационного комплекса (РКС+РСК) обогащения сульфидных руд месторождения Кокпатас**

№ п.п.	Наименование показателей	Ед. изм.	Величина
1	Исходная масса руды, поступающая на РКС	тыс. т/год	7440
1.1	Балансовая руда	-«-	4675
1.2	Забалансовой руда	-«-	1630
1.3	Минерализованная масса	-«-	1135
2	Среднее содержание золота в руде	г/т	2,13
2.1	в том числе в: балансовой	-«-	2,77
2.2	забалансовой	-«-	1,19
2.3	минерализованной массе	-«-	0,86
3	Исходная масса руды, поступающая на РСК	тыс. т/год	5878
4	Содержание золота в руде, поступающей на РСК	г/т	2,60
5	Масса продукта обогащенного на РСК	тыс. т/год	2900
6	Выход обогащенного продукта (от поставок на РСК)	%	49,3
7	Содержание золота		
7.1	в продукте обогащения	г/т	4,59
7.2	в отвальных хвостах	г/т	0,66
8	Извлечение золота в концентрат	%	84,0
9	Коэффициент обогащения	ед.	1,77
10	Расход материалов на тонну руды, поступающей на РСК:		
10.1	электроэнергия	kW/t	6,8
10.2	вода техническая	m <sup>3</sup> /t	0,08
10.3	вода питьевого качества	тыс. m <sup>3</sup> /год	50
11	Численность персонала (РКС+РСК)	чел.	288
11.1	ИТР	-«-	18
11.2	основные рабочие	-«-	234
11.3	вспомогательные рабочие	-«-	36
12	Режим работы - круглосуточный		
12.1	рабочих дней в году	дни	357
12.2	часов в сутки	час	24
12.3	смен в сутки	смен	3

арсенопиритовые с коллоидно-дисперсным и самородным золотом пылевидного класса в сульфидных и нерудных минералах – 13% от общего баланса первичных руд;

3. Кварц-пиритовые с коллоидно-дисперсным золотом – 1% от общего баланса первичных руд.

Основными минералами носителями золота являются пирит и арсенопирит. Несмотря на то, что в пределах рудных залежей и горизонтов степень окварцевания, карбонатизации, углекислотной сульфидизации различна, многочисленными технологическими исследованиями извлечения золота гидрометаллургическим переделом по схеме цианирования с предварительным окислением руд установлена единая технологичность первичных руд при некотором различии минеральных ассоциаций.

**Основной задачей работ по детальной разведке** является расширение и укрепление минерально-сырьевой базы горно-перерабатывающего предприятия, состоящего из рудника «Восточный», обрабатывающего месторождение Кокпатас, и гидрометаллургического завода № 3 (ГМЗ-3). С этой целью ежегодно проводятся геологоразведочные работы и формируются отчеты, содержащие геологоструктурные планы и разрезы, скорректированные запасы и основные критерии технологической типизации золотосодержащих руд. Все разведанные рудные залежи прослеживаются и опробуются с детальностью, позволяющей выявить формы, строение и условия их залегания, установить интенсивность проявления зоны окисления, определить вещественный состав и технологические свойства окисленных, смешанных и сульфидных руд.

Разведка проводится скважинами глубиной 40-50 м, задаваемых по сети 40х40 м. В процессе буровых работ производится опробование шлама скважин с помощью шламонакопительных пробоотборников. Опробование сплошное поинтервальное, шагом 5 м. После подготовки проб и их сокращения в каждой частной пробе (навеске, массой по 500 г) содержание золота определяется неразрушающим методом гамма-активационного анализа (ГАА), по результатам которого производится оконтуривание рудных тел, как по площади, так и на глубину.

Вещественный состав и технологические свойства выделенных сортов руд изучаются на объединенных групповых шламовых пробах, сформированных из частных проб, проанализированных методом ГАА, и сгруппированных с учетом их мест отбора, устанавливаемых при построении геологических карт и разрезов.

Каждая технологическая проба испытывается по расширенной программе, включающей испытания различных схем и режимов измельчения, флотации, цианирования, сгущения, биоокисления и т.д. для определения конкретного технологического режима применительно к условиям ГМЗ-3. По результатам испытаний технологических проб определяются подтипы руд. Критерием разделения на подтипы являются содержание серы сульфидной, карбонатно-

го углерода и содержание глины в исходной руде, степень окисленности, извлечение золота методом цианирования.

**Эксплуатационная разведка** проводится с целью получения достоверных исходных данных для оперативного планирования горно-подготовительных, очистных работ и обеспечения наиболее полную извлечения запасов рудных компонентов из недр.

Объектами изучения являются эксплуатационные блоки обрабатываемых карьеров.

Основными задачами эксплуатационной разведки является уточнение контуров, вещественного состава и внутреннего строения рудных залежей, количества и качества запасов по технологическим типам и сортам руд с их геометризацией, уточнение гидрогеологических, горнотехнических и инженерно-геологических условий отработки по отдельным участкам, горизонтам, блокам.

Так как скважины эксплуатационной разведки одновременно являются и взрывными, оптимальная сеть скважин, с точки зрения представительности проб и взрывного разрушения пород для экскавации, по результатам многолетних исследований, выбрана равной 3,5х3,5 м и глубиной 5 м. Соответственно, частные шламовые пробы отбираются с двух интервалов глубин мощностью по 2,5 м. Содержание золота в них определяется методом ГАА. Контроль качества ГАА осуществляется методом пробирного анализа.

На основании результатов ГАА производится уточнение схем подготовки и отработки рудных тел, подсчитываются запасы в подготавливаемых к отработке блоках и запасы готовые к выемке. Полученные данные используются при построении сортовых планов, на которых указываются контуры и объемы блоков различных сортов руд, планируемых под раздельную отработку (селективную выемку) и складирование.

При отборе проб из шлама скважин детальной и эксплуатационной разведки производится его РРМ опробование непосредственно возле устья скважины переносным РРМ-анализатором. Определяются содержания мышьяка и железа, а так же фиксируется спектр породообразующей матрицы, характерный для данного блока. Эта информация в дальнейшем используется для уточнения геохимической зависимости между содержанием золота (по данным ГАА) и сопутствующими элементами (по РРМ) для исследуемого блока.

Затем производится построение сортовых планов, т.е. качественная оценка и предварительное оконтуривание по содержанию мышьяка и железа (сортировка in-situ) безрудных и рудных участков, а также переходных зон в исследуемом блоке.

Уточнение сортовых планов с использованием достаточно трудоемких и дорогих количественных аналитических методов лабораторного анализа производится только с целью заверки данных РРМ и ГАА на рудных участках и приконтурных с ними

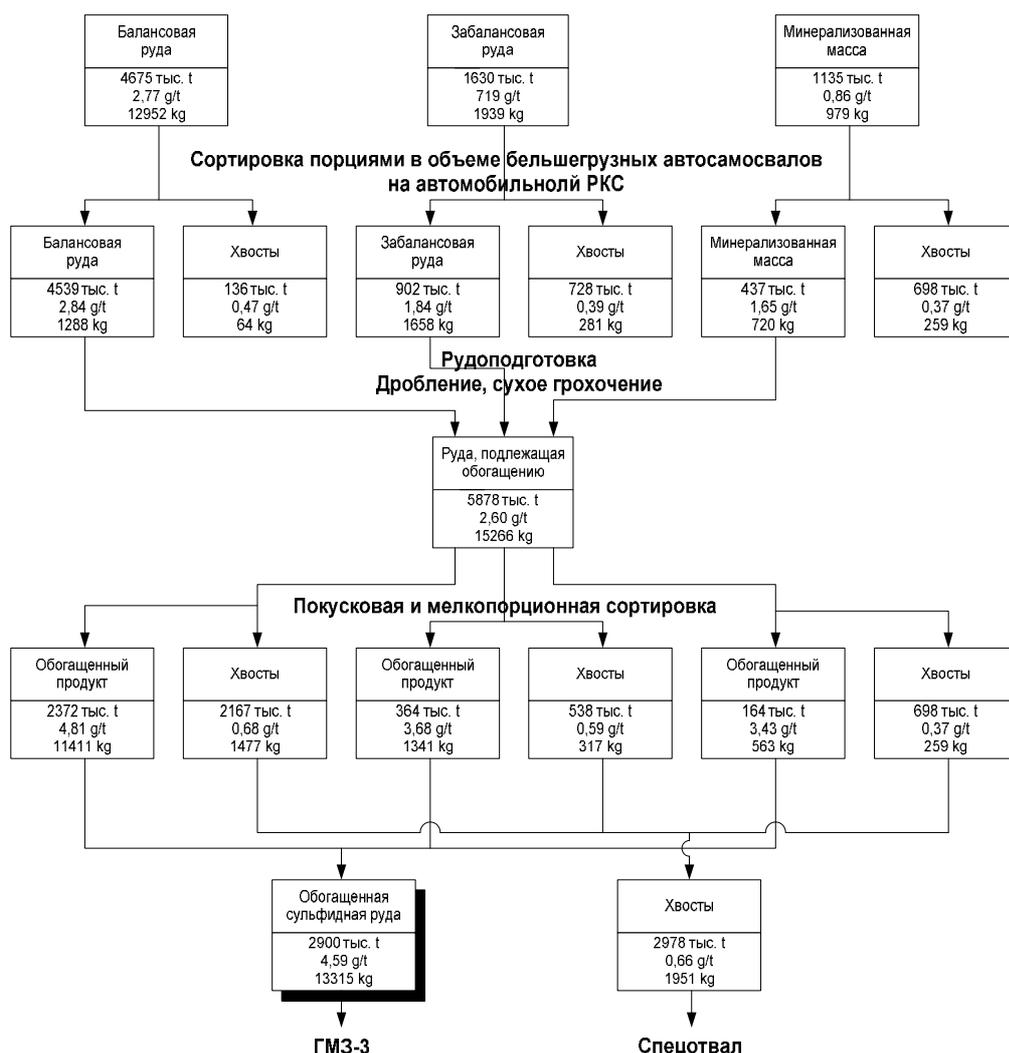


Рис. Качественно-количественная схема технологии предварительного обогащения золото-сульфидных руд месторождения Кокпатас. Годовой объем добычи – 7440 тыс. t

зонах. Информация, полученная РРМ методом, и данные количественных аналитических исследований по блокам заносятся в единую базу данных системы САПР предприятия и используются при обработке рудных блоков и формировании руды для ГМЗ-3 по схеме предварительной РРМ сортировки на программно-управляемом комплексе, состоящем из РКС и РСК.

Учитывая относительную дешевизну и экспрессность РРМ метода, а также сокращение массы и числа проб, затрат на их подготовку, транспортировку и проведение аналитических работ, предлагаемый подход позволяет существенно повысить достоверность разведочных работ, снизить их себестоимость и сократить время на построение сортовых планов без потери качества.

На комплексе (РКС+РСК), эксплуатируемом на месторождении Кокпатас, производится сортировка методом РРМ с использованием косвенных разделительных признаков (характеристических излучений мышьяка, железа и рассеянного излучения породной

матрицы), имеющих закономерную связь с содержанием золота (коэффициент корреляции 0,6-0,72), достаточную для разделения руд на сорта по классам содержания золота.

Эта связь установлена по результатам опробования шламовых проб буровзрывных скважин и групповых проб при разведке и добыче руды на карьерах Южный-1 и 2, Юго-восточный, Ближний, Широтный и При-контактный.

**Сепарационное обогащение руд месторождения Кокпатас.** Для обоснования целесообразности строительства РСК полупромышленными и лабораторными исследованиями была доказана его наибольшая экономическая эффективность в сравнении со всеми используемыми в настоящее время в горно-перерабатывающем производстве спосо-

бами обогащения руд данного типа, характеризующихся низким содержанием золота.

Установлено, что РРМ сепарация исходной горнорудной массы позволяет:

- значительно улучшить качество руды, направляемой на гидromеталлургический передел (содержание золота увеличивается в два раза);
- вовлечь в переработку дополнительное количество товарной руды, получаемой за счет сортировки бедных и забалансовых руд.

Первые исследования возможности рентгенометрической сепарации руд месторождения Кокпатас были выполнены в 1993-95 гг. совместно специалистами НГМК, ВНИИХТ и ЗАО «РАДОС». Начиная с 1996 г. и по настоящее время, эти работы ведутся компанией INTEGRA GROUP.

Соответственно основные решения в ТЭО строительства РСК приняты, исходя из параметров технологии и конструктивных особенностей сепарационного оборудования, предложенного INTEGRA GROUP.

## ЗАЩИТА ДИССЕРТАЦИИ

*Решением ВАК при Кабинете Министров Республики Узбекистан от 28.01.2010 г. генеральному директору Государственного предприятия «Навоийский ГМК», заслуженному работнику промышленности Республики Узбекистан Санакулову Кувандику Санакуловичу присвоена ученая степень доктора технических наук по специальности 05.15.08 «Обогащение полезных ископаемых».*

*Тема диссертационной работы «Обоснование и разработка технологии переработки отходов горно-металлургических производств».*

*Научно-техническая и педагогическая общественность горно-металлургической промышленности, друзья и коллеги сердечно поздравляют Кувандика Санакуловича Санакулова с присвоением ученой степени доктора технических наук и желают ему крепкого здоровья, личного счастья и новых творческих успехов на благо прогресса и процветания Республики Узбекистан!*



УДК 622.013.3«313»:622.342(575.1)

© Шеметов П.А., Сытенков В.Н. 2010 г.

## СТРАТЕГИЯ РАЗВИТИЯ ЗОЛОДОБЫЧИ УЗБЕКИСТАНА В НОВЫХ ЭКОНОМИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

**Шеметов П.А.**, главный инженер НГМК, доктор техн. наук; **Сытенков В.Н.**, главный инженер Центрального рудоуправления НГМК, проф., доктор техн. наук

Узбекистан располагает крупными запасами полезных ископаемых, обеспечивающими сбалансированный рост базовых отраслей национальной экономики. Разведано 1466 месторождений, включающих 72 вида минерального сырья. Подготовленные к отработке запасы всех видов минерально-сырьевых ресурсов в стоимостном выражении оцениваются в 1,88 трлн. долл. США, а суммарный минерально-сырьевой потенциал превышает 10 трлн. долл. [1, 2]. Тем не менее, современный рынок ощущает явный дефицит минерального сырья. Положение усугубляется тем, что запасы месторождений с высоким исходным содержанием полезных компонентов и легкообогатимыми рудами истощаются, и в отработку вовлекаются труднодоступные по условиям локализации и сложные по переработке полезные ископаемые. Такая ситуация характерна, в частности, для золотодобывающей отрасли республики.

В новых экономических реалиях дальнейшее развитие золотодобычи в Узбекистане должно основываться на рациональном соотношении добычи и воспроизводства минерально-сырьевой базы (МСБ) за счет разведки новых месторождений, освоения уже

разведанных, расширения сырьевой базы действующих горноперерабатывающих комплексов. Оценка современного состояния МСБ золота показывает, что выявленные и изученные месторождения неравноценны по промышленной значимости: часть из них интенсивно разрабатывают, некоторые подготовлены к освоению, другие – не имеют промышленного значения.

Добычей золота в Узбекистане занимаются Навоийский и Алмалыкский ГМК, а также СП «Амантайтау Голдфилде ЗАО» (СП «AGF»). По объемам добычи золота в республике доля Навоийского ГМК составляет 85%, и он входит в первую десятку компаний – мировых лидеров по производству золота (рис. 1).

Основными разработчиками золотосодержащего минерального сырья являются крупные глубокие карьеры Мурунтау и Кальмакыр (табл.) [3, 4], развитие которых связано с дальнейшим увеличением их глубины и размеров и сопровождается усложнением горно-геологических условий разработки.

В пределах лицензионной территории СП «AGF» находится 58 разведанных месторождений и рудо-

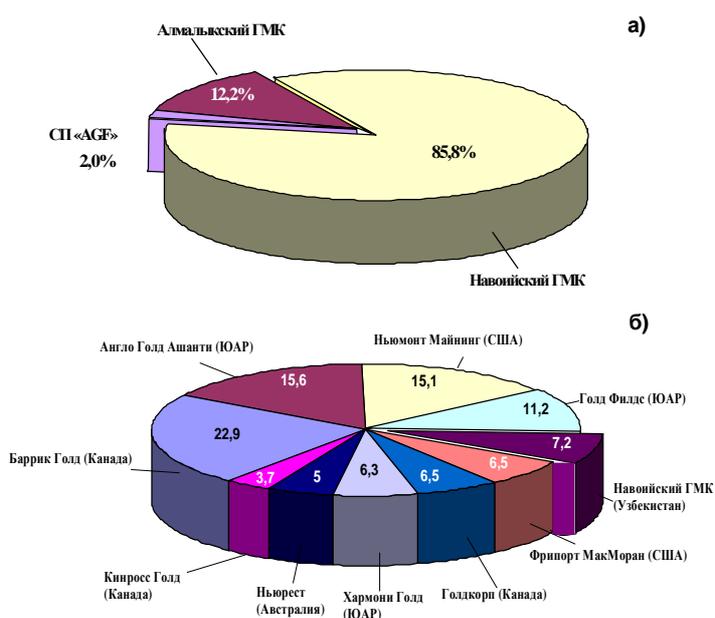


Рис. 1. Распределение добычи золота между предприятиями Узбекистана (а) и крупнейшими компаниями мира (б) в 2007 г.

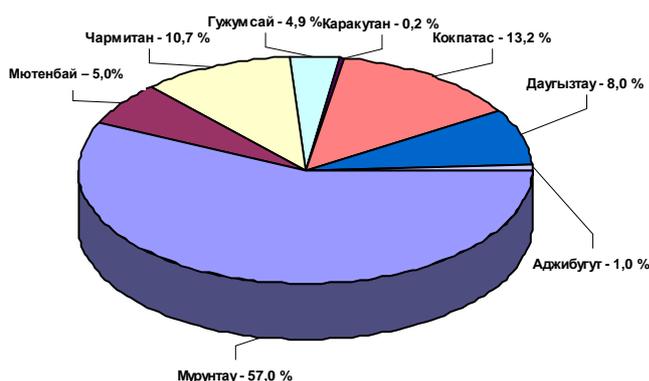


Рис. 2. Распределение запасов золота по месторождениям Навоийского ГМК

проявлений с прогнозными запасами 27 млн. унций золота и 492 млн. унций серебра. Предприятие разрабатывает окисленные (до глубины 50 м) руды месторождений Асаукак, Амантайтау Центральный и Высоковольтное открытым способом с извлечением золота по технологии «уголь в пульпе», а серебра – методом кучного выщелачивания. Для разработки сульфидных участков месторождений выполнено ТЭО строительства двух подземных рудников, вскрываемых наклонными стволами, и одной технологической установки по биологическому окислению сульфидных руд. Ведутся геологоразведочные работы на Асаукакском рудном узле и Карасайской группе месторождений. В целом анализ ситуации в золотодобывающей отрасли республики позволяет утверждать, что Алмалыкский ГМК обеспечен минерально-сырьевыми ресурсам на 100 лет с возможностью их увеличения, а Навоийский ГМК – основной поставщик драгоценного металла – уже в ближайшие годы будет испытывать серьезные трудности по обеспечению планируемых производственных пара-

метров, обусловленные следующими причинами:

- погашенные при добыче запасы золота не компенсируются их приростом, а в структуре запасов быстро нарастает доля труднообогатимых руд (51,5%);

- основной прирост геологических запасов обеспечивается за счет доразведки глубоких горизонтов, дополнительного изучения флангов месторождений Мурунтау, Кокпатас, Даугызтау и снижения бортового содержания полезного ископаемого;

- новые месторождения относятся к разряду малых и расположены в районах без развитой инфраструктуры.

За последние 18 лет Навоийскому ГМК переданы на баланс шесть разведанных месторождений с суммарными утвержденными геологическими запасами золота более 700 t (рис. 2), однако этот прирост произошел на фоне роста погашения запасов на 64% в результате увеличения объемов переработки руды. Положение усугубляется тем, что прирост запасов за счет новых месторождений снизился на 18% без перспектив оптимизации соотношения «прирост – погашение»; размеры открываемых новых месторождений в освоенных регионах сокращаются, а прирост запасов на новых площадях отсутствует.

Деятельность комбината сопровождается ежегодным сокращением запасов на уровне 8–10% от выпуска золота. В результате сегодняшние балансовые запасы месторождений Мурунтау, Мютенбай, Кокпатас, Даугызтау, Чармитан, Гужумсай, Аджибугут и Янги-Давон будут отработаны в период 2030–2040 гг.

Деятельность комбината сопровождается ежегодным сокращением запасов на уровне 8–10% от выпуска золота. В результате сегодняшние балансовые запасы месторождений Мурунтау, Мютенбай, Кокпатас, Даугызтау, Чармитан, Гужумсай, Аджибугут и Янги-Давон будут отработаны в период 2030–2040 гг.

Также следует учесть, что добывающий комплекс на базе месторождения Мурунтау уже достиг вершины своих возможностей с прогнозируемым падением выпуска золота в 1,4–1,5 раза за ближайшие два года, компенсация которого за счет более интенсивного освоения других месторождений является трудно разрешимой задачей, требующей значительных финансовых ресурсов и наличия квалифицированных кадров.

Таким образом, современное состояние МСБ Навоийского ГМК характеризуется отставанием темпов воспроизводства геологических запасов от их погашения, что в средне- и долгосрочной перспективе может серьезно повлиять на экономическую ситуацию в республике.

Для компенсации отставания необходимо привлечение других источников сырья с использованием традиционных и нетрадиционных технологий его добычи и переработки. Исторически восполнение сырьевой базы Навоийского ГМК с самого начала освоения, в частности месторождения Мурунтау, осуществляли за счет переоценки его запасов путем последовательного снижения бортового содержания

золота в недрах с 2 g/t (1969 г.) до 1 g/t (2009 г.).

В результате извлекаемый ресурсный потенциал существенно увеличивался, что позволило уверенно принимать решения о расширении перерабатывающего производства: запасы балансовой руды увеличились более чем в 3,5 раза, а объемы ее переработки на ГМЗ-2 возросли с 17,7 млн. т в 1988 г. до 33,5 млн. т в 2008 г. (в 1,9 раза). При этом обеспечено не только поддержание, но и увеличение выпуска золота в 1,25 раза.

Однако по критериям ограниченных капитальных вложений и сырьевой базы, а также с учетом многолетнего опыта освоения месторождений Мурунтау и Алмалык, результатов научных исследований проектные решения по их дальнейшей разработке открытым способом должны отвечать требованиям рационализации и модернизации в части определения стратегии развития карьеров; режимов горных работ; развития схем вскрытия; формирования транспортной системы; параметров рабочей зоны; рабочих, временно законсервированных и постоянных бортов карьеров и т. д. При этом следует отметить, что стратегия развития карьеров должна базироваться на современном представлении о строении месторождения.

В частности, согласно этим представлениям [5, 6], участки Кальмакыр и Дальний на месторождении Алмалык следует считать территориально единым гигантским мегаучастком, а Сарычеку и Кызата – его территориально обособленными участками с одинаковым генезисом, петрографо-минералогическим составом и геохимическими особенностями. При этом оценка запасов месторождения Алмалык на основе динамических кондиций выявила дополнительные сырьевые ресурсы для Алмалыкского ГМК с возможностью значительного расширения выемочных границ в пределах объединенного карьера Кальмакыр-Дальний. Аналогичная ситуация складывается и по месторождению Мурунтау с его месторождением-спутником Мютенбай, которые в настоящее время проектно объединены выемочным контуром единого карьера. Это стало возможным благодаря снижению бортового содержания на полезное ископаемое в недрах, что также существенно расширило сырьевую базу Навойского ГМК.

Освоение месторождений с разведанными запасами, которые ранее считали экономически недоступными, базируется на прогнозируемом росте рыночной цены на золото. При этом под доступностью запасов понимают сложность не только горно-геологических и горнотехнических условий ведения горных работ, но и технологии переработки руды. Именно по этим причинам осваивали сначала месторождения с относительно небольшим коэффи-

Таблица

Основные параметры карьеров Мурунтау и Кальмакыр

Наименование карьера	Глубина по проекту, м	Размеры в плане, км	Высота уступов, м	Углы наклона бортов, град.
Мурунтау	675	3,2 x 2,5	10-15	26-32
Кальмакыр	660	4,0 x 2,5	15-22,5	32-38

циентом вскрыши (до 1,5–2 м<sup>3</sup>/т) и свободным золотом, легко извлекаемым по гравитационно-сорбционной технологии. Рентабельность разработки таких месторождений обеспечивалась даже при цене золота менее 230–240 долл. США за унцию. Однако сегодня наступила очередь вовлечения месторождений в разработку открытым способом с коэффициентом вскрыши до 10–12 м<sup>3</sup>/т и более (например, ТЭО освоения месторождения Бесапантау). На базе месторождений Чармитан и Гужумсай строится подземный рудник с комплексом первичной переработки руды. Проектируется переход на бактериальное окисление сульфидных руд месторождений Кокпатаг и Даугызтау.

Освоение новых месторождений и новых технологий добычи и переработки руды положено в основу стратегии долгосрочного развития золотодобычи в Навойском ГМК с компенсацией падения выпуска золота на ГМЗ-2.

Однако трудности с внедрением мобильного высокопроизводительного оборудования на подземных горных работах в условиях значительной тектонической нарушенности массива и технологии переработки сульфидных руд с использованием бактериального окисления сдерживают реализацию этих планов. В связи с этим необходимо интенсифицировать проведение научных исследований с привлечением не только внутренних, но и внешних ресурсов.

Освоение техногенных месторождений направлено не столько на увеличение текущего производства золота, сколько на продление срока функционирования горно-перерабатывающих комплексов. При этом техногенные месторождения целесообразно разделить на две группы, различающиеся по потребительским свойствам и технологии вовлечения сырья в переработку.

Первая группа – забалансовые запасы, которые могут быть вовлечены в переработку при минимизации производственных издержек или увеличении цены на золото.

Вторая группа – отходы горно-перерабатывающего комплекса, для получения из которых товарной продукции требуется осваивать новые технологические решения.

Вовлечение забалансовых запасов в переработку на основе сокращения производственных издержек возможно за счет применения компенсационного метода управления себестоимостью руды. В про-

цессе разработки месторождений с экономически устанавливаемой и изменяющейся во времени границей между балансовой и забалансовой рудами последняя с разными потребительскими свойствами накапливается в складах. Количество такой руды увеличивается по мере расширения границ карьера и вовлечения в разработку краевых участков залежей. Извлечение забалансовых руд является частью вскрышных работ, затраты на которые относят на себестоимость товарной руды текущей добычи, а на складах она хранится с нулевой (для предприятия) стоимостью. С течением времени бортовое содержание золота в балансовой руде снижается, а издержки на получение готовой продукции соответственно возрастают. Компенсация такого роста издержек достигается отгрузкой со складов забалансовой руды, потребительские свойства которой соответствуют добываемой товарной руде. В результате перераспределения издержек между добытой в карьере и отгруженной со складов руды снижаются производственные издержки на товарную руду, поставляемую для переработки.

Снижение бортового содержания золота увеличивает количество балансовых запасов с соответствующим сокращением коэффициента вскрыши, что также снижает производственные издержки на определенный период разработки месторождения. Ес-

тественно, что целесообразность применения компенсационного метода управления себестоимостью руды следует оценивать сопоставлением фактических затрат на получение готовой продукции в системе «карьер – завод» [3].

Высокие цены на драгоценные металлы на мировом рынке создают благоприятную ситуацию для освоения «бедных» месторождений, а также вовлечения в переработку минеральных ресурсов техногенного происхождения. С начала отработки месторождений на складах, в отвалах и хвостохранилищах Навоийского и Алмалыкского ГКМ накоплено более 3 млрд. t отходов горно-металлургического производства, которые можно рассматривать как техногенное сырье для рентабельной переработки и выделения ценных компонентов. В связи с этим проводят целенаправленные исследования по созданию эффективных технологий добычи и переработки техногенного сырья на основе современных методов обогащения, гидро- и пирометаллургии.

Наиболее объемными отходами горного производства являются вскрышные породы в отвалах, содержащие золото в концентрациях, не обеспечивающих его рентабельного извлечения без применения новых технологических решений. Вскрышные породы карьера «Мурунтау» по пространственному положению, вещественному составу и технологическим признакам могут быть разделены на две группы: внутренняя вскрышка – в контурах рудной зоны и внешняя вскрышка – за контуром рудной зоны. В процессе разработки месторождения эти породы складировали бессистемно, а среднее содержание золота в отвалах составляет 0,35 g/t [7]. К настоящему времени накоплено порядка 2 млрд. t пород, а сформированные из них массивы представляют собой типичные техногенные месторождения золотосодержащего сырья, пригодного для промышленной переработки с целью извлечения золота.

Сложность разработки отвалов обусловлена тем, что в них нет присущих природным месторождениям слоев, жил и зон, придающих закономерный характер распределению полезного компонента. Поэтому структурные особенности строения отвалов определяют необходимость оценки технологической возможности их селективной разработки для извлечения кондиционной рудной массы. При этом установлено [8], что для таких отвалов весьма существенное значение имеет обоснование бортового содержания золота, от которого зависит сырьевой ресурс техногенного месторождения (рис. 3). Анализ показал, что максимальный выход золота из 1 t отвальных пород обеспечивается при бортовом содержании  $C_6=0,22$  g/t, а при бортовом содержании на уровне потерь золота при переработке ( $C_6=0,18$  g/t) его выход уменьшается незначительно. Таким образом, при селективной разработке отвалов вскрышных пород следует стремиться к бортовому содержанию  $C_6 = 0,18$  g/t,

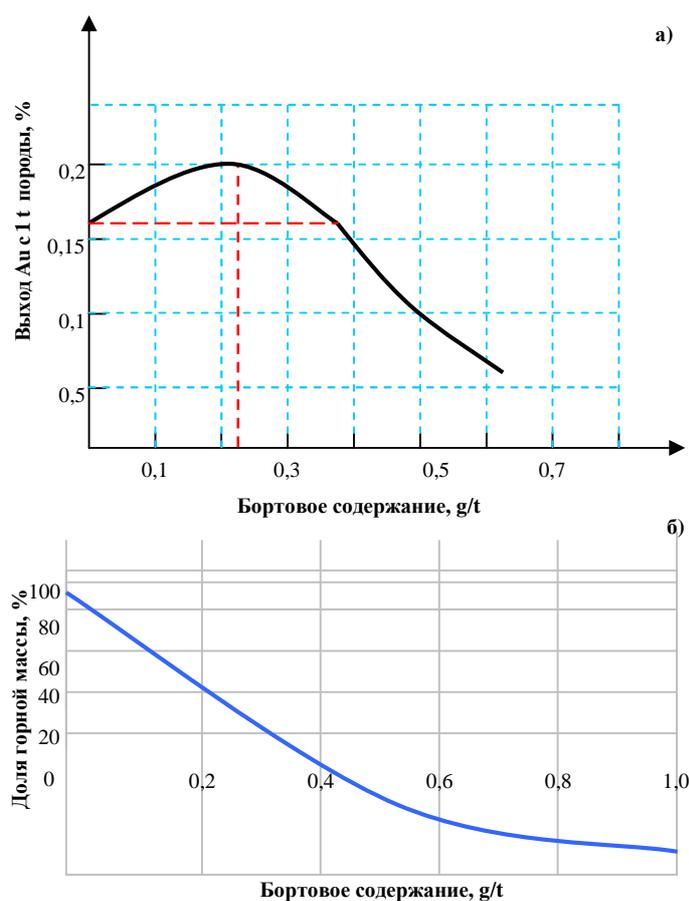


Рис. 3. Выход золота (а) и рудной массы (б) из пород внутренней вскрыши

что увеличит объем их сырьевых ресурсов примерно на 40%, а количество извлекаемого золота – на 25%.

В прудках хвостохранилища ГМЗ-2 находится примерно 10 млн. м<sup>3</sup> сбросных растворов с остаточным содержанием золота, концентрация которого в результате испарения воды со временем возрастает, повышая ценность таких растворов как техногенного сырья. В 2009 г. для оценки технико-экономических показателей извлечения золота из прудка хвостохранилища разработан и смонтирован опытный образец локальной сорбционной установки (рис. 4), первые испытания которой показали возможность получения до 5 kg золота в месяц, прокачивая через сорбент 150 м<sup>3</sup>/h прудковых растворов.

Внедрение в ОАО «Алмалыкский ГМК» технологии плавки в кислородно-факельной печи нового состава шихты, состоящей из медного сульфидного концентрата, концентратов золотоизвлекательных фабрик (ЗИФ), клинкера цинкового производства, флюсов и оборотов, позволило повысить ежегодную переработку золотосодержащего концентрата на 5% в шихте, увеличить клинкер на 50%.

Для Навоийского ГМК рекомендован метод глубокой гравитации для обогащения золотосодержащих пород отвалов карьера Мурунтау с получением отвальных хвостов гравитации при извлечении золота в концентрат не ниже 80%, с выходом концентрата 3–3,5%. Сорбционное цианирование гравитационных концентратов позволяет извлечь в цианистый раствор около 98% золота. Проведены исследования по извлечению золота из вторичного сырья на Марджанбулакской золотоизвлекательной установке – «хвостов» переработки предыдущих лет – и рекомендована их совместная переработка с исходной рудой. Таким образом, созданы предпосылки для широкомасштабного внедрения ресурсосберегающих технологий добычи и переработки техногенного сырья и расширения за счет этого МСБ золота Узбекистана.

Освоение малых месторождений, имеющих характерное очаговое размещение вокруг крупных месторождений и построенных на их базе перерабатывающих комплексов, предполагает небольшие затраты на их доразведку и короткие сроки отработки, что обеспечивает быстрое получение прибыли, окупаемость капиталовложений и значительно снижает степень риска при неподтверждении объемов запасов и качества руд, а также от колебаний цен на реализуемую продукцию. При сближенном расположении малых месторождений и относительно однородном качественном составе руд возможны варианты как совместного, так и последовательного их освоения. В первом случае руда, добываемая одновременно на нескольких месторождениях, может перерабатываться на общей обогатительной установке, во втором – с последовательным использованием мобильных передвижных обогатительных установок.

Уместно отметить, что еще в 1984 г. добыча золота в США составляла всего 80 t, а сегодня близка к 300 t в год, благодаря широкому внедрению кучного

выщелачивания, т. е. первичной переработки золото-содержащего сырья по упрощенной технологии. Это позволило снизить капиталовложения на 20–25%, эксплуатационные затраты на 35–40% и вовлечь в промышленное освоение более бедные руды. Этот опыт заслуживает самого пристального внимания, а для его использования необходимо решить следующие задачи, соответствующие условиям региона:

- разработать упрощенную методику разведки и утверждения запасов малых месторождений;
- определить упрощенную процедуру оформления лицензий, земельного и горного отводов;
- нормативно закрепить упрощенную процедуру разработки проектной документации;
- разработать «сухие» технологии получения концентратов в пустынных районах;
- разработать процедуру взаимодействия малых предприятий с базовыми заводами для переработки концентратов;
- определить преференции со стороны государства в отношении малых предприятий.

В целом развитие малых горных предприятий, в том числе разведочно-эксплуатационного типа, а также предприятий с незаконченным циклом переработки сырья способно в ускоренном темпе освоить сырьевую базу небольших месторождений, обеспечив поступление в государственную казну дополнительного золота. Кроме того, освоение малых месторождений золота на основе упрощенных технологий добычи и получения концентратов позволит создать дополнительные рабочие места, вовлекая в эксплуатацию даже отдельные рудопоявления и россыпи с низким содержанием свободного золота. При этом не следует забывать и о попутном извлечении золота при разработке месторождений песчано-гравийных смесей, которые, как правило, содержат его в небольших концентрациях.

Организационно вопрос освоения малых месторождений с запасами золота, например до 1–1,5 t, может быть успешно решен через старательские артели, которые ранее успешно работали на территории бывшего СССР. Для этого необходимо создать



Рис. 4. Общий вид локальной сорбционной установки на берегу прудка хвостохранилища ГМЗ-2

нормативно-правовую базу и определить закупочные цены, ориентируясь на их мировой уровень.

Корректировка инвестиционной среды предусматривает различные преференции со стороны государства в отношении золотопроизводящих предприятий. Экономическая значимость месторождений золота, их техническая и экономическая доступность на прогнозируемый период определяются вещественно-минералогическим составом руды, ресурсным потенциалом и природно-географическим расположением. В частности, технически доступные ресурсы золота, находящиеся на балансе Навоийского ГМК, составляют около 2 тыс. т, в том числе: рентабельные – 48,5%, гранично-рентабельные – 45,8% и нерентабельные – 5,7%. Вовлечение в промышленный оборот гранично-рентабельных ресурсов возможно при высокой цене золота и на основе применения новых технологий и принципиально новых технических средств. При этом следует учесть, что рентабельность разработки запасов, характеризующая их экономическую доступность, зависит не только от цены золота, но также от преференций со стороны государства в пользу добывающих предприятий, т. е. эта доступность в некоторых пределах управляема.

Долгосрочное и стабильное получение прибыли как критерий успеха в условиях рыночной экономики должно иметь прочную и постоянно укрепляемую ресурсно-производственную основу, обеспечивающую устойчивость финансовых результатов деятельности горнодобывающих предприятий. В условиях ухудшающихся горно-геологических условий и качественных характеристик минерального сырья возникает соблазн опережающей отработки более богатой части месторождения с целью получения значительных финансовых потоков на ранней стадии проекта, быстрого погашения банковских кредитов, получения ожидаемой нормы прибыли от инвестиций.

При низких ценах на минеральное сырье горнодобывающие предприятия вынуждены добывать преимущественно высокосортные руды, а значительная часть запасов с более низким качеством остается в недрах надолго, а зачастую теряется безвозвратно. При этом снижается срок существования горного предприятия, и государству приходится решать социально-экономические проблемы региона в связи с закрытием предприятия.

Учитывая это, государственная налоговая политика должна способствовать привлечению инвестиций в горнодобывающую промышленность, а также стимулировать рациональное использование недр. Высокие налоговые ставки, как и низкие мировые цены на сырье, вынуждают горнодобывающие предприятия вовлекать в отработку только участки с высокосортной рудой [9]. По мнению авторов, разработку месторождений с трудноизвлекаемыми запасами необходимо стимулировать путем дифференциации налоговых ставок в зависимости от способа разработки месторождений, степени выработанности разведанных запасов, рентабельности добычи и производства конечного продукта, устанавливая повы-

шающие или понижающие коэффициенты к нормативной ставке рентабельности, чтобы доля дохода, остающаяся в распоряжении предприятия и являющаяся фондом развития производства, была достаточной для поддержания его мощности в условиях роста производственных издержек из-за увеличения глубины карьера, снижения содержания извлекаемых компонентов в руде, перехода на более сложные технологии и т. д.

Другим компенсационным инструментом могут быть скидки со специальных налогов, направленных на изъятие природной ренты (роялти). Этот инструмент широко используют в мировой практике для стимулирования освоения месторождений полезных ископаемых, находящихся в сложных горно-геологических условиях или добывающих дефицитное сырье с низкими концентрациями металла, когда государство целенаправленно уменьшает плату за пользование недрами с условием, что за счет этого предприятие увеличит долю дохода, направляемую на развитие производства. Например, Англия, Норвегия, Швеция, ЮАР, Чили, Перу и другие страны отказались от специальных налогов, направленных на изъятие природной ренты, что делает продукцию добывающих предприятий этих стран более конкурентоспособной.

В рассматриваемом случае величину таких скидок целесообразно устанавливать дифференцированно, увязав их с ростом затрат на получение готовой продукции по мере ухудшения качества перерабатываемой руды и погашения запасов. Применение такого компенсирующего инструмента предусматривает следующий порядок действий:

- установление зависимости производственных издержек на получение готовой продукции от глубины карьера для разного бортового содержания металла;
- определение минимального размера фонда развития производства;
- определение уровня производственных издержек, соответствующего минимальному размеру фонда развития производства;
- определения взаимосвязи степени извлечения запасов с уровнем налоговых платежей;
- определение времени начала компенсирующего воздействия;
- разработка графика уменьшения платежей за пользование недрами;
- корректировка графика производственных издержек с привязкой к глубине карьера;
- использование полученного графика для определения предельных характеристик добываемой руды.

Применяемые на золотодобывающих карьерах Узбекистана техника и технологии ведения горных работ соответствуют современному мировому уровню, обеспечивают высокую эффективность и рациональное использование минерально-сырьевых ресурсов и продолжают динамично совершенствоваться, что позволило приступить к обоснованию и предпроектным проработкам возможности рентабельной разработки

месторождений Мурунтау и Кальмакыр открытым способом до глубины 900–1000 м [3, 4].

Открытые горные работы являются и останутся основным способом разработки месторождений Навоийского и Алмалыкского ГМК, однако перспектива их развития до глубины 1000 м уже сейчас требует решения таких сложных научно-технических проблем сверхглубоких карьеров, как вскрытие глубоких горизонтов, формирование транспортной системы до конечной глубины без коренной перестройки системы вскрытия, управление устойчивостью бортов и крутых (до 90°) уступов в их конечном положении, создание условий для перехода в отдаленной перспективе на комбинированную разработку месторождений при последовательном или одновременном ведении открытых и подземных горных работ.

Стратегия дальнейшего развития золотодобычи учитывает тенденции и долгосрочные прогнозы мирового рынка минерального сырья, что позволяет планировать динамичные кондиции на полезное ископаемое. Надежность принятия стратегических решений в значительной степени повышается при использовании метода непрерывного планирования горных работ на основе анализа горно-геологической, экономической и другой информации [3, 9]. Основными поставщиками золота в обозримой перспективе остаются Навоийский и Алмалыкский ГМК, восполнение минерально-сырьевой базы которых достигается последовательным снижением кондиций на добываемое полезное ископаемое, а также формированием единых выемочных границ карьеров Мурунтау-Мютенбай и Кальмакыр-Дальний.

Важнейшим направлением в развитии золотодобычи становится ресурсный потенциал техногенных образований – складов забалансовых руд, отвалов вмещающих пород, отходов обогащения и гидрометаллургии. Для придания им статуса техногенных месторождений необходимо провести геолого-технологическое изучение (разведку), разработать методики опробования, обосновать кондиции и сортность, определить рациональные параметры ведения горных работ при добыче техногенного сырья, виды и типоразмеры оборудования и т. д.

Небольшие месторождения коренного и россып-

ного золота могут также внести существенный вклад в развитие отрасли. Однако их освоение требует пересмотра подходов к ведению работ с усилением роли частного предпринимательства. В любом случае создание малых золотодобывающих горных предприятий потребует соответствующей нормативно-правовой базы, механизма определения рациональных, ориентированных на мировой уровень, закупочных цен и др. В связи с этим целесообразно провести научно-исследовательские работы по определению экономической доступности малых месторождений золота, с разработкой упрощенных технологий горного производства, рудоподготовки и первичной переработки на местах добычи.

Таким образом, представленные в статье основные направления и мероприятия по реализации стратегии долгосрочного развития золотодобычи в Узбекистане сформированы на основе анализа современного состояния МСБ золота и предусматривают:

- использование ресурсов поисково-оценочных работ;
- освоение месторождений, отнесенных ранее к нерентабельным;
- переоценку запасов эксплуатируемых месторождений на основе применения динамических кондиций;
- добычу и переработку отходов горного и перерабатывающего производств;
- корректировку инвестиционной среды с предоставлением преференций для стимулирования работ по вовлечению в эксплуатацию техногенных образований (отходов производства), «бедных» и малых месторождений.

Основными экономическими предпосылками рационального использования недр является прогноз цены мирового рынка на минеральное сырье и налоговая политика, способствующая привлечению инвестиций в горнодобывающую промышленность. При этом оптимизация кондиций на полезное ископаемое является существенным направлением расширенного воспроизводства запасов и дальнейшего долгосрочного развития действующих крупных золотопромышленных комплексов.

*Примечание: данная статья опубликована в журнале «Горный журнал» № 1 2010 г., Россия.*

#### Список литературы:

1. Шаисматов Э.Р. К 80-летию геологической службы Узбекистана. Горный Вестник Узбекистана № 3, 2006 г.
2. Ахмедов Н.А. Проблемы геологии и развития минерально-сырьевой базы. Труды межд. науч.-практ. конференции «Проблемы рудных месторождений и повышения эффективности геологоразведочных работ», Ташкент, 2003 г.
3. Шеметов П.А. Повышение эффективности использования георесурсного потенциала при разработке месторождений. «ФАН» Ан РУз, 2005 г.
4. Санакулов К.С., Дабижа С.И. Алмалыкский горно-металлургический комбинат и его минерально-сырьевая база. Труды межд. науч.-практ. конфер. «Проблемы рудных месторождений и повышения эффективности геологоразведочных работ. Ташкент, 2003 г.
5. Рахимов В.Р., Чунихин С.Г., Касымов Р.М. «Комплексное и полное освоение месторождений – важнейший резерв повышения эффективности использования недр». Горный Вестник Узбекистана № 3, 2009 г.
6. Бадалов С.Т. «Минералогия и геохимия эндогенных месторождений Алмалыкского рудного района». Изд-во «Наука» УЗССР, Ташкент, 1965 г.
7. Образцов А.И. Месторождение Мурунтау. Опыт изучения и разработки. Ташкент: Фан, 2001. 211 с.
8. Сытенков В.Н., Руднев С.В., Наимова Р.Ш. Оценка перспектив вовлечения в переработку пород с низким содержанием полезного компонента на месторождении Мурунтау. Цветные металлы, № 6, 2009. – С.49-53.
9. Сытенков В.Н., Шеметов П.А. «Основные экономические предпосылки рационального использования недр» Труды межд. науч.-практ. конфер. «Инновация -2005», Ташкент. 2005 г.

# ИССЛЕДОВАНИЕ ЗОНЫ ПОВЫШЕННОЙ ПЛОТНОСТИ МАССИВА ОПЛЫВАЮЩИХ ПЕСЧАНЫХ ГРУНТОВ ПРИ ВЗРЫВЕ ТРАНШЕЙНЫХ ЗАРЯДОВ ВЫБРОСА

Насиров У.Ф., ректор НГГИ, канд. техн. наук

Особенностью действия взрыва траншейных зарядов выброса в грунтовом массиве оплывающих песчаных грунтов является зональный характер деформирования.

На рис. 1 приведена зависимость изменения плотности массива оплывающих песчаных грунтов взрывами траншейных зарядов выброса от расстояния. Из графика видно, что плотность грунта вблизи очага взрыва по направлению к оси Y, равной 1,5 м, имеет максимальное значение, образуя зону повышенной плотности. По мере увеличения глубины залегания грунта плотность снижается и при достижении минимума, равного плотности 1,22-1,25 т/м<sup>3</sup>, образуется зона разжижения. Дальнейшее увеличение расстояния от очага взрыва по направлению к оси Y, равной 3,0 м и более, плотность массива в оплывающих песчаных грунтах возрастает и, достигнув максимума, равного плотности 0,6 т/м<sup>3</sup>, образуется зона пониженной плотности.

По разработанному комплексному методу исследований массива оплывающих песчаных грунтов при действии взрыва траншейных зарядов выброса определены размеры зоны уплотнения. Установлены эквоповерхности границы размеров зон уплотнения с четырьмя характерными точками: А, В, С, Д и радиусы зоны уплотнения по направляющим этих точек -  $R_T^B, R_D, R_T^H, R_0$ , м.

Абсолютные значения радиусов зоны уплотне-

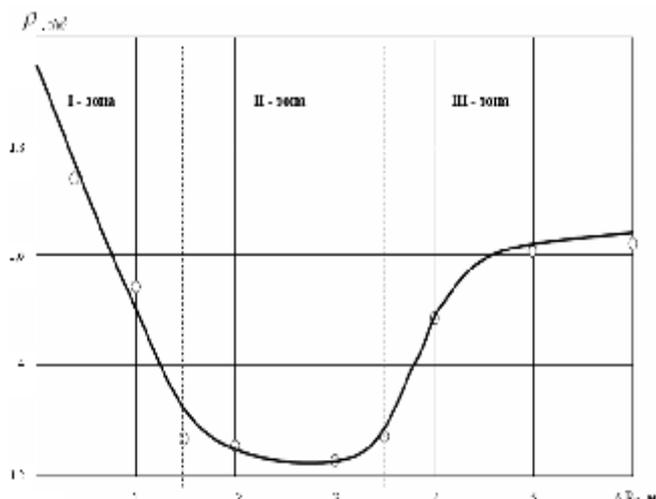


Рис. 1. Зависимость изменения плотности массива в оплывающих песчаных грунтах взрывами траншейных зарядов выброса от расстояния

ния массива в оплывающих песчаных грунтах под действием взрыва траншейных зарядов выброса приведены в табл. 1-3.

Экспериментальными исследованиями установлены зоны повышенной плотности и разжижения, а также пониженной плотности массива при взрыве траншейных зарядов выброса (рис. 2).

Также определены радиусы зон уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов в верхней, средней и нижней частях торца траншейного заряда выброса по направлению к оси X и радиус зоны уплотнения под траншейным зарядом выброса по направлению к оси Y, абсолютные значения которых приведены в табл. 1-3.

Размеры зон повышенной плотности массива исследовались по двум направлениям: по нижнему торцу заряда – по направлению к оси X и под зарядом выброса – по направлению к оси Y.

На рис. 3 приведено линейное изменение размеров зон уплотнения с повышенной плотностью в оплывающих песчаных грунтах по нижнему торцу заряда выброса в зависимости от удельного расхода при различных степенях их плотности.

Исследованиями установлено, что с увеличением удельного расхода от 2,5 до 4,0 кг/м<sup>3</sup> размеры зон уплотнения с повышенной плотностью в оплывающих песчаных грунтах по нижнему торцу заряда возрастают по линейной зависимости и составляют, соответственно, для мелкозернистых песков со степенью плотности 0-0,2 – от 18 до 38 м, для среднезернистых песков со степенью плотности 0,2-0,3 – от 15 до 36 м и для крупнозернистых песков со степенью плотности 0,3-0,4 – от 11 до 29 м.

Статистический анализ полученных результатов показывает, что размеры зоны уплотнения с повышенной плотностью в оплывающих песчаных грунтах по нижнему торцу заряда выброса линейно зависят от удельного расхода и степени плотности взрываемого грунтового массива, которые характеризуются следующим эмпирическим уравнением:

$$R_T^H = \begin{cases} 12,4q - 12,8 & \text{при степени плотности } 0-0,2, \\ 13,08q - 15,3 & \text{при степени плотности } 0,2-0,3 \\ 11,3q - 15,35 & \text{при степени плотности } 0,3-0,4 \end{cases}$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет  $0,89 \pm 0,015$ .

На рис. 4 приведено линейное изменение размеров зон уплотнения массива с повышенной плотностью в оплывающих песчаных грунтах под зарядом

Таблица 1

Результаты опытно-промышленных взрывов по определению величины размеров зон уплотнения массива в оплывающих мелкозернистых песках со степенью плотности 0-0,2

ЛНС W, м	Угол обваловки грунтом, j, град. Высота обваловки грунтом h <sub>обв</sub> , м	Масса заряда ВВ на 1 м траншеи Q, kg	Удельный расход ВВ q, kg/m <sup>3</sup>	Размеры зоны уплотнения массива, м											
				Зона повышенной плотности				Зона разжижения				Зона пониженной плотности			
				R <sub>T</sub> <sup>B</sup>	R <sub>Ц</sub>	R <sub>T</sub> <sup>H</sup>	R <sub>0</sub>	R <sub>T</sub> <sup>B</sup>	R <sub>Ц</sub>	R <sub>T</sub> <sup>H</sup>	R <sub>0</sub>	R <sub>T</sub> <sup>B</sup>	R <sub>Ц</sub>	R <sub>T</sub> <sup>H</sup>	R <sub>0</sub>
2,8	0/-	298	2,5	-	-	16	0,8	-	18	20	1,8	24	20	18	4,2
2,8	10/1,0	298	2,5	-	-	17	0,9	-	19	21	2,0	26	22	20	4,5
2,8	15/1,5	298	2,5	-	-	19	1,0	-	21	22	2,1	30	34	24	4,8
2,8	20/2,0	298	2,5	-	-	20	1,3	-	24	23	2,8	38	36	30	5,2
2,8	25/2,5	298	2,5	-	-	21	1,5	-	26	24	3,6	46	40	38	6,5
2,8	20/2,0	298	2,5	-	-	19	1,2	-	24	22	2,8	38	36	29	5,0
3,1	26/2,9	434	3,0	-	-	26	2,0	-	31	28	4,0	48	43	41	7,2
3,1	28/3,0	538	3,5	-	-	28	2,5	-	31	30	4,6	47	45	43	8,0
3,3	30/3,2	798	4,0	-	-	20	2,7	-	25	32	4,8	49	47	46	9,2
3,0	30/3,0	514	3,0	-	-	32	3,0	-	31	34	5,3	46	44	42	7,6
3,0	30/3,2	582	3,0	-	-	32	3,0	-	27	34	5,2	48	45	44	8,2
3,1	30/3,2	632	3,0	-	-	34	3,2	-	39	37	5,4	51	49	47	9,4
3,0	30/3,1	792	3,5	-	-	36	3,5	-	40	38	5,6	51	51	49	12,0
3,1	30/3,2	1042	3,75	-	-	36	3,2	-	41	38	6,0	56	53	51	14,0
3,0	30/3,0	850	3,0	-	-	37	3,5	-	43	39	6,2	58	50	49	12,6
3,1	28/3,0	1025	3,5	-	-	38	3,6	-	44	41	6,4	60	52	50	12,0
2,9	30/3,0	1170	4,0	-	-	38	3,6	-	46	43	6,5	62	59	53	16,6

выброса в зависимости от удельного расхода при различных степенях их плотности.

При увеличении удельного расхода от 2,5 до 4,0 kg/m<sup>3</sup> размеры зон уплотнения с повышенной плотностью в оплывающих песчаных грунтах под зарядом выброса возрастают по линейной зависимости и составляют, соответственно, для мелкозернистых песков со степенью плотности 0-0,2 – от 1,1 до 2,9 м, для среднезернистых песков со степенью плот-

ности 0,2-0,3 – от 1,2 до 3,0 м и для крупнозернистых песков со степенью плотности 0,3-0,4 – от 0,7 до 2,8 м.

Статистический анализ полученных результатов показывает, что размеры зоны уплотнения с повышенной плотностью в оплывающих песчаных грунтах под зарядом выброса линейно зависят от удельного расхода и степени плотности взрывающегося грунтового массива, которые характеризуются сле-

Таблица 2

Результаты опытно-промышленных взрывов по определению величины размеров зон уплотнения массива в оплывающих мелкозернистых песках со степенью плотности 0,2-0,3

ЛНС W, м	Угол обваловки грунтом, j, град. Высота обваловки грунтом h <sub>обв</sub> , м	Масса заряда ВВ на 1 м траншеи Q, kg	Удельный расход ВВ q, kg/m <sup>3</sup>	Размеры зоны уплотнения массива, м											
				Зона повышенной плотности				Зона разжижения				Зона пониженной плотности			
				R <sub>T</sub> <sup>B</sup>	R <sub>Ц</sub>	R <sub>T</sub> <sup>H</sup>	R <sub>0</sub>	R <sub>T</sub> <sup>B</sup>	R <sub>Ц</sub>	R <sub>T</sub> <sup>H</sup>	R <sub>0</sub>	R <sub>T</sub> <sup>B</sup>	R <sub>Ц</sub>	R <sub>T</sub> <sup>H</sup>	R <sub>0</sub>
2,6	0/-	370	2,5	-	-	6	0,5	-	10	7	1,0	20	16	10	2,0
2,6	10/1,0	370	2,5	-	-	10	1,0	-	18	16	2,0	30	28	26	4,0
2,6	15/1,5	370	2,5	-	-	16	1,4	-	23	20	2,4	36	33	30	4,5
2,6	20/2,0	370	2,5	-	-	18	1,6	-	25	22	2,8	38	36	33	5,0
2,6	28/2,9	370	2,5	-	-	20	1,7	-	27	24	3,2	42	38	35	6,0
2,6	20/2,0	370	2,5	-	-	17	1,5	-	24	20	2,6	37	34	30	4,8
2,8	30/3,0	534	3,6	-	-	24	2,0	-	30	28	4,0	44	42	40	7,0
3,0	30/3,0	710	4,0	-	-	26	2,4	-	32	30	4,4	46	44	43	7,8
3,0	30/3,2	890	4,5	-	-	30	3,0	-	32	32	5,0	49	47	44	9,0
2,9	30/3,1	700	3,0	-	-	28	2,6	-	33	32	4,5	46	45	42	7,9
2,7	28/3,0	840	3,5	-	-	29	3,0	-	35	32	5,1	48	46	44	8,6
2,6	30/3,1	968	3,75	-	-	34	3,0	-	39	36	5,2	52	50	48	10,0
2,9	29/3,0	816	3,0	-	-	28	2,7	-	32	30	4,2	40	44	40	7,2
3,0	30/3,1	1040	3,5	-	-	36	3,0	-	40	40	5,8	56	52	46	10,4
3,0	30/3,1	1190	4,0	-	-	36	3,0	-	42	41	6,0	58	56	50	12,8

Таблица 3

Результаты опытно-промышленных взрывов по определению величины размеров зон уплотнения массива в оплывающих среднезернистых песках со степенью плотности 0,3-0,4

ЛНС W, м	Угол обваловки грунтом, j, град.  Высота обвалов- ки грунтом h <sub>обв</sub> , м	Масса заряда ВВ на 1 м траншеи Q, kg	Удельный расход ВВ, q, kg/m <sup>3</sup>	Размеры зоны уплотнения массива, м											
				Зона повышенной плотности				Зона разжижения				Зона пониженной плотности			
				R <sub>T</sub> <sup>B</sup>	R <sub>Ц</sub>	R <sub>T</sub> <sup>H</sup>	R <sub>0</sub>	R <sub>T</sub> <sup>B</sup>	R <sub>Ц</sub>	R <sub>T</sub> <sup>H</sup>	R <sub>0</sub>	R <sub>T</sub> <sup>B</sup>	R <sub>Ц</sub>	R <sub>T</sub> <sup>H</sup>	R <sub>0</sub>
3,2	0/-	436	2,5	-	-	2	0,1	-	6	4	0,2	10	6	4	1,0
3,2	10/1,0	436	2,5	-	-	6	0,3	-	10	8	0,5	23	18	14	1,5
3,2	15/1,5	436	2,5	-	-	10	0,5	-	14	12	0,8	28	26	22	2,5
3,2	20/2,0	436	2,5	-	-	14	0,8	-	18	16	2,1	34	30	24	3,0
3,2	25/2,5	436	2,5	-	-	16	1,0	-	20	23	2,4	36	34	26	3,8
3,2	29/2,9	436	2,5	-	-	18	1,2	-	24	20	2,6	38	36	30	4,2
3,2	20/2,0	436	2,5	-	-	15	0,9	-	20	15	2,0	32	28	22	3,0
3,0	30/3,0	650	3,0	-	-	22	1,6	-	26	28	3,0	40	38	34	5,1
3,2	28/2,9	790	3,5	-	-	24	2,0	-	30	30	3,8	46	37	40	6,5
3,3	29/3,0	660	4,0	-	-	26	2,0	-	32	32	3,5	45	38	36	6,3
3,2	26/2,9	725	4,0	-	-	26	2,6	-	32	30	4,0	42	42	40	7,0
3,3	27/3,0	950	4,0	-	-	30	3,0	-	36	34	6,2	50	46	42	8,0
3,2	30/3,0	985	4,0	-	-	32	3,2	-	38	36	6,4	52	48	46	8,4
3,0	30/3,0	710	3,0	-	-	25	2,6	-	32	30	4,0	43	40	40	6,8
3,1	28/2,9	865	3,5	-	-	26	2,7	-	34	32	5,6	48	45	40	7,6
3,1	30/3,0	1056	4,0	-	-	37	3,0	-	38	36	5,8	54	50	42	8,1

дующим эмпирическим уравнением:

$$R_0 = \begin{cases} 1,12q - 1,54 & \text{при степени плотности } 0 - 0,2, \\ 1,03q - 0,86 & \text{при степени плотности } 0,2 - 0,3 \\ 1,22q - 2,24 & \text{при степени плотности } 0,3 - 0,4 \end{cases}$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет 0,86±0,019.

На рис. 5-6 приведены параболические измене-

ния размеров зон уплотнения массива с повышенной плотностью в оплывающих песчаных грунтах

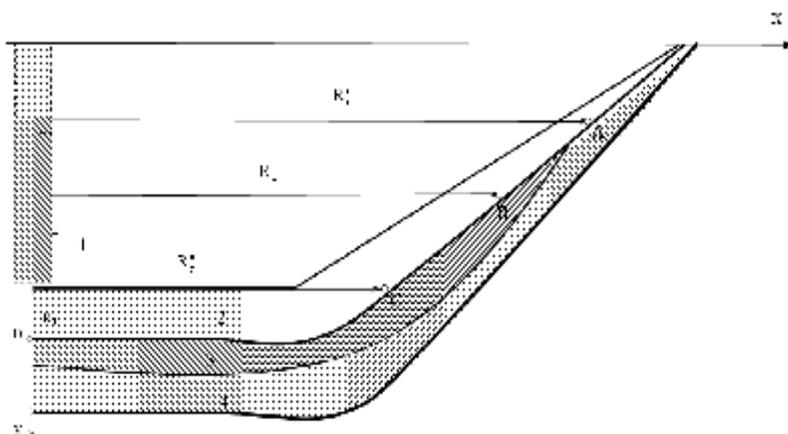


Рис. 2. Зоны уплотнения оплывающих песчаных грунтов при взрыве траншейных зарядов выброса: 1 - взорванные траншейные заряды выброса; 2 – зона повышенной плотности; 3 – зона разжижения; 4 – зона пониженной плотности; R<sub>T</sub><sup>B</sup>, R<sub>Ц</sub>, R<sub>T</sub><sup>H</sup> - соответственно, радиусы зон уплотнения массива в оплывающих песчаных грунтах из верхней, средней и нижней частей торца траншейного заряда ВВ по направлению к оси X, м; R<sub>0</sub> - радиус зоны уплотнения под траншейным зарядом выброса по направлению к оси Y, м

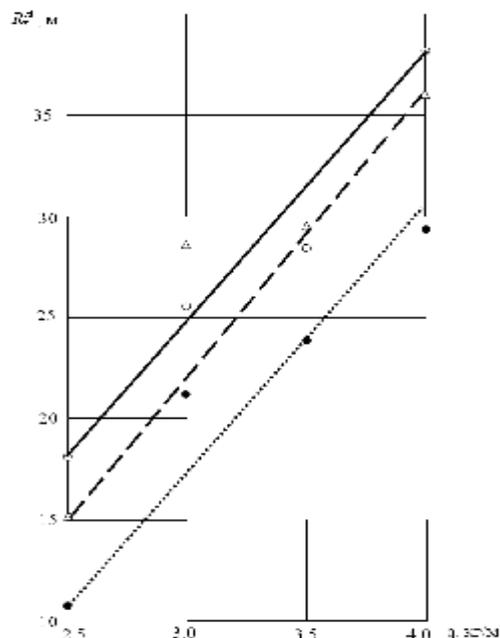


Рис. 3. Изменение размеров зон уплотнения массива с повышенной плотностью в оплывающих песчаных грунтах по нижнему торцу заряда выброса в зависимости от удельного расхода: о – при степени плотности 0-0,2; Δ – при степени плотности 0,2-0,3; ● – при степени плотности 0,3-0,4

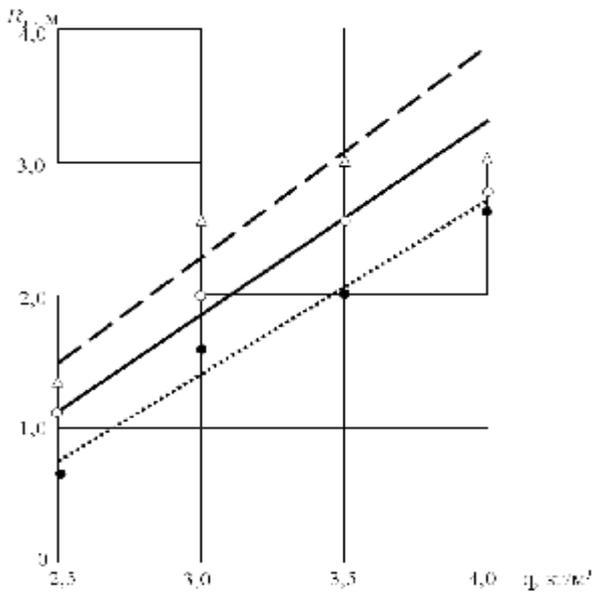


Рис. 4. Изменение размеров зон уплотнения массива с повышенной плотностью в оплывающих песчаных грунтах под зарядом выброса в зависимости от удельного расхода: о – при степени плотности 0-0,2; Δ – при степени плотности 0,2-0,3; ● – при степени плотности 0,3-0,4

по нижнему торцу и по дну заряда выброса в зависимости от угла грунтовой обваловки при различных степенях их плотности. Установлено, что с увеличением угла грунтовой обваловки от 0 до 25° размеры зоны уплотнения массива с повышенной плотностью во всех исследованных грунтах возрастает.

При угле грунтовой обваловки 25° размеры зоны уплотнения массива с повышенной плотностью принимают максимальные значения. Максимум же значений достигается при степени плотности 0,2-0,3. Дальнейшее увеличение угла грунтовой обваловки сопровождается снижением размеров зоны уплотнения массива.

Статистический анализ полученных результатов показывает, что размеры зоны уплотнения с повышенной плотностью в оплывающих песчаных грунтах по нижнему торцу заряда и под зарядом выброса параболически зависят от угла их грунтовой обваловки и степени плотности взрывающегося грунтового массива, которые характеризуются следующими эмпирическими уравнениями:

$$R_T^H = \begin{cases} -9,5 \cdot 10^{-3} j^2 + 0,4j + 14,8 & \text{при степени плотности } 0-0,2, \\ -0,012j^2 + 0,832j + 5,25 & \text{при степени плотности } 0,2-0,3 \\ -7,14 \cdot 10^{-3} j^2 + 0,79j + 0,143 & \text{при степени плотности } 0,3-0,4 \end{cases}$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет 0,90±0,015.

$$R_0 = \begin{cases} -4,8 \cdot 10^{-6} j^2 + 0,023j + 0,748 & \text{при степени плотности } 0-0,2, \\ -1,262 \cdot 10^{-3} j^2 + 0,08j + 0,451 & \text{при степени плотности } 0,2-0,3 \\ -5,714 \cdot 10^{-5} j^2 + 0,033j + 0,09 & \text{при степени плотности } 0,3-0,4 \end{cases}$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет 0,87±0,017.

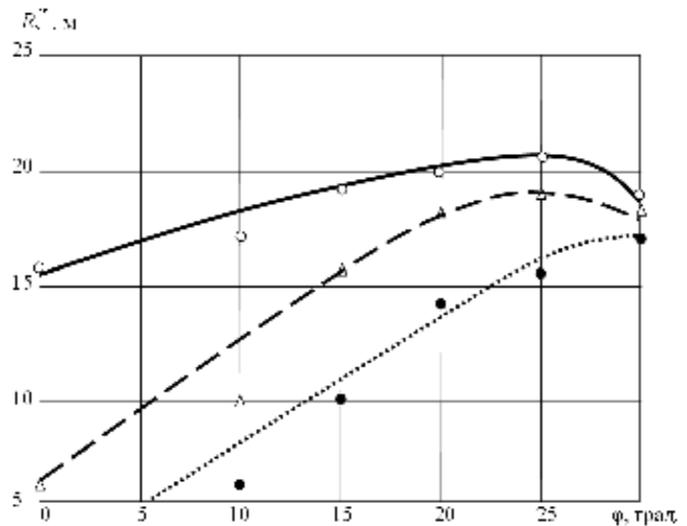


Рис. 5. Изменение размеров зон уплотнения массива с повышенной плотностью в оплывающих песчаных грунтах по нижнему торцу заряда выброса в зависимости от угла грунтовой обваловки: о – при степени плотности 0-0,2; Δ – при степени плотности 0,2-0,3; ● – при степени плотности 0,3-0,4

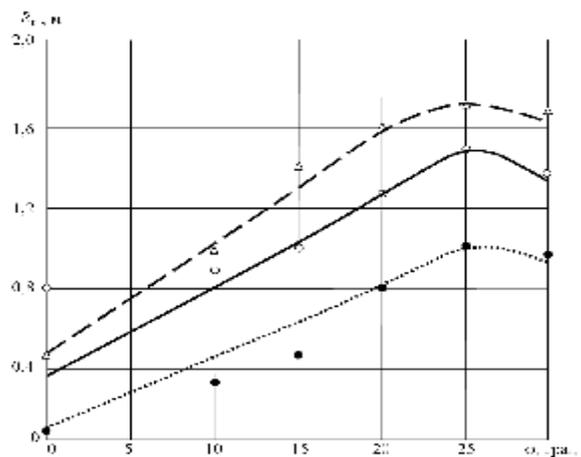


Рис. 6. Изменение размеров зон уплотнения массива с повышенной плотностью в оплывающих песчаных грунтах под зарядом выброса в зависимости от угла грунтовой обваловки: о – при степени плотности 0-0,2; Δ – при степени плотности 0,2-0,3; ● – при степени плотности 0,3-0,4

В результате экспериментальных исследований в промышленных условиях и статистической обработки полученных результатов по табл. 1-3 разработана методика инженерного расчета размеров зон уплотнения в оплывающих песчаных грунтах взрывами траншейных зарядов выброса, на основе которого составлена компьютерная программа на языке Borland Delphi 7.0, новизна которой защищена свидетельством патентного ведомства РУз [1].

Таким образом, установлены размеры зоны уплотнения с повышенной плотностью по нижнему торцу заряда и под зарядом выброса в зависимости от удельного расхода и угла грунтовой обваловки при различных степенях плотностей оплывающих песчаных грунтов и разработана методика их инженерного расчета.

Данные исследования проведены в соответствии с тематическим планом по государственному гранту Центра по науке и технологиям при Кабинете Министров Республики Узбекистан на вы-

полнение прикладных научных исследований по теме 5-038 – «Разработка технологии уплотнения грунтов при образовании удлиненных выемок взрывами траншейных зарядов выброса».

**Список литературы:**

1. Норов Ю.Д., Насиров У.Ф., Уринов Ш.Р. Уплотнение оплывающих песчаных грунтов взрывами траншейных зарядов выброса. // Свидетельство об официальной регистрации программы для ЭВМ № DGU 01539 по заявке № DGU 2008 0059 от 15.04.2008 г. Зарегистрирован в Государственном реестре программ для ЭВМ Республики Узбекистан 19.06.2008 г.

УДК 622

© Насиров У.Ф. 2010 г.

## К ВОПРОСУ ОБОСНОВАНИЯ И РАЗРАБОТКИ ТЕХНОЛОГИЙ ОБРАЗОВАНИЯ УДЛИНЕННЫХ ВЫЕМОК В ОПЛЫВАЮЩИХ ПЕСЧАНЫХ ГРУНТАХ

Насиров У.Ф., ректор НГГИ, канд. техн. наук

Укреплению экономического потенциала Республики Узбекистан способствует всемерное развитие агропромышленного сектора сельского хозяйства. В достижении этой цели решающая роль принадлежит мелиорации, позволяющей интенсифицировать и повысить продуктивность земледелия.

Современное мелиоративное состояние орошаемых земель по данным Государственного кадастра настоятельно требует принятие дополнительных мер по их оздоровлению. Для поддержания нормального водносолевого баланса на орошаемых площадях только по Бухарской области необходимо построить около 8,0 тыс. км дренажной сети.

Развитие мелиоративного строительства связано с выполнением значительного количества объема земляных работ в сложных гидрогеологических условиях.

В числе мелиоративных мероприятий применяется отвод дренажных вод за пределы орошаемых площадей, осуществляемый системой магистральных отводящих трактов в виде траншей или удлиненных выемок в грунтовых массивах. При сооружении удлиненных выемок в грунтовых массивах применяются различные способы, основанные на механическом, физико-химическом, термическом и других воздействиях.

К одному из прогрессивных направлений интенсификации выполнения земляных работ относится взрывной метод. Наиболее полно преимущества взрывного метода реализуются при ведении работ в грунтовых массивах с неустойчивыми структурными связями, где применение традици-

онных механических средств либо затруднено, либо вовсе невозможно, а объем грунтов такого типа достаточно велик.

В связи с этим особую актуальность приобретает разработка и внедрение высокоэффективных технологий образования удлиненных выемок в оплывающих песчаных грунтах, позволяющих резко сократить сроки мелиоративного строительства сооружений с приданием им надежных и долгосрочных эксплуатационных свойств.

Расширение масштабов применения энергии взрыва при образовании удлиненных выемок в мелиоративном строительстве, а также растущие требования к качеству их выполнения обусловили необходимость разработки новых физически обоснованных способов взрывания в оплывающих песчаных грунтах и методов инженерного расчета параметров траншейных зарядов.

Наряду с изучением внешних проявлений механического эффекта взрыва необходимо уделять внимание механизму взаимодействия взрывного импульса со структурными элементами грунта, изучению и обобщению явлений, сопровождающих развитие во времени деформированной области грунтового массива.

В связи с этим обоснование и разработка технологий образования удлиненных выемок в оплывающих песчаных грунтах взрывами траншейных зарядов выброса представляет собой важную научно-техническую проблему, обеспечивает снижение в сложных гидрогеологических условиях трудозатрат, повышение надежности детонирования зарядов в обводненных условиях и является актуальной проблемой мелиоративного строительства

Республики Узбекистан, имеет важное значение для науки и практики горного производства.

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

Большие достижения в этой области отражены в работах В.В. Адушкина, Ф.А. Авдеева, А.М. Аронова, Л.И. Барона, А.А. Вовка, О.Е. Власова, А.Г. Вильфанда, С.С. Григоряна, М.Н. Гольдштейна, Б.И. Дидука, П.Л. Иванова, Н.Ф. Кусова, Б.Н. Кутузова, А.Г. Кузовлева, В.Г. Кравеца, Г.М. Ляхова, И.М. Литвинова, Н.Н. Маслова, А.А. Мусаэляна, Ю.Д. Норова, Г.И. Покровского, Б.Р. Раимжанова, Л.Р. Ставнищера, Г.Н. Смирнова, А.Г. Смирнова, В.К. Тулупова, И.С. Федорова, В.А. Флорина, А.Н. Ханукаева, А.А. Черниговского, Г.И. Черного, В.А. Цурика, П.А. Шеметова, Л.А. Эйслера и др.

В работах В.В. Адушкина, А.А. Вовка, П.Л. Иванова, Д.М. Кушнарева, В.Г. Кравеца, Г.М. Ляхова, А.Г. Смирнова, В.А. Флорина и др. исследовалось действие взрыва в водонасыщенных мало-связанных грунтах с целью повышения их эффективности при образовании удлиненных выемок на открытых горных работах.

Экспериментальные взрывные работы, проведенные вышеперечисленными авторами в оплывающих песчаных грунтах, показывают, что способ образования удлиненных выемок взрывами траншейных зарядов выброса неэффективен, вследствие последующего вспучивания массива по оси выработки.

Это вызвано относительно большой текучестью грунта, обратно возвращающегося после выброса, оползающего по дну выемки и поднимающегося по инерции вверх, по оси выработки.

К основной причине относится разрушение структуры водонасыщенного грунта под действием энергии взрыва и переход его в разжиженное состояние.

На основании анализа данных представлена концепция работы – обоснованы и разработаны технологии образования удлиненных выемок в оплывающих грунтах взрывами траншейных зарядов выброса, их конструкции, а также эффективные параметры траншеи.

**Исследования размеров зон уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов взрывами траншейных зарядов выброса** в промышленных условиях проводились на объекте «Строительство коллектора Машанкуль - Судочье» в Кунградском районе Республики Каракалпакстан СПМК-5 государственного объединения «Ўртаосиёмахсускурилиш».

В результате опытно-промышленных взрывов определены величины размеров зон уплотнения массива оплывающих мелкозернистых песков со

степенями плотности 0-0,2 и 0,2-0,3, а также сред-незернистых песков со степенью плотности 0,3-0,4.

Установлено зональное деформирование массива оплывающего песчаного грунта, который чередуется тремя зонами: повышенной плотности, разжижения и пониженной плотности, оконтуриваемых радиусами зон уплотнения массива в верхней, средней, нижней частях торца траншейного заряда выброса по направлению к оси X и радиусом зоны уплотнения под зарядом выброса по направлению к оси Y.

Изменение размеров зон уплотнения массива с повышенной и пониженной плотностями, а также разжижения, которое прямо пропорционально зависит от удельного расхода заряда выброса, степени плотности грунта и параболически – от угла грунтовой обваловки (рис. 1).

В диапазоне угла грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса относительно горизонта  $25^{\circ}$  размеры зон уплотнения массива принимают максимальные значения.

Дальнейшее увеличение угла грунтовой обваловки приводит к снижению размеров зон уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов.

На основе проведенных исследований по определению размеров зон уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов взрывами траншейных зарядов выброса разработана методика инженерного расчета.

Радиус уплотнения по нижнему торцу заряда в зоне с повышенной плотностью массива определяется по формуле:

$$R_{\Gamma}^H = k \frac{q(W+h)^4}{Q} \left( \frac{\varphi+15}{30} \right)^2$$

$$R_{\Gamma}^T = k \frac{q(W+h_{обв})^4}{Q} \left( \frac{j+15}{30} \right)^2, \text{ м}, \quad (1)$$

где k – коэффициент, учитывающий степень плотности взрываемого грунтового массива: для мелкозернистых песков со степенью плотности 0-0,2 k=1,5; для мелкозернистых песков со степенью плотности 0,2-0,3 k=1,8; для среднезернистых песков со степенью плотности 0,3-0,4 k=1,3; q – удельный расход заряда выброса,  $\text{kg/m}^3$ ; W – линия наименьшего сопротивления, м;  $h_{обв}$  – высота грунтовой обваловки траншейного заряда выброса, м; Q – масса заряда выброса, кг;  $\varphi$  – угол откоса грунтовой обваловки траншейного заряда выброса, град.

Радиус уплотнения грунтового массива под зарядом в зоне с повышенной плотностью массива:

$$R_0 = k \frac{q(W+h_{обв})^4}{Q} \left( \frac{j+15}{30} \right)^2, \text{ м}, \quad (2)$$

где  $k=0,13$  для мелкозернистых песков со степенью плотности 0,0-0,2;  $k=0,15$  для мелкозернистых песков со степенью плотности 0,2-0,3;  $k=0,11$  для среднезернистых песков со степенью плотности 0,3-0,4.

Радиус уплотнения грунтового массива по центру заряда в зоне разжижения массива:

$$R_{\text{ц}}^H = k \frac{q(W+h_{\text{обв}})^4}{Q} \left( \frac{\varphi+15}{30} \right)^2$$

$$R_{\text{ц}} = k \frac{q(W+h_{\text{обв}})^4}{Q} \left( \frac{j+15}{30} \right)^2, \text{ м}, \quad (3)$$

где  $k=2,2$  для мелкозернистых песков со степенью плотности 0,0-0,2;  $k=2,5$  для мелкозернистых песков со степенью плотности 0,2-0,3;  $k=1,7$  для среднезернистых песков со степенью плотности 0,3-0,4.

Радиус уплотнения грунтового массива по нижнему торцу заряда в зоне разжижения массива:

$$R_{\text{т}}^H = k \frac{q(W+h)^4}{Q} \left( \frac{\varphi+15}{30} \right)^2$$

$$R_{\text{т}}^T = k \frac{q(W+h_{\text{обв}})^4}{Q} \left( \frac{j+15}{30} \right)^2, \text{ м}, \quad (4)$$

где  $k=2$  для мелкозернистых песков со степенью плотности 0,0-0,2;  $k=2,2$  для мелкозернистых песков со степенью плотности 0,2-0,3;  $k=1,6$  для среднезернистых песков со степенью плотности 0,3-0,4.

Таким образом, разработаны теоретические основы повышения эффективности образования удлиненных выемок в оплывающих песчаных грунтах взрывами траншейных зарядов выброса путем управления зонами уплотнения массива, на основе которых установлены эквоповерхности их границы с четырьмя характерными точками и радиусы зоны уплотнения.

В глубине массива оплывающих песчаных грунтов при взрыве траншейных зарядов выброса образуются зоны повышенной плотности, разжижения и пониженной плотности. Определены размеры зон уплотнения массива, зависящие от удельного расхода ВВ, массы заряда, угла грунтовой обваловки и степени плотности взрывааемого массива.

Выполнено исследование по определению

**размеров зон уплотнения выемки в оплывающих песчаных грунтах взрывами траншейных зарядов выброса с использованием различных типов раствора ПАВ.**

Установлены зависимости поверхностного натяжения, показателя преломления, водородного показателя и электропроводности различных типов раствора ПАВ (эмульгатор CF-8901, эмульгатор FF/4 и гидроокись алюминия с концентрациями 0,01-0,4%) от их концентрации (рис. 2), разработан новый состав для закрепления массива оплывающих песчаных грунтов.

Установлено, что изменение плотности оплывающего песчаного грунта во времени при воздействии различных типов раствора ПАВ характеризуется зависимостью гиперболического типа.

Установлены параболические зависимости изменения плотности массива оплывающих песчаных грунтов взрывом траншейных зарядов выброса с применением различных типов раствора ПАВ от радиуса действия взрыва.

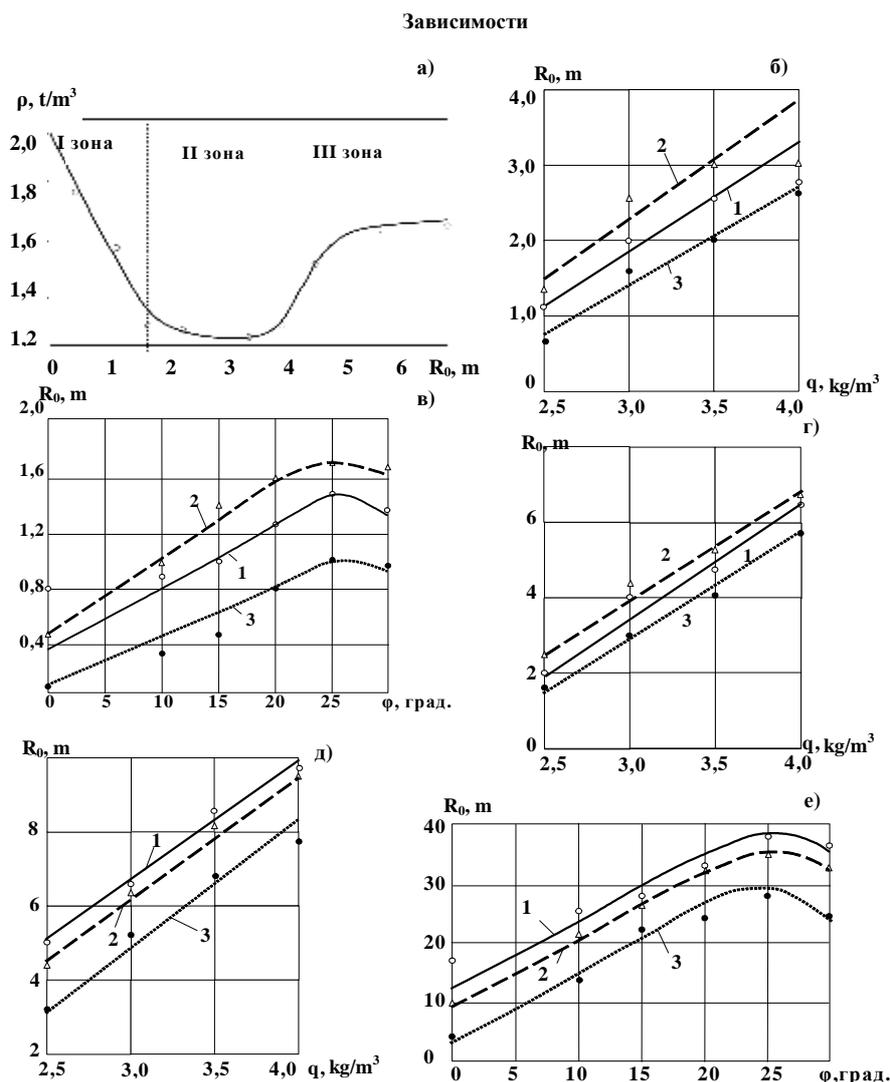
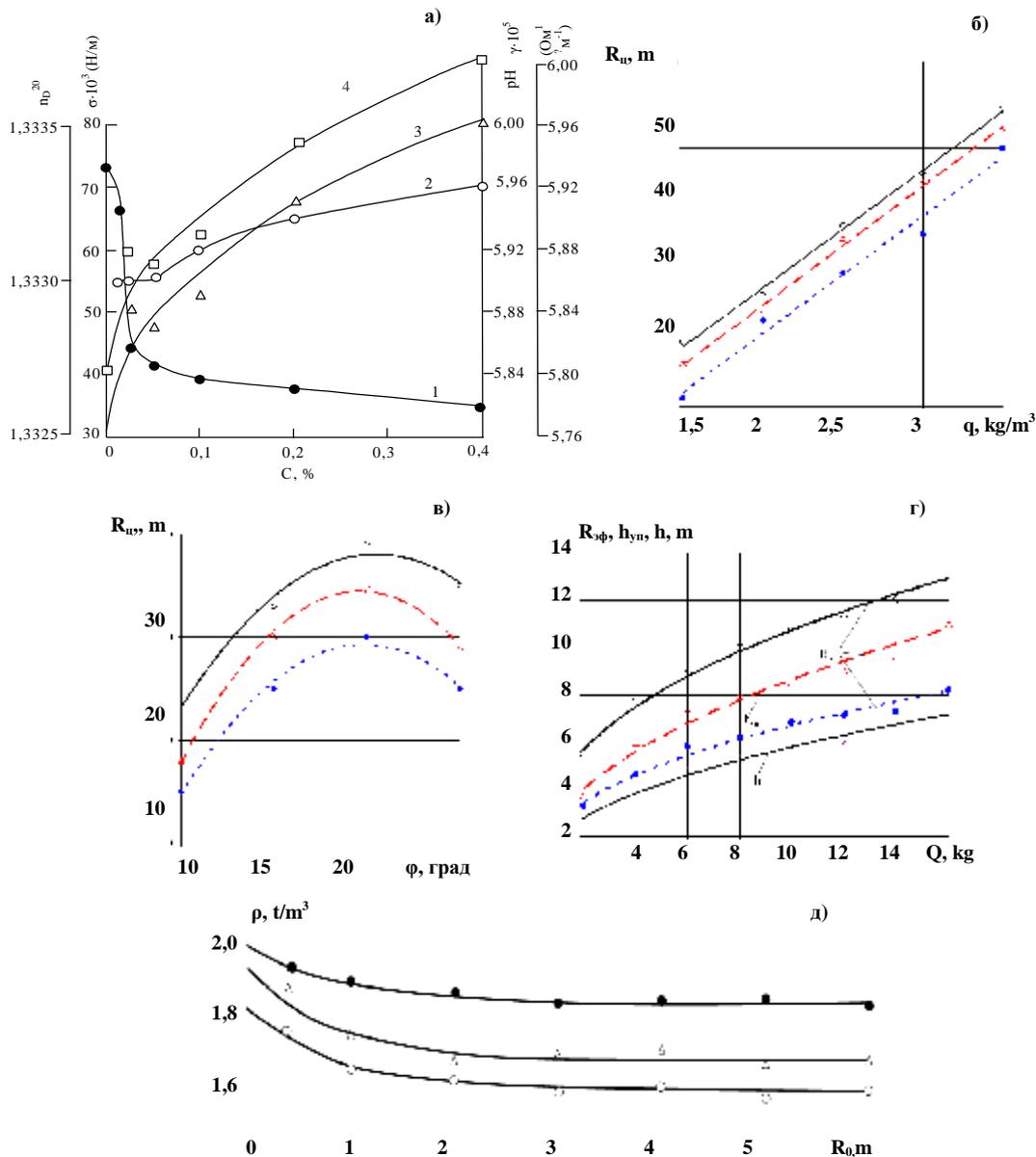


Рис. 1. Изменение радиусов зон уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов взрывом траншейных зарядов выброса с применением различных типов раствора ПАВ: а) от удельного расхода ВВ; б) с повышенной плотностью от угла грунтовой обваловки; в) зоны разжижения от удельного расхода; д) с пониженной плотностью от удельного расхода; е) с пониженной плотностью от угла грунтовой обваловки; 1 – при степени плотности

Зависимости



**Рис. 2. Изменения:** а) поверхностного натяжения (1), показателя преломления (2) водородного показателя (3) и электропроводности (4) раствора CF-8901 от концентрации; б) размеров зон уплотнения от удельного расхода ВВ; в) размеров зон уплотнения от угла грунтовой обваловки; г) радиуса действия взрыва; д) зоны уплотнения с использованием раствора ПАВ от очага массового взрыва в глубь массива.  $\circ$  - при степени плотности грунта 0-0,2;  $\Delta$  - при степени плотности грунта 0,2-0,3;  $\bullet$  - при степени плотности грунта 0,3-0,4

Установлено, что под воздействием раствора ПАВ зоны повышенной плотности, разжижения и пониженной плотности сливаются в единую зону уплотнения. Наиболее эффективным и экономически выгодным раствором ПАВ для уплотнения оплывающего песчаного грунта является раствор гидроокиси алюминия.

Установлено, что применение раствора гидроокиси алюминия способствует более эффективному закреплению массива оплывающих песчаных грунтов, а именно зоны разжижения.

Таким образом, способ формирования траншейного заряда выброса с использованием раствора ПАВ обеспечивает предварительное закрепление массива оплывающих песчаных грунтов, дает возможность предотвращения оползания и вспучивания грунта, а также закрепление дна и откосов выемки будущего сооружения.

Выполнено исследование изменения размеров выемок оплывающих песчаных грунтов взрывами траншейных зарядов выброса с использованием раствора ПАВ.

Установлено, что с увеличением удельного расхода заряда выброса размеры зоны уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов при использовании раствора гидроокиси алюминия во всех исследованных грунтах возрастают.

При удельном расходе заряда выброса 2,5–3  $\text{kg/m}^3$  размеры зоны уплотнения массива принимают максимальные значения. Максимум значений достигается при степени плотности 0-0,2. Дальнейшее увеличение удельного расхода заряда выброса приводит к разрушению структуры закрепленной части оплывающего песчаного грунта, образуя зону разжижения, которая приводит к

снижению устойчивости бортов и дна выемки (рис. 3, а).

С увеличением угла грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса от  $10^0$  до  $20^0$  размеры зоны уплотнения массива возрастают.

При угле грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса  $20^0$  размеры зоны уплотнения массива принимают максимальные значения. Максимум значений достигается при степени плотности 0-0,2. Дальнейшее увеличение угла грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса приводит к разрушению структуры закрепленной части оплывающего песчаного грунта, влияя на образование

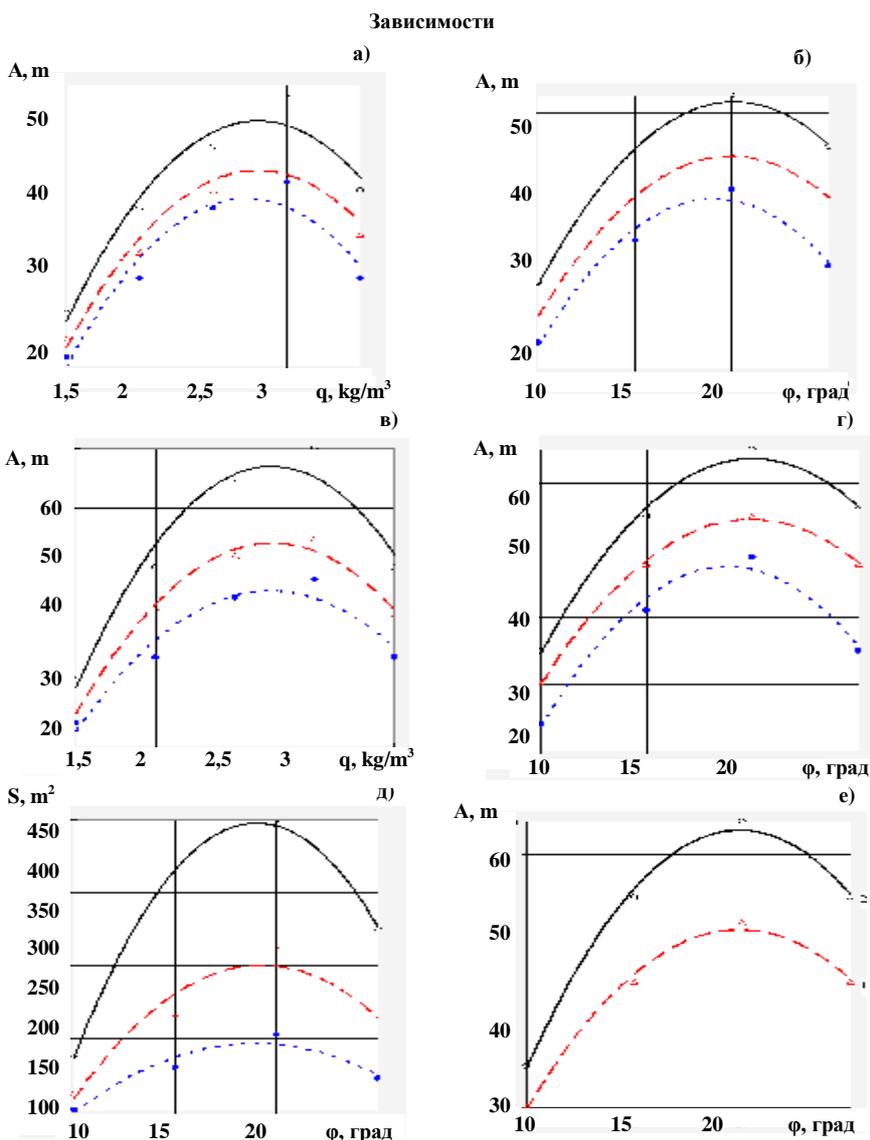
зоны разжижения, которая приводит к снижению устойчивости бортов и дна выемки (рис. 3, б).

Промышленные испытания показали, что для обеспечения дополнительной устойчивости дна и бортов удлиненной выемки при взрыве траншейных зарядов выброса с применением раствора ПАВ необходимо предварительный взрыв боковыми камуфлетными скважинными зарядами с раствором ПАВ (рис. 3, в, г).

Установлены обобщающие параболические зависимости изменения размеров выемки в оплывающих песчаных грунтах с различными степенями плотности от удельного расхода и угла грунтовой обваловки при взрыве траншейных зарядов выброса с предварительным уплотнением ее бортов камуфлетными скважинными зарядами и использовании раствора ПАВ (рис. 3, д, е).

С увеличением удельного расхода траншейных зарядов выброса от 1,5 до 3,0  $\text{kg/m}^3$  и угла грунтовой обваловки от  $10^0$  до  $20^0$  размеры выемки возрастают.

При удельном расходе траншейных зарядов выброса 3,0  $\text{kg/m}^3$  и угле грунтовой обваловки  $20^0$  размеры сечения выемки принимают максимальные значения. Дальнейшее увеличение удельного расхода (более 3,0  $\text{kg/m}^3$ ) и угла грун-



**Рис. 3. Изменения ширины выемки по дну:** а) от удельного расхода заряда выброса с использованием раствора ПАВ; б) от угла грунтовой обваловки; в) от удельного расхода заряда выброса с предварительным уплотнением её бортов; г) от угла грунтовой обваловки с предварительным уплотнением её бортов; д) изменения площади сечения от угла грунтовой обваловки; е) от угла грунтовой обваловки заряда выброса в оплывающих грунтах со степенью плотности 0-0,2: 1 – при взрыве траншейных зарядов выброса; 2 – с предварительным уплотнением. ○ - при степени плотности 0-0,2; Δ - при степени плотности 0,2-0,3; ● – при степени плотности 0,3-0,4

товой обваловки (более 20°) сопровождается уменьшением профильного сечения выемки за счет высокой концентрации энергии зарядов выброса в зоне уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов и разрушения ее структуры.

Таким образом, установлены параболические зависимости изменения радиуса эффективного действия взрыва и глубины уплотнения массива при взрыве камуфлетных скважинных зарядов от массы и глубины заложения заряда, а также степени плотности и типов раствора ПАВ. Наибольший эффект уплотнения достигается при массе заряда, близкой к эффекту максимального камуфлета, при котором наибольшая часть ее энергии расходуется на разрушение структуры оплывающего песчаного грунта.

**Разработка методик инженерных расчетов размеров зон уплотнения массива траншейных зарядов выброса и параметров размеров выемок в оплывающих песчаных грунтах.** Размер зоны уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов по верхнему торцу заряда выброса с использованием раствора ПАВ в зависимости от удельного расхода определяется по формуле:

$$R_B^T = k_1 \frac{q(W + h_{обс})^4}{Q} \left( \frac{j + 15}{30} \right)^2, \text{ м}, \quad (5)$$

где  $k_1$  – коэффициент, учитывающий степень плотности взрываемого грунтового массива: для мелкозернистых песков со степенью плотности 0-0,2  $k_1=3,6$ ; для мелкозернистых песков со степенью плотности 0,2-0,3  $k_1=3,8$ ; для среднезернистых песков со степенью плотности 0,3-0,4  $k_1=4,2$ .

Размер зоны уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов по центру заряда выброса с использованием раствора ПАВ в зависимости от удельного расхода:

$$R_{Ц} = k_1 \frac{q(W + h_{обс})^4}{Q} \left( \frac{j + 15}{30} \right)^2, \text{ м}, \quad (6)$$

где  $k_1$  – коэффициент, учитывающий степень плотности взрываемого грунтового массива: для мелкозернистых песков со степенью плотности 0-0,2  $k_1=3,9$ ; для мелкозернистых песков со степенью плотности 0,2-0,3  $k_1=4,4$ ; для среднезернистых песков со степенью плотности 0,3-0,4  $k_1=4,5$ .

Размер зоны уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов по нижнему торцу заряда выброса с использованием раствора ПАВ в зависимости от удельного расхода:

$$R_H^T = \frac{120 - k_1(q - 3)^2}{1500 \cdot Q} \cdot (W + h_{обс})^7 \cdot \left( \frac{j + 15}{30} \right)^2, \text{ м}, \quad (7)$$

где  $k_1$  – коэффициент, учитывающий степень плотности взрываемого грунтового массива: для мелкозернистых песков со степенью плотности 0-0,2  $k_1=35$ ; для мелкозернистых песков со степенью

плотности 0,2-0,3 и среднезернистых песков со степенью плотности 0,3-0,4  $k_1=40$ .

Размер зоны уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов под зарядом выброса с использованием раствора ПАВ в зависимости от удельного расхода:

$$R_0 = \frac{22 - k_1(q - 3)^2}{1500 \cdot Q} \cdot (W + h_{обс})^7 \cdot \left( \frac{j + 15}{30} \right)^2, \text{ м}, \quad (8)$$

где  $k_1$  – коэффициент, учитывающий степень плотности взрываемого грунтового массива, для всех типов грунтов  $k_1=7$ .

Размер зоны уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов по верхнему торцу заряда выброса с использованием раствора гидроокиси алюминия в зависимости от угла грунтовой обваловки:

$$R_B^T = \frac{q(W + h_{обс})^4}{5 \cdot Q} \cdot [37 - k_2 \cdot (j - 20)^2], \text{ м}, \quad (9)$$

где  $k_2$  – коэффициент, учитывающий степень плотности взрываемого грунтового массива: для мелкозернистых песков со степенью плотности 0-0,2  $k_2=3,9$ ; для мелкозернистых песков со степенью плотности 0,2-0,3  $k_2=4,4$ ; для среднезернистых песков со степенью плотности 0,3-0,4  $k_2=4,5$ .

Размер зоны уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов по центру заряда выброса с использованием раствора гидроокиси алюминия в зависимости от угла грунтовой обваловки:

$$R_{Ц} = \frac{q(W + h_{обс})^4}{5 \cdot Q} \cdot [32 - k_2 \cdot (j - 20)^2], \text{ м}, \quad (10)$$

где  $k_2$  – коэффициент, учитывающий степень плотности взрываемого грунтового массива, для всех типов грунтов  $k_2=0,15$ .

Размер зоны уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов по нижнему торцу заряда выброса с использованием раствора гидроокиси алюминия в зависимости от угла грунтовой обваловки:

$$R_H^T = \frac{q(W + h_{обс})^4}{5 \cdot Q} \cdot [30 - k_2 \cdot (j - 20)^2], \text{ м}, \quad (11)$$

где  $k_2$  – коэффициент, учитывающий степень плотности взрываемого грунтового массива, для всех типов грунтов  $k_2=0,15$ .

Размер зоны уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов под зарядом выброса с использованием раствора гидроокиси алюминия в зависимости от угла грунтовой обваловки:

$$R_0 = \frac{q(W + h_{обс})^4}{5 \cdot Q} \cdot [5,8 - k_2 \cdot (j - 20)^2], \text{ м}, \quad (12)$$

где  $k_2$  – коэффициент, учитывающий степень плотности взрываемого грунтового массива: для мелкозернистых песков со степенями плотности 0-0,2 и 0,2-0,3  $k_2=0,03$ .

В среднезернистых песках со степенью плотности 0,3-0,4  $k_2=0,02$ , а размер зоны уплотнения массива рассчитывается по формуле:

$$R_0 = \frac{q(W + h_{обс})^4}{5 \cdot Q} \cdot [3,5 - k_2 \cdot (j - 20)^2], \text{ м}, \quad (13)$$

Установлены обобщающие параболические зависимости изменения размеров выемки в оплывающих песчаных грунтах с различными степенями плотности от удельного расхода и угла грунтовой обваловки при взрыве траншейных зарядов выброса с использованием раствора ПАВ. Установлено, что с увеличением удельного расхода траншейных зарядов выброса от 1,5 до 3,0  $\text{kg/m}^3$  и угла грунтовой обваловки от  $10^0$  до  $20^0$  размеры выемки возрастают. При удельном расходе траншейных зарядов выброса 3,0  $\text{kg/m}^3$  и угле грунтовой обваловки  $20^0$  размеры сечения выемки принимают максимальные значения. Дальнейшее увеличение удельного расхода (более 3,0  $\text{kg/m}^3$ ) и угла грунтовой обваловки (более  $20^0$ ) сопровождается уменьшением профильного сечения выемки за счет высокой концентрации энергии зарядов выброса в зоне уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов и разрушения ее структуры. В результате исследований разработана методика инженерного расчета размеров выемки в оплывающих песчаных грунтах взрывами траншейных зарядов выброса с использованием раствора ПАВ. Ширина выемки по дну при взрыве траншейных зарядов выброса с использованием раствора ПАВ:

$$A = \frac{1}{Q} (k_1 - k_2 (q - 3)^2) \cdot (7 - 0,03(j - 20)^2) \cdot (W + h_{ид})^2, \text{ м} \quad (14)$$

где  $k_1$  – коэффициент, учитывающий степень плотности взрываемого грунтового массива;  $k_2$  – коэффициент, учитывающий технологию уплотнения грунтового массива взрывом (таблица).

Ширина выемки поверху:

$$B = \frac{1}{Q} (k - 13(q - 3)^2) \cdot (7 - 0,03(j - 20)^2) \cdot (W + h_{обс})^2, \text{ м}, \quad (15)$$

где  $k_1$  – коэффициент, учитывающий степень плотности взрываемого грунтового массива;  $k_2$  – коэффициент, учитывающий технологию уплотнения грунтового массива взрывом (табл.).

Глубина выемки:

$$H = \frac{1}{Q} (k - 1,5(q - 3)^2) \cdot (7 - 0,03(j - 20)^2) \cdot (W + h_{обс})^2, \text{ м}, \quad (16)$$

Площадь сечения выемки:

$$S = \frac{1}{Q} (k - 140(q - 3)^2) \cdot (8 - 0,05(j - 20)^2) \cdot (W + h_{обс})^2, \text{ м} \quad (17)$$

Масса зарядов выброса, приходящаяся на 1 м траншеи, определяется по формуле:

$$Q = k_1 \cdot k_2 (W + h_{обс})^2 \frac{0,4 + 0,6n^2}{n + 1} q \cdot l_{зар}, \text{ кг}, \quad (18)$$

где:  $n$  – показатель действия взрыва;  $q$  – удельный расход ВВ,  $\text{kg/m}^3$ ;  $l_{зар}$  – длина траншейного заряда выброса, м.

Глубина заложения камуфлетных скважинных зарядов:

$$h = k_3 \cdot \sqrt{Q_1}, \text{ м}, \quad (19)$$

где  $k_1$  – коэффициент, учитывающий тип раствора ПАВ: для раствора гидроокиси алюминия  $k_3=1,8$ ; для раствора эмульгатора CF-8901  $k_3=2,1$ ; для раствора эмульгатора FF/4  $k_3=2,9$ .

Глубина уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов:

$$h_{yn} = k_3 \cdot \sqrt{Q_1}, \text{ м}, \quad (20)$$

$k_1$  – коэффициент, учитывающий тип раствора ПАВ: для раствора гидроокиси алюминия  $k_3=3,5$ ; для раствора эмульгатора CF-8901  $k_3=4,4$ ; для раствора эмульгатора FF/4  $k_3=3,8$ .

Радиус эффективного действия взрыва камуфлетных скважинных зарядов:

$$R_{эф} = k_4 \cdot \sqrt{Q_1}, \text{ м}, \quad (21)$$

где  $k_4$  – коэффициент, учитывающий степень плотности взрываемого грунтового массива. При использовании раствора гидроокиси алюминия: для мелкозернистых песков со степенью плотности 0-0,2  $k_4=4,5$ ; для мелкозернистых песков со степенью плотности 0,2-0,3  $k_4=3,2$ ; для среднезернистых

Уплотнение грунтового массива траншейными зарядами выброса	Коэффициент, учитывающий степень плотности взрываемого грунтового массива $k_1$ , при степени плотности оплывающего песчаного грунта			Коэфф. учитывающий технологию уплотнения грунтового массива взрывом $k_2$
	0-0,2	0,2-0,3	0,3-0,4	
При использовании раствора ПАВ	80	84	88	13
	95	105	110	13
	110	117	125	13
	8,5	8,5	8,5	1,5
	9,4	9	8,5	1,5
	450	450	450	140
При использовании раствора ПАВ с предварительным уплотнением дна и бортов выемки камуфлетными скважинными зарядами с раствором ПАВ	100	100	100	30
	115	119	123	13
	120	135	145	20
	140	140	140	10
	9	9	9	1,5
	11	11,6	12,1	1,5
	550	550	550	160
	450	450	450	140

песков со степенью плотности 0,3-0,4  $k_4=2,5$ . При использовании раствора эмульгатора CF-8901: для мелкозернистых песков со степенью плотности 0-0,2  $k_4=4,1$ ; для мелкозернистых песков со степенью плотности 0,2-0,3  $k_4=2,9$ ; для среднезернистых песков со степенью плотности 0,3-0,4  $k_4=2,3$ . При использовании раствора эмульгатора FF/4: для мелкозернистых песков со степенью плотности 0-0,2  $k_4=5,1$ ; для мелкозернистых песков со степенью плотности 0,2-0,3  $k_4=3,4$ ; для среднезернистых песков со степенью плотности 0,3-0,4  $k_4=3,1$ .

Таким образом, разработана методика определения размеров выемок взрывами траншейных зарядов выброса с использованием раствора ПАВ. Установлены обобщающие параболические зависимости изменения размеров выемки от удельного расхода и угла грунтовой обваловки при различных степенях плотности оплывающих песчаных грунтов.

**Разработка и промышленное внедрение способов образования выемок в оплывающих песчаных грунтах взрывами траншейных зарядов выброса.** Разработан способ формирования конструкции траншейного заряда выброса с применением раствора ПАВ при образовании удлиненных выемок в оплывающих песчаных грунтах, обеспечивающий устойчивость удлиненных выемок за счет закрепления образующихся зон разжижения раствором ПАВ. По оси проектного контура выемки проводят щель шириной 0,8 м и глубиной до уровня грунтовых вод, укладывают полиэтиленовую пленку по периметру щели, размещают заряд ВВ, устанавливают капсулы с раствором гидроокиси алюминия, не менее двух нитей детонирующего шнура и промежуточные детонаторы из аммонита №6ЖВ массой по 40 кг через каждые 50 м. Далее производят забойку и обваловку грунтом, вынимаемого из проектного сечения выемки и взрывают.

Разработан способ образования выемок в оплывающих песчаных грунтах взрывами траншейных зарядов выброса с предварительным уплотнением дна и борта боковыми камуфлетными скважинными зарядами с раствором ПАВ, обеспечивающий предварительное закрепление массива и дающий возможность предотвращения оползания и вспучивания грунта, а также закрепление дна и откосов выемки будущего сооружения в сложных гидрогеологических условиях. Нарезают по профилю сечения выемки 1 пару щелей по оси симметрии на расстоянии  $8,0 \pm 0,5$  м друг от друга, шириной 0,8 м, глубиной, равной уровню грунтовых вод, экскаватором ЭТЦ-252.

Производят гидроизоляцию щелей полиэтиленовой пленкой по периметру щелей, размещают в них заряды ВВ с удельным расходом  $3,0 \text{ kg/m}^3$ , капсулы с раствором гидроокиси алюминия в соотношении 10 г на 1 л воды, производят забойку и обваловку грунтом, вынимаемого из проектного сечения

выемки. При этом угол наклона грунтовой обваловки к горизонту должен составлять  $20^\circ$ , а ширина  $1/2B$  ( $B$  – ширина выемки поверху). По обе стороны проектного сечения выемки бурят по три ряда скважин сеткой  $5 \times 5$  м. Ширина полосы размещения скважин в плане принимается равной  $B/4$  ширины выемки. В боковые скважины закладывают камуфлетный заряд массой 6 кг на глубину 5 м с установлением в каждую скважину капсулы из раствора гидроокиси алюминия. Производят забойку и взрывают с порядным замедлением 25 мс. На следующий день осуществляют основной взрыв траншейных зарядов выброса. Разработан способ формирования конструкции траншейных зарядов выброса в оплывающих песчаных грунтах с предварительной гидроизоляцией их поверхности позволяющий повысить эффективность ведения взрывных работ в оплывающих песчаных грунтах за счет гидроизоляции промышленного ВВ. Нарезают щель шириной 0,8 м и глубиной, равной уровню грунтовых вод. На поверхность щели методом распыления наносят раствор пленкообразующего вещества до полного его высыхания, содержащий хлопковый гудрон (93-96%) и минеральную добавку (4-7%). В качестве минеральной добавки используют цемент, окись кальция или окись алюминия. Раствор пленкообразующего вещества представляет собой густое смолообразное вещество, не растворимое в воде. Для обеспечения возможности распыления его растворяют в технических растворителях (в бензине или солярке). Раствор распыляют в два или три приема из расчета  $0,005 \text{ m}^3$  на  $1 \text{ m}^2$ . Раствор, пропитывая оплывающий песчаный грунт, связывает его и после полного высыхания на его верхнем слое образуется водонепроницаемая пленка. После полного высыхания раствора траншею заполняют ВВ, устанавливают промежуточные детонаторы из аммонита №6ЖВ массой 40 кг через каждые 50 м и не менее двух нитей детонирующего шнура. Далее производят забойку и обваловку грунтом, вынимаемого из проектного сечения выемки и взрывают. Раствор пленкообразующего вещества, состоящий из компонентов, производимых в Узбекистане: хлопковый гудрон - 55-60%, жирные кислоты - 25-26%, госсипол неомыляемых кислот - 10-11% и воду - 5-6%, кипятят в течение 8-12 ч при температуре  $220-230^\circ\text{C}$ , затем вводят минеральную добавку (цемент, либо окись кальция, или окись алюминия) и кипятят еще 3-6 ч.

Разработанные способы образования выемок в оплывающих песчаных грунтах взрывами траншейных зарядов выброса и их конструкции, а также эффективные параметры внедрены на объекте «Строительство коллектора Машанкуль-Судочье» в Кунградском районе Республики Каракалпакстан. В результате внедрения получен экономический эффект в размере 16 605,0 млн. сум в ценах по состоянию на 04.01.2010 г.

# ИССЛЕДОВАНИЕ ИЗМЕНЕНИЯ РАЗМЕРОВ СЕЧЕНИЯ ВЫЕМКИ В ОПЛЫВАЮЩИХ ПЕСЧАНЫХ ГРУНТАХ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ УДЕЛЬНОГО РАСХОДА ТРАНШЕЙНЫХ ЗАРЯДОВ ВЫБРОСА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ РАСТВОРА ПАВ

Норов Ю.Д., зам. начальника ЦНИЛ по горным работам НГМК, док. техн. наук, профессор; Насиров У.Ф., ректор НГГИ, канд. техн. наук; Саидова Л.Ш., магистрантка НГГИ

Опытно-промышленными испытаниями определены размеры сечения выемки в различных по степени плотности оплывающих песчаных грунтах в зависимости от удельного расхода траншейных зарядов выброса с использованием раствора поверхностно-активного вещества (ПАВ).

Проходка зарядной траншеи шириной 0,8 м и глубиной, равной глубине уровня грунтовых вод в массиве оплывающих песчаных грунтов, осуществлялась экскаватором ЭТЦ-252.

В исследованиях количество траншейных зарядов и расстояние между ними определялись по методикам [1-3]. В изготовленные полиэтиленовые рукава заливали раствор ПАВ (гидроокись алюминия) и опускали в заранее подготовленную траншею. Раствор гидроокиси алюминия использовался для уплотнения дна и бортов выемок в массиве оплывающих песчаных грунтов.

Заряжание траншеи производилось по методикам [1-3] с применением промышленных ВВ, предназначенных для открытых и подземных горных

работ, кроме шахт, опасных по газу и пыли.

Промежуточные детонаторы для усиления мощности и надежности детонации основного заряда устанавливались по методике [3].

Для инициирования ВВ по длине траншеи применялись две нити детонирующего шнура ДШЭ-12, концы которых выводились на земную поверхность. Забойка и обваловка зарядной траншеи грунтом производились по методике [3].

Подрыв подготовленных траншейных зарядов выброса производился электродетонаторами, подсоединенными к ДШЭ-12 в местах вывода на земную поверхность с применением взрывной машинки КГМ-1А.

Экспериментальные взрывы производились при удельных расходах, равных 1,5; 2,0; 2,5; 3,0; 3,5 kg/m<sup>3</sup> и углах грунтовой обваловки 10,15,20,25<sup>0</sup> в различных по степени плотности оплывающих песчаных грунтах.

После каждой серии промышленных взрывов маркшейдерскими замерами измерялись ширины по

Таблица 1

Результаты опытно-промышленных испытаний по определению размеров выемок в оплывающих песчаных грунтах со степенью плотности 0-0,2 взрывами траншейных зарядов выброса с использованием раствора ПАВ

№	Проектные размеры выемок				Л.Н.С. W, м	Угол грунтовой обваловки j, град		Удельный расход выброса q, kg/m <sup>3</sup>	Масса заряда на 1 м траншеи Q, kg	Фактические размеры выемок			
	глубина Н, м	ширина по дну А, м	ширина по верху В, м	площадь сечения S, м <sup>2</sup>		Высота грунтовой обваловки h <sub>обв</sub> , м	глубина Н, м			ширина по дну А, м	ширина по верху В, м	площадь сечения S, м <sup>2</sup>	
1	3,0	40	52	138	3,4	18/2,8	1,5	207	3	26	36	93	
2	3,2	40	59	159	3,7	20/2,8	2,0	318	4,0	38	45	166	
3	3,3	40	60	165	4,0	20/2,9	2,5	412	5,0	45	55	250	
4	3,4	40	61	172	4,1	21/3,0	3,0	516	5,2	51	60	287	
5	3,4	40	61	172	4,2	19/3,1	3,5*	516	4,5	39	50	198	
6	3,6	40	62	222	4,2	20/3,1	3,5*	777	2,8	32	44	84	
7	3,5	40	61	176	4,1	9/1,8	2,5	440	2,3	30	35	75	
8	3,5	40	61	176	4,1	10/2,1	3,0	528	2,7	29	35	80	
9	3,6	40	62	184	4,2	15/2,6	2,5	460	5,5	45	65	302	
10	3,6	40	62	184	4,2	16/2,6	2,5	460	5,4	46	62	292	
11	3,8	40	63	196	4,4	20/3,2	2,5	484	5,2	52	62	296	
12	3,8	40	63	196	4,4	21/3,3	3,0	588	5,6	52	61	305	
13	3,6	40	62	184	4,2	25*/3,4	2,5	460	5,0	45	50	237	
14	3,4	40	60	170	4,1	24*/3,4	3,0	510	5,1	44	50	240	
15	3,4	40	61	172	4,1	25*/3,4	2,5	430	3,5	38	49	152	

Таблица 2

Результаты опытно-промышленных испытаний по определению размеров выемок в оплывающих песчаных грунтах со степенью плотности 0,2-0,3 взрывами траншейных зарядов выброса с использованием раствора ПАВ

№	Проектные размеры выемок				Л.Н.С. W, m	Угол грунтовой обваловки j, град	Удельный расход выброса q, kg/m <sup>3</sup>	Масса заряда на 1 м траншеи Q, kg	Фактические размеры выемок			
	глубина Н, m	ширина по дну А, m	ширина по верху В, m	площадь сечения S, m <sup>2</sup>					глубина Н, m	ширина по дну А, m	ширина по верху В, m	площадь сечения S, m <sup>2</sup>
1	3,0	40	52	138	3,4	20/2,8	1,5	207	2,4	23	35	70
2	3,2	40	59	159	3,7	20/2,8	2,0	318	3,0	32	42	118
3	3,4	40	61	172	4,1	20/3,0	2,5	430	4,0	40	50	180
4	3,4	40	61	172	4,1	21/3,0	3,0	516	4,3	45	52	209
5	3,5	40	61	172	4,2	20/3,1	3,5*	602	3,5	35	44	149
6	3,6	40	62	176	4,3	20/3,2	3,5*	616	3,4	34	42	129
7	3,6	40	62	176	4,3	10/1,8	2,5	440	2,7	25	35	81
8	3,5	40	61	172	4,2	10/1,8	3,0	516	2,6	26	36	80
9	3,2	40	59	159	3,6	15/2,1	3,0	477	3,2	40	50	144
10	3,2	40	59	159	3,6	16/2,2	2,5	398	3,3	40	47	143
11	3,0	40	52	138	3,4	20/3,1	3,0	414	4,5	45	55	225
12	3,2	40	59	159	3,7	21/3,2	3,0	477	4,3	46	59	226
13	3,4	40	61	172	4,1	25*/3,4	3,0	516	4,0	40	50	180
14	3,4	40	61	172	4,1	25*/3,4	3,0	516	3,6	42	50	166
15	3,4	40	61	172	4,1	25*/3,4	2,5	430	3,5	38	49	152

дну, поверху, глубина и площадь сечения выемки в различных по степени плотности оплывающих песчаных грунтах.

Результаты опытно-промышленных испытаний приведены в табл. 1-3.

В результате исследований установлены обобщающие параболические закономерности изменения размеров выемки в оплывающих песчаных грунтах с различными степенями плотности в зависимости от удельного расхода траншейных зарядов выброса с использованием раствора гидроокиси

алюминия.

На рис. 1-4 приведены изменения ширины по дну, поверху, глубины и площади сечения выемки в зависимости от удельного расхода заряда выброса с использованием раствора ПАВ.

Полученные зависимости показывают, что с увеличением удельного расхода траншейных зарядов выброса от 1,5 до 3,0 kg/m<sup>3</sup> ширины по дну и поверху, глубина, а также площадь сечения выемки возрастают. При удельном расходе траншейных зарядов выброса, равном 3,0 kg/m<sup>3</sup>, размеры сече-

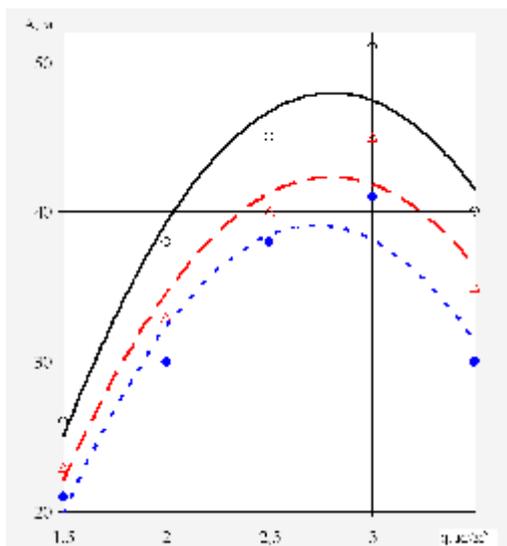


Рис. 1. Зависимость изменения ширины выемки по дну от удельного расхода заряда выброса с использованием раствора ПАВ: ○ - при степени плотности 0-0,2; Δ - при степени плотности 0,2-0,3; ● - при степени плотности 0,3-0,4

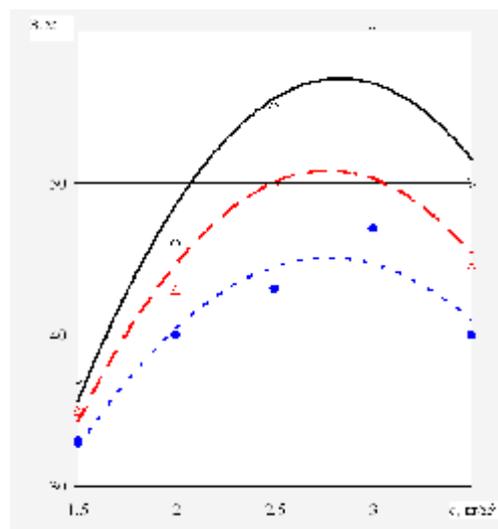


Рис. 2. Зависимость изменения ширины выемки поверху от удельного расхода заряда выброса с использованием раствора ПАВ: ○ - при степени плотности 0-0,2; Δ - при степени плотности 0,2-0,3; ● - при степени плотности 0,3-0,4

Таблица 3

Результаты опытно-промышленных испытаний по определению размеров выемок в оплывающих песчаных грунтах со степенью плотности 0,3-0,4 взрывами траншейных зарядов выброса с использованием раствора ПАВ

№	Проектные размеры выемок				Л.Н.С. W, м	Угол грунтовой обваловки j, град	Удельный расход выброса, q, kg/m <sup>3</sup>	Масса заряда на 1 м траншеи Q, kg	Фактические размеры выемок			
	глубина H, м	ширина по дну A, м	ширина по верху B, м	площадь сечения S, м <sup>2</sup>					глубина H, м	ширина по дну A, м	ширина по верху B, м	площадь сечения S, м <sup>2</sup>
1	2,9	40	57	141	3,2	20/2,7	1,5	212	2,0	22	32	54
2	2,9	40	57	141	3,2	20/2,8	1,5	212	2,1	21	30	54
3	3,0	40	55	149	3,4	20/2,9	2,0	298	2,6	30	40	91
4	3,1	40	54	153	3,6	20/2,3	2,0	306	2,7	34	38	97
5	3,1	40	59	153	3,6	20/3,0	2,5	383	3,3	38	44	135
6	3,2	40	59	153	3,7	20/3,0	3,0	474	3,5	40	48	154
7	3,2	40	59	158	3,7	20/3,0	3,5*	395	3,0	30	40	123
8	3,3	40	60	165	3,8	10/1,6	2,5	413	2,3	23	32	63
9	3,4	40	61	172	4,1	10/1,8	3,0	516	2,2	24	34	64
10	3,4	40	61	172	4,1	15/2,1	3,0	516	3,2	35	45	128
11	3,5	40	61	177	4,2	15/2,2	2,5	443	3,3	36	47	137
12	3,5	40	61	177	4,2	20/3,0	2,5*	443	3,5	40	52	184
13	3,6	40	62	184	4,3	20/3,0	3,0	552	3,6	42	52	187
14	3,6	40	62	184	4,3	25/3,4	2,5*	460	3,6	32	44	114
15	3,6	40	62	184	4,3	25/3,5	3,0*	552	3,6	33	42	113

ния выемки принимают максимальные значения. Дальнейшее увеличение удельного расхода (более 3,0 kg/m<sup>3</sup>) сопровождается уменьшением профильного сечения выемки за счет высокой концентрации зарядов выброса в зоне уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов и разрушением ее структуры. Статистический анализ полученных результатов показывает, что ширины выемки по дну и по верху при использовании раствора гидроксида алюминия параболически зависят от удельного расхода заряда выброса и степени плотности оплывающих песчаных грунтов, которые характеризуются, соответственно,

следующими эмпирическими уравнениями:

$$A = \begin{cases} -1343 \cdot q^2 + 7534 \cdot q - 577, & \text{при степени плотности } 0,0-0,2 \\ -12 \cdot q^2 + 672 \cdot q - 518, & \text{при степени плотности } 0,2-0,3 \\ -1286 \cdot q^2 + 7009 \cdot q - 5643, & \text{при степени плотности } 0,3-0,4 \end{cases}$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет 0,88±0,012.

$$B = \begin{cases} -12 \cdot q^2 + 68 \cdot q - 394, & \text{при степени плотности } 0,0-0,2 \\ -1029 \cdot q^2 + 5703 \cdot q - 2824, & \text{при степени плотности } 0,2-0,3 \\ -7,7 \cdot q^2 + 4277 \cdot q - 1426, & \text{при степени плотности } 0,3-0,4 \end{cases}$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет 0,88±0,012.

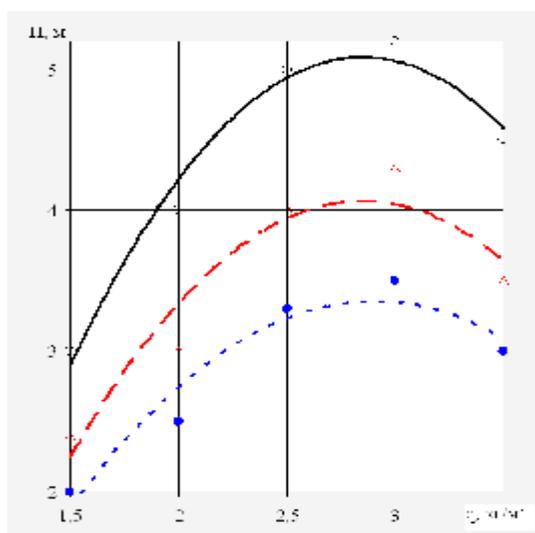


Рис. 3. Зависимость изменения глубины выемки от удельного расхода заряда выброса с использованием раствора ПАВ: ○ - при степени плотности 0-0,2; Δ - при степени плотности 0,2-0,3; ● - при степени плотности 0,3-0,4

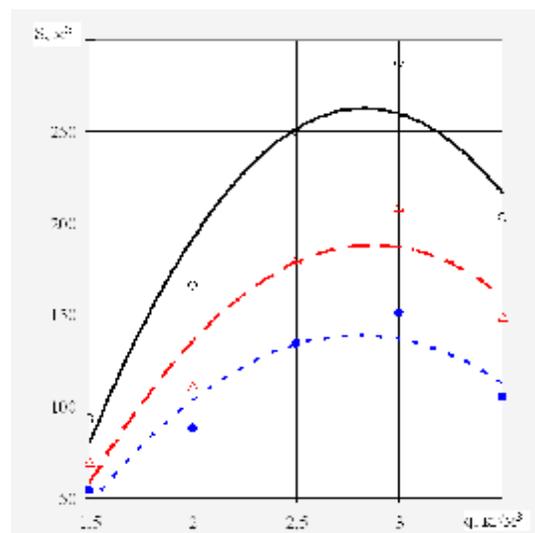


Рис. 4. Зависимость изменения площади сечения выемки от удельного расхода заряда выброса с использованием раствора ПАВ: ○ - при степени плотности 0-0,2; Δ - при степени плотности 0,2-0,3; ● - при степени плотности 0,3-0,4

ния составляет  $0,87 \pm 0,015$ .

Также статистический анализ показывает, что глубина и площадь сечения выемки при использовании раствора гидроокиси алюминия параболически зависят от удельного расхода заряда выброса и степени плотности оплывающих песчаных грунтов, которые характеризуются, соответственно, следующими эмпирическими уравнениями:

$$H = \begin{cases} -1,2 \cdot q^2 + 6,84 \cdot q - 4,66, & \text{при степени плотности } 0 - 0,2 \\ -1 \cdot q^2 + 5,7 \cdot q - 4,06, & \text{при степени плотности } 0,2 - 0,3 \\ -0,74 \cdot q^2 + 4,31 \cdot q - 2,91, & \text{при степени плотности } 0,3 - 0,4 \end{cases}$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет  $0,86 \pm 0,011$ .

$$H = \begin{cases} -103,1 \cdot q^2 + 583,9 \cdot q - 563,77, & \text{при степени плотности } 0 - 0,2 \\ -69,1 \cdot q^2 + 3965,9 \cdot q - 381,77, & \text{при степени плотности } 0,2 - 0,3 \\ -54 \cdot q^2 + 303 \cdot q - 286,6, & \text{при степени плотности } 0,3 - 0,4 \end{cases}$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет  $0,90 \pm 0,016$ .

Таким образом, установлены обобщающие параболические закономерности изменения размеров сечения выемки в различных по степени плотности оплывающих песчаных грунтах в зависимости от удельного расхода траншейных зарядов выброса с использованием раствора поверхностно-активного вещества.

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

#### Список литературы:

1. Мусаэлян А.А., Вильфенд А.Г. Из опыта производства работ по уплотнению просадочных грунтов глубинными и подводными взрывами. // *Строительство и архитектура Узбекистана*. – 1978. - №2. – С. 11-14.
2. Норов Ю.Д., Тураев А.С., Абдуллаев Ш.М., Носиров У.Ф., Иулдошев У.У. Руководство по применению способа образования выемок взрывами обвалованных грунтом траншейных зарядов выброса в оплывающих песчаных грунтах. – Ташкент: Фан, 2000. – 9с.
3. Норов Ю.Д., Раимжанов Б.Р., Насриддинов И.Б., Тураев А.С., Насиров У.Ф., Назаров З.С. Методика расчета параметров траншейных зарядов выброса в грунтовом массиве. – Ташкент: Фан, 2000. – С.10.

УДК 622

© Норов Ю.Д., Назаров З.С., Заиров Ш.Ш. 2010 г.

## ПРОВЕДЕНИЕ ОТКРЫТЫХ ВЫЕМОК В РАЗНОПРОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОДАХ ВЗРЫВОМ ПРИ СЛОЖНЫХ ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

**Норов Ю.Д.**, зам. начальника ЦНИЛ по горным работам, докт. техн. наук, профессор; **Назаров З.С.**, начальник горного бюро ЦНИЛ, канд. техн. наук; **Заиров Ш.Ш.**, инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК, магистр НГГИ

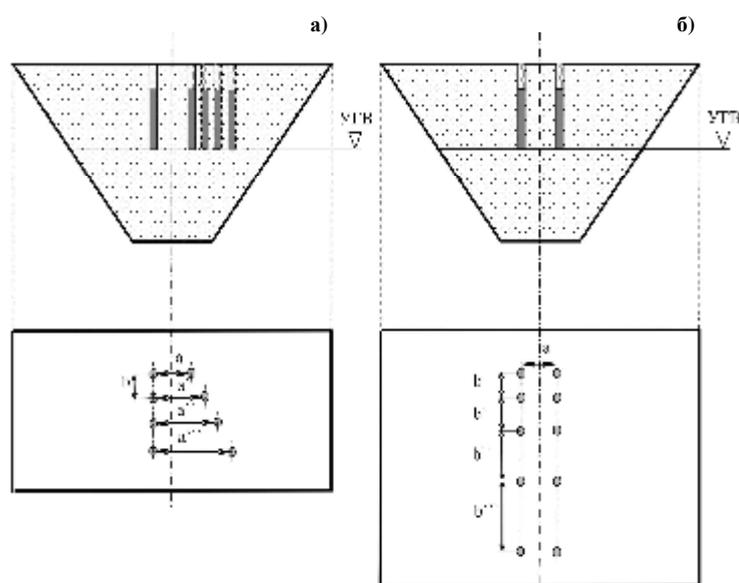
Одним из наиболее перспективных средств интенсификации земляных работ является широкое использование энергии взрыва. Особое место взрывная технология занимает при строительстве открытых выемок в различных, зачастую весьма сложных горно-геологических и гидротехнических условиях.

Исследования, проведенные с 6 ноября по 15 декабря 2009 г. в свободной индустриально-экономической зоне «Навоий» инженерно-техническими работниками Навоийского горно-металлургического комбината и СПМК-5 государственного объединения «Ўртаосиёмахсукурилиш», позволили создать новые методы интенсификации дробления разнопрочных горных пород в сложных гидрогеологических условиях.

Проектом предусматривалось проведение коллекторно-дренажной и канализационной закрытой сети для снижения уровня грунтовых вод на территории свободной индустриально-экономической зоны «Навоий». Инженерно-геологические условия территории характеризуются наличием крепких

включений в оплывающих песчаных грунтах и высоким стоянием уровня грунтовых вод. Предпринятые попытки внедрения известных взрывных методов сопровождались определенными трудностями строительства коллекторно-дренажной и канализационной закрытой сети. Использование традиционных технологий дробления разнопрочных горных пород в данных условиях крайне неэффективно вследствие заплывания взрывных скважин грунтом. Это вызвано относительно большой текучестью грунта, обратное возвращающегося после бурения в скважины. В связи с этим рекомендованы способы дробления крепких включений в оплывающих песчаных грунтах, которые выполнялись поэтапно.

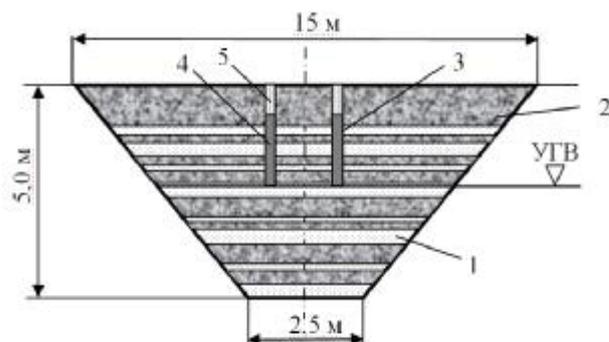
На первом этапе бурились скважины до уровня расположения грунтовых вод с определением эффективных параметров скважинных зарядов взрывчатых веществ (ВВ) в разнопрочных горных породах. При первой серии взрывов расстояние между рядами скважин принималось 1, 1,5, 2 и 2,5 м при постоянном расстоянии между скважинами в ряду, равном 1



**Рис. 1. Схема определения оптимальных расстояний между рядами и между скважинами в ряду при дроблении разнопрочных горных пород первой (а) и второй (б) сериями взрывов:** УГВ – уровень грунтовых вод; а, а', а'', а'''' - расстояния между рядами скважинных зарядов ВВ; b, b', b'', b'''' - расстояния между скважинными зарядами ВВ в ряду

м (рис. 1, а), во второй - расстояние между скважинами в ряду принималось 1, 1,5, 2 и 2,5 м при постоянном расстоянии между рядами скважин, равном 2 м (рис. 1, б). После каждой серии взрывов производили маркшейдерские замеры по определению проработки нижней части выемки.

В результате проведенных опытно-промышленных взрывов установлена эффективная сетка скважин для дробления разнопрочных горных пород в сложных гидрогеологических условиях, равном 2,0x1,0 м. После установления оптимальных параметров бурились скважины до уровня расположения грунтовых вод (2,5-3,0 м) сеткой 2,0x1,0 м, диаметрами от 105 до 125 мм буровой установкой УГБ-50М пневмоударного действия (рис. 2). В связи с повышенной массовой влажностью взрывающего массива зарядание скважин производилось ВВ типа гранулит-М с использованием заранее подготовленных полиэтиленовых рукавов. Для усиления детона-

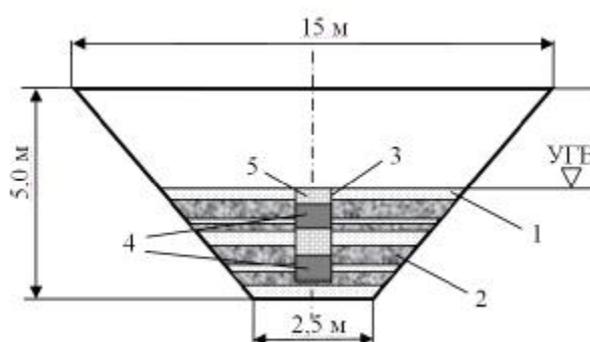


**Рис. 2. Схема расположения скважинных зарядов ВВ в разнопрочных горных породах:** 1 – оплывающий песчаный грунт; 2 – крепкое включение; 3 – скважина; 4 – заряд ВВ; 5 – забойка; УГВ – уровень грунтовых вод

ционных характеристик малочувствительного ВВ (гранулит-М) использовали промежуточные детонаторы из патронированного аммонита №6ЖВ диаметром 32-36 мм. После каждого взрыва на рыхление производили маркшейдерские замеры по определению геометрических размеров образовавшихся выемок.

Из-за ограниченных размеров выемок на втором этапе использовали щелевые заряды. Для обеспечения проходки щелей бурился один ряд вертикальных скважин по оси выемки. После взрывания по центру нарезали щель шириной 0,5-0,8 м и глубиной, равной глубине профильного сечения выемки (рис. 3). Проводимая щель обеспечивала отток грунтовых вод из профильного сечения за пределы выемки. Из-за повышенной массовой влажности массива в щель закладывали два ряда рассредоточенных линейных зарядов гранулит-М, установленных между крепкими включениями, с использованием заранее подготовленных полиэтиленовых рукавов. Для равномерной передачи детонации по длине линейных зарядов использовали детонирующий шнур марки ДШЭ-12 в две нити. После каждой серии промышленных взрывов определяли объем разрушаемого массива из разнопрочных горных пород. Массу линейных зарядов определяли в зависимости от объема получаемой выемки при удельном расходе 0,6-0,7 кг/м<sup>3</sup>.

Таким образом, разработана технология проведения удлиненных выемок в разнопрочных горных породах с поэтапным ведением взрывных работ путем использования скважинных и щелевых зарядов ВВ. Установлены эффективные параметры скважинных и щелевых зарядов ВВ при дроблении разнопрочных горных пород в сложных гидрогеологических условиях. В целом, предлагаемая технология взрывания с поэтапным проведением взрывов обеспечивает повышение эффективности взрывания разнопрочных горных пород в сложных гидрогеологических условиях и снижение себестоимости буровзрывных работ за счет замены дорогостоящих водоустойчивых ВВ более дешевыми смесевыми взрывчатыми веществами.



**Рис. 3. Схема расположения щелевого заряда ВВ в разнопрочных горных породах:** 1 – оплывающий песчаный грунт; 2 – крепкое включение; 3 – щель; 4 – заряд ВВ; 5 – забойка; УГВ – уровень грунтовых вод

# ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ДРОБЛЕНИЯ РАЗНОПРОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД В СЛОЖНЫХ ГОРНОГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

Бибик И.П., зам. главного инженера Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук

Одним из наиболее перспективных средств интенсификации горных работ является широкое использование энергии взрыва. Особое место взрывная технология занимает при дроблении горных пород в различных, зачастую весьма сложных горно-геологических условиях.

Теоретические и производственные исследования, проведенные на карьере Ташкура Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов позволили создать новые методы дробления разнопрочных горных пород в сложных горно-геологических условиях.

Для описания процесса управления взрывным разрушением разнопрочных горных пород на пластовых сложноструктурных месторождениях с применением скважинных зарядов взрывчатых веществ (ВВ) необходимо особое внимание уделять выявлению физических особенностей их разрушения в зависимости от конкретных структурных и прочностных особенностей взрываемого разнопрочного массива горных пород.

Полученные результаты исследований на карьере Ташкура опытно-промышленными испытаниями позволили разработать новый способ дробления разнопрочных горных пород с крепкими включениями.

Способ взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород с крепкими включениями на карьере включает бурение рядов основных скважин с одновременным определением мощности крепких пропластков, зарядание взрывчатым веществом и забойку, отличающийся тем, что нарезают дополнительные щели над крепкими пропластками между основными скважинными зарядами ВВ с целью обеспечения качественного дробления разнопрочных горных пород, представленных крепкими включениями, находящихся в верхней части уступа в зоне неуправляемого дробления.

Разрушение крепких пропластков, находящихся в верхней части уступа в зоне неуправляемого дробления, осуществляется следующим образом (рис. 1).

Бурят вертикальные скважины – 1 по паспорту буровзрывных работ для данного массива, с одновременным определением мощностей крепких пропластков – 2.

Для обеспечения качественного дробления разнопрочных горных пород с включениями крепких пропластков в дополнительных щелях – 3 распола-

гают заряд ВВ – 4, производят забойку – 5 и одновременное взрывание основных скважинных и дополнительных щелевых зарядов ВВ.

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

Исследованиями установлено, что при взрыве щелевого заряда происходит разрушение крепкого пропластка с одновременным образованием воронки выброса со стороны, обращенной к заряду ВВ, и откола с противоположной стороны (рис. 2).

Рассматривая эту схему можно определить объем разрушаемой разнопрочной горной породы:

$$V = \frac{P}{4} h^2 l, \quad (1)$$

где  $h$  – мощность крепкого включения;

$l$  – длина крепкого включения.

При использовании щелевых зарядов дробление крепких пропластков осуществляется направленным действием щелевого заряда, при этом энергия взрыва отражаясь от крепкого пропластка изменяет характер своего разлета и сообщает пропластку то или иное количество энергии в виде импульсной нагрузки, действующей на разрушаемый объект в течение очень короткого промежутка времени. Величина импульса, сообщаемого твердому пропластку может быть выражена зависимостью:

$$I = \mu \cdot Q \cdot U_0, \text{ kg/s}, \quad (2)$$

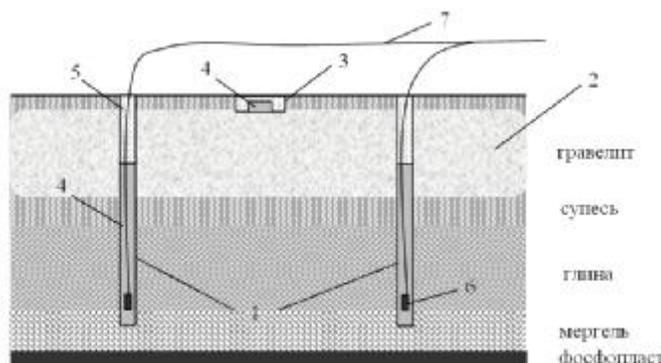


Рис. 1. Способ взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород: 1 – вертикальные скважины; 2 – крепкое включение; 3 – дополнительная щель; 4 – заряд ВВ; 5 – забойка; 6 – промежуточный детонатор; 7 – неэлектрическая система инициирования

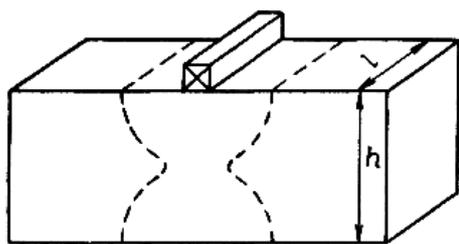


Рис. 2. Характер разрушения крепкого пропластка щелевым зарядом

где  $\mu$  – коэффициент формы заряда;

$Q$  – масса заряда, kg;

$U_0$  – скорость разлета продуктов взрыва, m/s.

Импульс, приобретенный разрушаемым крепким пропластком и реализованный в объеме его разрушения, равен:

$$I = m \cdot U = V\rho \cdot U_{кр}, \quad (3)$$

где  $V\rho$  – масса крепкого пропластка;

$U_{кр}$  – приобретенная скорость частиц крепкого пропластка, достаточная для их отрыва и сообщения им движения.

Из уравнений (2) и (3), а также, учитывая выражение (1), можно определить массу щелевого заряда ВВ:

$$Q = (\rho U_{кр} / \mu U_0) h^2 l, \quad (4)$$

где в дробном выражении ( $\rho$ ,  $U_{кр}$ ) является характеристикой разрушаемого крепкого пропластка, ( $U_0$ ) - ВВ и ( $\mu$ ) - формы заряда.

Таким образом, с целью повышения эффективности дробления разнопрочных горных пород в сложных горногеологических условиях с использованием щелевых зарядов определены объем разрушаемой разнопрочной горной породы, величина импульса энергии взрыва и масса заряда ВВ.

УДК 622

© Сытенков Д.В. 2010 г.

## ВЛИЯНИЕ ПРИРОДЫ ИНВЕСТИЦИЙ НА ПОЛНОТУ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ РЕСУРСНОГО ПОТЕНЦИАЛА МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Сытенков Д.В., директор ЗАО Геоцентр «Минеральные ресурсы», канд. техн. наук

Влияние природы инвестиций на полноту использования ресурсного потенциала месторождений прослеживается через изменение механизма воздействия на принятие решений в недропользовании, что связано с включением в эту область нового движущего элемента – инвестора с частным капиталом. При этом деятельность инвестора оценивается практически единственным критерием – эффективностью вложения капитала, которая не должна опускаться ниже определенного уровня. Именно сравнение с этим уровнем фактической или прогнозируемой доходности от вложенного капитала позволяет инвестору принять решение об участии или отказе от инвестиций. При этом отказ от инвестиций на действующем объекте приведет к прекращению освоения месторождения, что может не совпадать с интересами государства и потребует поиска компромиссного или другого корректирующего решения. Именно с этой точки зрения рассмотрено влияние природы инвестиций на полноту использования ресурсного потенциала месторождений. По природе происхождения инвестиции могут быть подразделены на государственные, частные и смешанные. При этом независимо от природы происхождения инвестиций доход от реализации минерального продукта условно делится на четыре части: производственные издержки, отображающие расход финансовых ресурсов на получение минерального продукта; прибыль, представляющую разницу между рыночной ценой минерального продукта и производственными издержками на его получение; налоговые платежи, являющиеся частью прибыли, направляемой на пополнение государственного бюджета; фонд развития, представляющий часть прибыли, направляемую на обновление основных фондов. На практике механизм распределения дохода гораздо сложнее, поскольку включает множество элементов, зависящих и независимых от условий локализации месторождения, характеристик полезного ископаемого, технико-экономических показателей освоения недр, государственных приоритетов и т.п. Однако рассматриваемая упрощенная схема распределения дохода без излишней количественной детализации позволяет отчетливее представить сущность влияния природы происхождения инвестиций на полноту использования ресурсов недр.

В то же время принципиальное различие между инвестициями разной природы происхождения заключается в том, что оставшаяся после налоговых платежей часть прибыли используется по усмотрению только государства (первый вариант), трансформируется в дивиденды, которые направляются только инвестору (второй вариант) или делятся между государством и инвестором (третий вариант). Сравнение этих трех вариантов распределения при-

были и позволяет оценить влияние природы происхождения инвестиции на полноту использования ресурсного потенциала месторождений, что иллюстрируется в упрощенном виде на рис. 1.

На этом рисунке схематически показан рост рыночной цены минеральной продукции и увеличение производственных издержек во времени из-за ухудшения условий освоения месторождения, а также величина налоговых платежей и прибыли, остающаяся в распоряжении инвесторов (дивиденды). Разность между интенсивностью роста цены продукции и увеличением производственных издержек обуславливает закономерное уменьшение прибыли, а, следовательно, и доходов инвесторов от вложенного капитала. Именно в таком закономерном уменьшении доходов инвесторов и заключается сущность влияния природы инвестиций на полноту использования ресурсного потенциала месторождений.

При реализации первого варианта с государственными инвестициями (рис. 1, а) отработка месторождения теоретически может быть прекращена при равенстве рыночной цены продукции и производственных издержек (точка 1). Запасы, которые при этом могут быть извлечены из недр, примем за 100%. Однако на практике налоговые платежи приводят к смещению равенства цены и издержек в точку 2, а выделение средств из прибыли в фонд развития – в точку 3. В результате зона ценовых соотношений между точками 3-1 становится зоной убыточной работы предприятия, а извлекаемые запасы уменьшаются до 70%. В этом случае для корректировки ситуации предприятие отказывается от обновления производственных фондов и продолжает освоение месторождения, вырабатывая остаточный ресурс оборудования. Тогда зона убыточных ценовых соотношений уменьшится до интервала между точками 2-1. Однако государство-инвестор в соответствии со своими приоритетами может частично или полностью поддерживать фонд развития за счет сокращения налоговых платежей. В результате варьирование сроком выработки остаточного ресурса оборудования и размером налоговых платежей государство теоретически может совместить точки 3 и 2 с точкой 1, обеспечив тем самым извлечение 100% запасов. Эту зону между точками 3-1, в которой для продолжения деятельности горного предприятия требуется государственная поддержка, назовем «Зона преференций».

Основной недостаток первого варианта инвестиций заключается в том, что государство должно полностью обеспечить инвестиции объекта, а основное преимущество - доход от вложенных инвестиций (Дивиденды-1) полностью остается в распоряжении государства. При этом государство может пойти на отказ полностью или частично от дивидендов и налоговых платежей, направив высвобо-

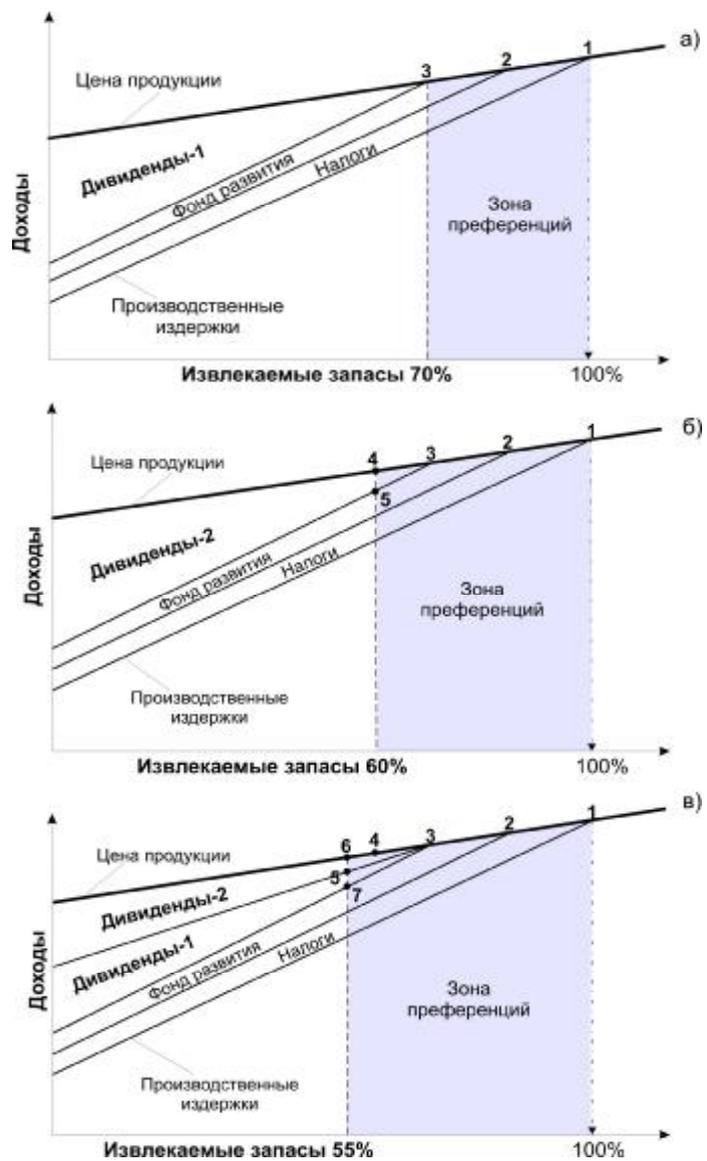


Рис. 1. Упрощенные схемы распределения дохода при государственных (а), частных (б) и смешанных (в) инвестициях

дившиеся ресурсы на продолжение освоения месторождения.

При реализации второго варианта с частными инвестициями (рис. 1, б) вступает в действие механизм рыночной экономики, согласно которому инвестор рассчитывает получить от вложенных инвестиций доход. В отличие от варианта с государственными инвестициями инвестор с частным капиталом не может отказаться от дивидендов даже частично. В результате зона убыточных ценовых соотношений расширится до точки 4, соответствующей минимально обоснованному значению дохода от вложенных инвестиций (точки 4-5). При этом действия инвестора по отношению к фонду развития будут аналогичны действиям инвестора с государственными инвестициями, но извлекаемые запасы при этом уменьшаются до 60%, а «Зона преферен-

ций» - расширяется. Поэтому от государства для сохранения своих приоритетов потребуется больше усилий по сравнению с первым вариантом.

Основной недостаток второго варианта инвестиций заключается в том, что государство непосредственно не участвует в распределении прибыли, которая полностью остается в распоряжении инвестора с частным капиталом (Дивиденды-2), а основное преимущество – государство не вкладывает средства в объект и может использовать их по другим приоритетным направлениям. При этом за государством остается право часть прибыли изъять в виде горной ренты на благоприятном этапе освоения месторождения, а также полностью или частично отказаться от налоговых платежей, когда освоение месторождения перейдет к заключительному этапу.

Третий вариант со смешанными инвестициями (рис. 1, в) представляет собой вариант, в котором государственные инвестиции частично замещены инвестициями другой природы происхождения. Этому варианту характерны преимущества и недостатки вариантов с государственными и частными инвестициями, а его главной особенностью является необходимость деления прибыли между инвесторами на части Дивиденды-2 и Дивиденды-1. Поэтому момент, когда доходы инвестора с частным капиталом Дивиденды 2 снижаются до минимального приемлемого уровня (точки 6-5), наступает раньше (точка 6) по сравнению со вторым (точка 4) и, тем более, первым (точка 3) вариантом. В результате извлекаемые запасы еще уменьшаются (до 55%), а «Зона предпочтений» еще больше расширяется, что потребует от государства для сохранения своих

приоритетов увеличения усилий по сравнению не только с первым вариантом, но и со вторым вариантом.

Таким образом, полная или частичная замена государственных инвестиций на инвестиции другой природы происхождения неизбежно влечет за собой уменьшение извлекаемых запасов, компенсация которого требует вмешательства государства с предоставлением преференций частному инвестору на основе поиска компромиссного решения. На принятие таких решений существенное влияние оказывает тот факт, что на основе крупных месторождений образуются социально-промышленные комплексы, охватывающие в зависимости от масштаба объекта от нескольких десятков человек до населения целых регионов. Такие комплексы оказывают обратное воздействие на решения, стимулируя государство на принятие усилий по поддержанию природно-промышленной системы в равновесии. В частности государство вместо решения о прекращении освоения месторождения может принять решение о его продолжении, приняв в качестве приоритетного направления сохранение устойчивой социально-экономической обстановки в регионе. Из таких рассуждений следует вывод о том, что базовой функцией государства в развитии минерально-сырьевого комплекса является создание благоприятных условий для инвестиционной деятельности, прямое участие в инвестициях и косвенное воздействие через раскрытие перспективы рынка минеральных продуктов.

На рис. 2 схематически показаны действия государства, непосредственно участвующего в освоении месторождения своим капиталом после того, как

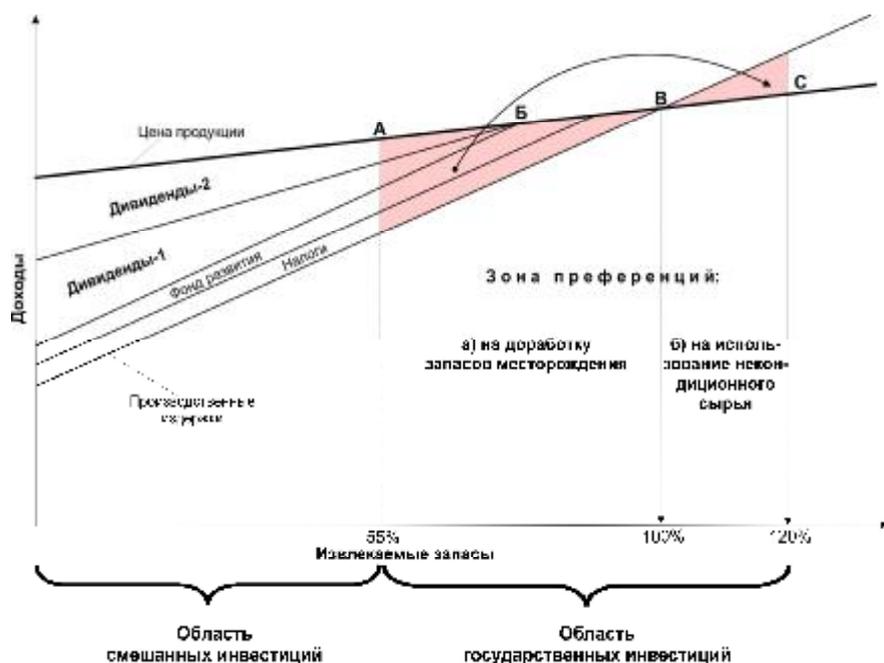


Рис. 2. Упрощенная схема распределения дохода с выделением области смешанных и государственных инвестиций

соотношение цены продукции и производственных издержек достигнут величины, не обеспечивающей минимально приемлемого дохода инвестору с частным капиталом (точка А). После достижения точки «А» освоение месторождения может быть либо прекращено, либо продолжено, но при условии:

- применения преференций от государства в пользу частного инвестора;
- перехода от смешанных инвестиций к государственным инвестициям с использованием преференций в пользу государственного предприятия.

Обе ситуации имеют право на существование. Но в первом случае государство должно отказаться от своих дивидендов, продлевая тем самым участие инвестора с частным капиталом в освоении месторождения и рас-

ширении области его участия до точки «Б». Затем ситуация развивается по сценарию варианта 2, описанному ранее. Во втором случае участие инвестора в освоении месторождения заканчивается в точке «А», а ситуация продолжает развиваться по варианту 1. При этом предпочтения в пользу государственного предприятия на участке «А – Б – В» могут позволить не только доработать запасы месторождения, но и накопить средства для вовлечения в переработку отходов добычи (точки В-С). Такое перераспределение средств только увеличит использование ресурсного потенциала месторождения. Однако в конкретном случае принятие того или иного решения зависит от приоритетов государства.

Таким образом, сочетание прямого участия государственного капитала в инвестициях с созданием благоприятных условий для инвестиционной деятельности через предпочтения в пользу государственного предприятия обеспечивает максимально полное освоение ресурсного потенциала месторождений.

В качестве примера положительного влияния предпочтений на освоение недр на рис. 3 приведены графики зависимости извлекаемых запасов руды от величины налоговой ставки [1]. Анализ полученных графиков показывает, что налоговая ставка как инструмент экономико-правового регулирования отношений недропользователя и государства существенно влияет на извлекаемые запасы и, соответственно, сроки отработки месторождений. Поэтому к практическому применению этого инструмента следует подходить весьма осмотрительно.

Косвенное воздействие государства на развитие минерально-сырьевого комплекса проявляется через прогностические функции, инструментом которых является разработка межотраслевых балансов производства и потребления минеральных продуктов (рис. 4), что позволяет определить направления инвестиционной деятельности в недропользовании. Однако следует отметить, что результат, соответствующий государственным интересам, будет достигнут только в том случае, если межотраслевой баланс из статистического документа превратится в регулирующий документ, статус которого будет закреплён законодательно.

При этом в области инвестиций главной задачей межотраслевого баланса является пробуждение интереса потенциальных инвесторов к определенной области или объекту недропользования, а главной задачей государства - выбор для них природы инвестиций. Основой такого выбора может

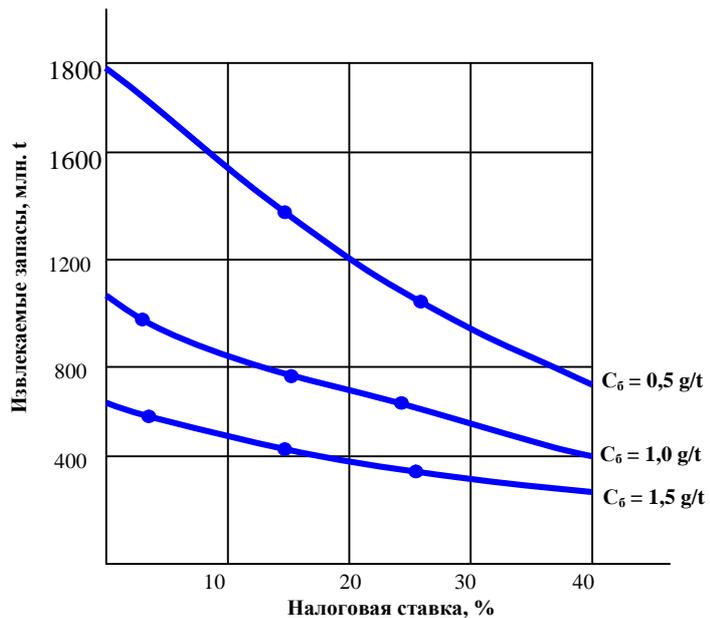


Рис. 3. Зависимости извлекаемых запасов руды от величины налоговой ставки при разном бортовом содержании

служить статус месторождения (рис. 5), определяемый его значимостью для экономики (местное, региональное, стратегическое и специальное значение).

Месторождения местного значения осваиваются для удовлетворения локальных потребностей в минеральном сырье, которое требует минимальной подготовки к использованию. Начало и прекращение разработки таких месторождений происходит в зависимости от конкретной ситуации на местном рынке минерального сырья.

Поэтому для их освоения целесообразно привлечь только частные инвестиции, надежность которых не имеет существенного значения, а определяется состоятельностью инвестора. За государством в этом случае остается контроль соблюдения лицензии на разработку месторождения и нормативно-правовых актов в недропользовании.



Рис. 4. Схема к определению направлений инвестиционной деятельности недропользователя

При освоении месторождений регионального значения предпочтение частным или смешанным инвестициям отдается в зависимости от дефицита бюджетных средств на региональном уровне. За государством в этом случае остается контроль соблюдения режима налоговых поступлений, а также готовность продолжить освоение месторождения без инвестора с частным капиталом.

Месторождения стратегического значения осваиваются в соответствии с государственными приоритетами, решая задачи государственной программы социально-экономического развития.

В этом случае предпочтение следует отдать государственным или, в крайнем случае, смешанным инвестициям, что определяется дефицитом бюджетных средств и доступностью кредитных ресурсов. За государством в этом случае остается контроль выполнения производственной программы в соответствии с обозначенными приоритетами в освоении месторождения, а также готовность продолжить освоение месторождения без инвестора с частным капиталом.

К месторождениям специального значения следует

отнести месторождения, минеральное сырье которых не используется на территории государства и может быть поставлено только на экспорт. Освоение таких месторождений обеспечивает поступление в государственный бюджет дополнительных валютных средств, а выбор природы инвестиций (смешанные или частные) определяется наличием бюджетных средств.

За государством в этом случае остается контроль выполнения режима экспортных поставок, а месторождение целесообразно осваивать на условиях подряда без передачи права собственности на добытое сырье предприятию, ведущему разработку месторождения.

Рассмотренный метод выбора природы инвестиций в зависимости от статуса месторождения позволяет смягчить ситуацию, если компромиссные решения между инвесторами и недровладельцем (государством) нарушаются, что влечет к падению производства, конфликтам социально-экономического характера, оттоку инвестиций вплоть до смены природы их происхождения.

Примером такой смены природы происхождения инвестиций в практике недропользования достаточно.

В частности, в СП «Зарафшан-Ньюмонт» (Узбекистан) с инвестициями смешанной формы собственности (50% / 50%), созданном для кучного выщелачивания золота из складских запасов карьера Мурунтау, сложившаяся ситуация обусловила выход частного инвестора из состава учредителей.

В результате государственный инвестор вынужден был продолжить освоение запасов собственными силами в условиях нарушения действовавшей системы финансирования и материального снабжения, а также отъезда специалистов по кучному выщелачиванию (рис. 6) [1]. Анализ представленных графиков производственной деятельности предприятий после смены собственника показывает,

что на освоение технологии, реконструкцию системы финансирования и материально технического снабжения с организацией производства запасных частей на внутреннем рынке, обучение персонала и повышение надежности технологической схемы ушло ~1,5 года.

Отсюда следует вывод о том, что смена природы инвестиций должна готовиться заблаговременно и проходить планомерно.

Таким образом, проведенный анализ влияния природы инвестиций на эффективность освоения ресурсного потенциала месторождений позволяет сделать следующие выводы.

1. Государственные инвестиции обладают наибольшим потенциалом для освоения ресурсов недр, полная или частичная замена которых на инвестиции другой природы происхождения (частные, смешан-



Рис. 5. Схема инвестиционного режима при освоении минеральных ресурсов

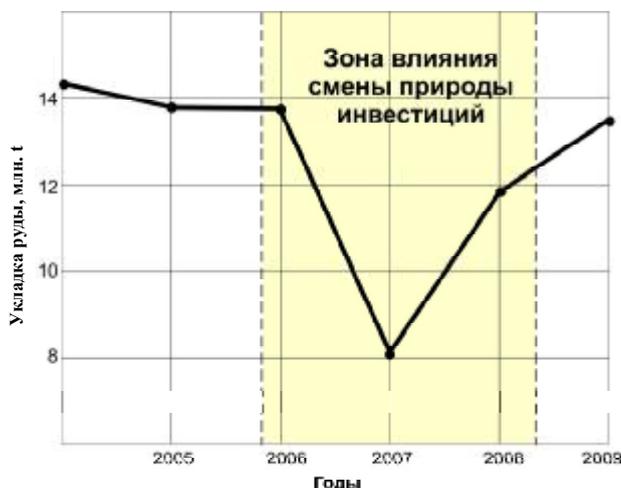


Рис. 6. Влияние смены природы инвестиций на производственную деятельность

ные) неизбежно влечет за собой уменьшение извлекаемых запасов. Компенсация такого уменьшения требует вмешательства государства с предоставлением преференций частному инвестору на основе поиска компромиссного решения.

2. Обоснованный выбор природы инвестиций в зависимости от статуса месторождения, имеющего местную, региональную, стратегическую или специальную значимость, позволяет смягчить ситуацию, если компромиссные решения между инвесторами и недровладельцем (государством), на основе которых

осваивается месторождение, нарушаются с возможным падением производства, конфликтами социально-экономического характера, оттоком инвестиций вплоть до смены природы их происхождения.

3. Выбор природы инвестиций в зависимости от статуса месторождения, частичная или полная смена природы происхождения инвестиций, а также определение области и режима преференций представляет собой процесс управления инвестиционной деятельностью, направленной на реализацию государственных приоритетов в освоении месторождений.

**Список литературы:**

1. П.А. Шеметов, В.Н. Сытенков, А.А. Кадыров, И.П. Бибик *Формирование условий устойчивого развития Кызылкумского региона. Ташкент, «Фан». С. 215-218.*

УДК 622.349.5: 622.234.42/44

© Скрипко С.В., Петухов О.Ф., Шишкин Б.Б., Истомин В.П., Орехов В.В. 2010 г.

## ОПЫТНЫЕ РАБОТЫ ПО ПОДЗЕМНОМУ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЮ УРАНА С ПРИМЕНЕНИЕМ ГИПОХЛОРИТА НАТРИЯ В КАЧЕСТВЕ ОКИСЛИТЕЛЯ

**Скрипко С.В.**, главный геотехнолог НГМК; **Петухов О.Ф.**, главный инженер ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук; **Шишкин Б.Б.**, главный инженер рудоуправления № 5 НГМК; **Истомин В.П.**, начальник ГТР-2 РУ-5 НГМК, **Орехов В.В.**, инженер-технолог лаборатории технологии и геотехнологии ЦНИЛ НГМК

Программой развития Навоийского ГМК до 2012 г. предусмотрен значительный рост уранового производства. Основой высоких темпов добычи будет ввод в эксплуатацию семи новых месторождений. Как показывает многолетний опыт, на начальной стадии отработки новых месторождений возникают проблемы, не позволяющие вести добычу достаточно интенсивно, и это связано с природной уникальностью каждого месторождения. Зачастую первые 3-5 лет эксплуатации ведется адаптация технологии к конкретному месторождению, и в этот период при высоких затратах добыча просто не рентабельна. Предварительное окисление урана на стадии подготовки запасов – инструмент позволяющий решить данную задачу, интенсифицировать добычу и добиться ее рентабельности на начальной стадии отработки. С этой целью на новых урановых месторождениях проводятся опытные работы по подбору и адаптации технологий для максимально эффективного использования вскрытых запасов на всех стадиях отработки и, особенно, на стадиях подготовки и закисления. Это в полной мере относится к месторождению Северный Канимех, которое характеризуется сложными горными, гидрогеологическими и геотехнологическими условиями. Значительные глубины залегания руд от 480 до 500 м и проницаемая мощность 15-17 м, сочетаются с высоким напором пластовых вод на кровлю продуктивного горизонта до 400 м, что делает невозможным предварительное окисление атмо-

сферным воздухом при помощи его нагнетания компрессором в пласт. При этом повышенная карбонатность до 2-5% и содержание пирита до 2%, указывают на необходимость проведения предварительного окисления. Проведение закисления при помощи серноокислых растворов с концентрацией 15 г/л кислоты растягивается на 14-16 месяцев, что и стало причиной низкой эффективности использования вскрытых запасов на стадии подготовки.

Геотехнологическим отделом НГМК, ЦНИЛ НГМК и специалистами рудоуправления № 5 была разработана и утверждена программа проведения опытных работ на месторождении Северный Канимех по применению в качестве предварительного окислителя четырехвалентного урана гипохлорита натрия. Ранее подобные работы проводились, однако не была отработана технология дозирования и не определена оптимальная концентрация гипохлорита в рабочих растворах, позволяющая добиться максимального окисления и при этом не спровоцировать коагуляцию скважин и пласта, а также выпадение солей при смешивании.

Полевые работы проводились с октября по декабрь 2008 г. на блоке 10-5-1 (табл. 1-8).

Вскрытие блока проведено в сентябре – октябре месяцах 2008 г. по конвертной схеме.

Согласно программе проведения опытных работ по окислению урана гипохлоритом натрия в октябре 2008 г. были начаты испытания в режиме «пуш-пул». В качестве экспериментальных были выбраны

Таблица 1

Химический состав проб пластовой воды опытных скважин

Номер скважины	рН	ОВП, мВ	Концентрация U, мг/л	Концентрация, мг/л			
				CO <sub>3</sub> <sup>2-</sup>	HCO <sub>3</sub> <sup>-</sup>	SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup>	взвеси
10-5-4	7,65	184	< 2,0	не обн.	183	890	не обн.
10-5-6	7,80	182	< 2,0	не обн.	146		не обн.

скважины 10-5-6 и 10-5-4, в качестве фоновой (контрольной) – скважина 10-5-2.

На начало испытаний пластовая вода этих скважин имела следующие характеристики по химическому составу (табл. 1).

До подачи гипохлорита натрия в экспериментальные скважины обе скважины были тщательно прокачаны.

Согласно регламенту на первом этапе гипохлорит натрия с исходной концентрацией OCl<sup>-</sup> 223 г/л и с расходом 60 л/ч смешивали с пластовой водой и подавали в скважину 10-5-6. При расходе пластовой воды 8-9 м<sup>3</sup>/ч, средняя исходная концентрация OCl<sup>-</sup> составила 1,5 г/л. Подача гипохлорита натрия производилась через дозирующее устройство по шлангу Ø 32 мм, заглубленному под уровень раствора на 100 м в скважине.

Исходный раствор гипохлорита представлял собой жидкость желтовато-зеленого цвета с резким запахом хлора, рН раствора 11,8, окислительно-восстановительный потенциал 1020 мВ, концентрация гипохлорита натрия по OCl<sup>-</sup> - иону 223 г/л. За 5 суток активность гипохлорита натрия снизилась с 223 г/л до 209 г/л по OCl<sup>-</sup> - иону.

Через сутки после начала подачи в скважину гипохлорита натрия, было отмечено снижение приемистости. Возникла необходимость проведения прокачек. В процессе прокачек отбирались пробы откачиваемого раствора, которые анализировались

на химический состав и наличие взвесей. Для всех откачиваемых проб растворов было характерно присутствие при визуальном осмотре не только выносимой глины, но и хлопьевидных, белых, долго не оседающих взвесей. В табл. 2 представлены результаты химического анализа проб осветленной части раствора над осадком.

Как следует из данных таблицы, вероятной причиной наличия в составе растворов при прокачке скважины 10-5-6 белых хлопьевидных взвесей является карбонат кальция, о чем наглядно свидетельствует анализ растворов прокачки № 2, когда содержание кальция снизилось в 4,9 раза по сравнению с его количеством в подаваемой пластовой воде.

В полевых и лабораторных условиях был проведен контрольный опыт по смешению пластовой воды скважины 10-5-4 с гипохлоритом натрия в соотношении, соответствующем подаче в экспериментальную скважину 10-5-6.

При выполнении опыта было отмечено моментальное образование хлопьевидного осадка, агрегаты которого постепенно начали укрупняться и осаждаться в гелеобразном состоянии. Анализ осветленной части раствора на содержание иона кальция показал, что его содержание снизилось в 1,5 раза по сравнению с содержанием в пластовой воде. Предположение, что выпадающий осадок является карбонатом кальция, нашло подтверждение в анализе химического состава осадка, отобранного с внутренних поверхностей шлангов, который содержал, %: CaO-47,2; MgO-2,13; CO<sub>2</sub>-39,7 и SO<sub>4</sub> – 0,41.

Установлен и механизм образования карбоната кальция, который заключается во взаимодействии

присутствующего в пластовой воде бикарбоната кальция с избыточной NaOH в растворе гипохлорита натрия Ca(HCO<sub>3</sub>)<sub>2</sub>+NaOH=CaCO<sub>3</sub>+H<sub>2</sub>O+NaHCO<sub>3</sub>.

Растворимость при 20<sup>0</sup>С для Ca(HCO<sub>3</sub>)<sub>2</sub> составляет 0,166, а для CaCO<sub>3</sub> 6,5·10<sup>-3</sup> г/100 г воды.

Для устранения (снижения) выпадения осадков карбоната кальция в лабораторных условиях проведены исследования по влиянию концентрации ClO<sup>-</sup> в растворе после смешения

Таблица 2

Результаты химического анализа осветленной части раствора над осадком (пульпа после прокачки скважины 10-5-6)

№ п/п	Характеристика пробы	Дата отбора	рН	Концентрация, мг/л						
				U	Ca	Mg	Fe	Al	HCO <sub>3</sub> <sup>-</sup>	взвеси
1	Пластовая вода скв. 10-5-4	10.10.08	7,65	< 2,0	235	78	< 2,0	0,15	183	не обн.
2	Прокачка № 1 скв. 10-5-6	17.10.08	8,20	2,0	225	77	< 2,0	0,20	☼	1450
3	Прокачка № 2 скв. 10-5-6	17.10.08	8,70	10,0	48	79	< 2,0	0,32	☼	1200
4	Прокачка № 1 скв. 10-5-6	19.10.08	8,40	< 2,0	227	80	< 2,0	0,63	☼	1290
5	Прокачка № 2 скв. 10-5-6	19.10.08	7,80	11,0	213	87	< 2,0	0,10	☼	1810
6	Прокачка № 1 скв. 10-5-6	20.10.08 (10 <sup>35</sup> )	8,20	< 2,0	не опр.	не опр.	не опр.	не опр.	☼	10075
7	Прокачка № 2 скв. 10-5-6	20.10.08 (10 <sup>50</sup> )	8,10	< 2,0	не опр.	не опр.	не опр.	не опр.	☼	1330

Примечание: ☼ - бикарбонат-ион не определяется в присутствии гипохлорита натрия

ния пластовой воды с раствором гипохлорита натрия на образование осадков и значение ОВП. Результаты приведены в табл. 3. Как видно из результатов табл. 3, при концентрации активного хлора в растворе менее 0,1 г/л ОВП (Eh) раствора начинает заметно снижаться, что отрицательно отразится на процессах окисления. При концентрации активного хлора в растворе более 0,3 г/л раствор заметно мутнеет и происходит образование осадков, которое отрицательно отражается на забивке коммуникаций и скважин. На основании полученных результатов было рекомендовано дозировать исходный гипохлорит в пластовую воду из расчёта концентрации  $\text{ClO}^-$  0,1-0,3 г/л. Полевые опыты показали, что выпадение осадка карбоната кальция значительно уменьшилось, что дало возможность подать в скважину расчётное количество пластовой воды с окислителем.

Подача окислителя гипохлорита натрия в смеси с пластовой водой в скважину 10-5-6 осуществлялась в течение 7 суток (включая перерывы на прокачки). Всего было закачено 740 м<sup>3</sup> растворов. После оборудования скважины погружным насосом, начата откачка растворов с производительностью 9 м<sup>3</sup>/ч. В процессе откачки производился отбор проб растворов на химический анализ, результаты которого представлены в табл. 4.

Далее в эксперименте была задействована вторая «пуш-пульная» скважина 10-5-4, в которую в течение 11 суток закачивалась смесь пластовой воды с расходом 12 м<sup>3</sup>/ч и гипохлорита натрия 18 л/ч. Это соответствовало концентрации  $\text{ClO}^-$  в растворе 0,2-0,3 г/л. Выпадение осадков карбоната кальция имело место, хотя в значительно меньшей степени. Всего в скважину 10-5-4 было подано 2436 м<sup>3</sup> раствора,

Таблица 3

Влияние концентрации  $\text{ClO}^-$  на некоторые показатели пластовой воды [ $\text{HCO}_3^-$ ] = 200 mg/l

№ п/п	Концентрация $\text{ClO}^-$ , г/л	ОВП (Eh), mV	Состояние раствора	
			внешний вид	относительная оптическая плотность, отн. ед.
1	0,0	210	Прозрачный	1,0
2	0,05	490	Прозрачный	1,0
3	0,09	720	Прозрачный	1,0
4	0,10	760	Прозрачный	1,0
5	0,25	760	Прозрачный	1,0
6	0,30	760	Прозрачный	1,0
7	0,35	760	Мутный	2,9
8	0,50	760	Мутный с осадком	5,6
9	1,00	760	Обильный осадок	7,7

Примечание: по данным химического анализа бикарбонат-ион в пластовой воде представлен, главным образом, бикарбонатом кальция (растворимость  $\text{CaHCO}_3$  составляет 1,66 г/л при температуре 20°С).

Таблица 4

Результаты химического анализа растворов, отобранных из опытной скважины 10-5-6

№ п/п	Дата отбора	рН	ОВП, mV	Концентрация, mg/l					
				U	$\text{CO}_3^{2-}$	$\text{HCO}_3^-$	$\text{SO}_4^{2-}$	$\text{OCl}^-$	взвеси
1	22.10.14 <sup>30</sup>	8.06	200	10	не обн	145	930	не обн	224
2	23.10.0 <sup>30</sup>	7.74	230	100	-«-	335	-«-	-«-	21
3	23.10.13 <sup>00</sup>	7.73	230	101	не обн	359	1100	не обн	не об
4	24.10.5 <sup>00</sup>	7.20	230	48	-«-	268	-«-	-«-	-«-
5	25.10.8 <sup>00</sup>	7.40	240	13	-«-	260	-«-	-«-	-«-
6	26.10.10 <sup>00</sup>	7.50	246	12	-«-	250	не опр	-«-	-«-
7	27.10.8 <sup>00</sup>	7.56	260	10	-«-	230	-«-	-«-	-«-
8	28.10.8 <sup>00</sup>	7.60	245	6	-«-	171	-«-	-«-	-«-
9	29.10.8 <sup>00</sup>	7.81	180	6	-«-	170	-«-	-«-	-«-

Таблица 5

Результаты опробования скважины 10-5-4

№ п/п	Дата	Время	рН	ОВП, mV	Концентрация, mg/l				
					U	$\text{CO}_3^{2-}$	$\text{HCO}_3^-$	$\text{SO}_4^{2-}$	$\text{OCl}^-$
1	16.11.08	11.30	7.75	228	5	н/обн	195	1100	н/обн
2	17.11.08	1.30	7.16	235	37	н/обн	232		н/обн
3	18.11.08	14.00	7.47	244	34	н/обн	244		н/обн
4	19.11.08	2.00	7.58	246	37	н/обн	232		н/обн
5	20.11.08	8.00	7.70	246	55	н/обн	232	960	н/обн
6	21.11.08	8.00	7.49	239	35	н/обн	219		н/обн
7	22.11.08	8.00	7.53	237	27	н/обн	183	960	н/обн
8	23.11.08	8.00	7.33	244	30	н/обн	195		н/обн
9	24.11.08	8.00	7.46	247	25	н/обн	195		н/обн
10	25.11.08	8.00	7.55	241	21	н/обн	195		н/обн
11	26.11.08	8.00	7.98	240	18	н/обн	183		н/обн
12	27.11.08	8.00	7.61	241	18	н/обн	183		н/обн
13	28.11.08	8.00	7.57	242	16	н/обн	170		н/обн
14	29.11.08	8.00	7.56	224	13	н/обн	170		н/обн
15	30.11.08	8.00	7.64	228	11	н/обн	170		н/обн
16	01.12.08	8.00	7.80	229	11	н/обн	183		н/обн
17	01.12.08	8.00	7.61	171	12	н/обн	170		н/обн
18	02.12.08	8.00	7.68	175	12	н/обн	170		н/обн

содержащего в своем составе окислитель. Через сутки после выстаивания и монтажа насоса была начата откачка растворов.

В табл. 5 представлены результаты химического анализа растворов, откачиваемых из скважины 10-5-4.

В растворах откачиваемых из скважины 10-5-4, зафиксировано два максимума по концентрациям урана через 8 часов и 94 часа – 50 и 55 mg/l соответственно pH растворов в среднем составил 7,53, окислительно-восстановительный потенциал – 239 mV, бикарбонат-ион изменялся от 158 mg/l до 244

mg/l, сульфат-ион от 1100 mg/l до 940 mg/l.

В ранее обработанную гипохлоритом натрия скважину 10-5-6, а также в контрольную скважину 10-5-2 было закачено по 766 m<sup>3</sup> раствора серной кислоты. Кислотность закачиваемых растворов изменялась от 8,3 g/l до 14,7 g/l.

Откачка растворов из скважин 10-5-6 и 10-5-2 была начата после выстаивания с растворами серной кислоты через 2,6 суток и 3 суток соответственно.

В табл. 6, 7 представлены результаты химического анализа растворов, откачиваемых из скважин 10-5-6 и 10-5-2.

Как следует из данных, представленных в табл. 6, максимально достигнутая концентрация урана составила 307 mg/l. В течение двух суток из скважины 10-5-6 откачивались кислые растворы с остаточной кислотностью от 2,45 g/l до 0,24 g/l (pH = 1,44-2,55). Средние значения окислительно-восстановительного потенциала – 347 mV (377-302 mV), растворенное железо представлено на две трети двухвалентной формой.

В контрольной скважине 10-5-2 максимальная концентрация урана составила 261 mg/l. Кислые растворы откачивались в течение двух суток с остаточной кислотностью 0,98-0,24 g/l (pH=1,63-2,15). Среднее значение окислительно-восстановительного потенциала – 367 mV, растворенное железо на 50% представлено двухвалентной формой.

В скважину 10-5-4 после окончания откачки, по достижении устойчиво низких концентраций урана 11-12 mg/l с 02.12.08 г. была начата закачка раствора серной кислоты с производительностью 12 m<sup>3</sup>/h. Концентрация кислоты в рабочих растворах варьировалась от 3,6 g/l до 8,6 g/l. Всего было закачено 760 m<sup>3</sup> растворов. После монтажа насосного агрегата начата откачка продуктивных растворов из скважины.

**Таблица 6**

**Результаты химического анализа растворов из опытной скважины 10-5-6**

№ п/п	Дата	Время	pH	ОВП, mV	Концентрация, mg/l				H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> , (HCO <sub>3</sub> <sup>-</sup> ), g/l
					U	Fe <sub>об</sub>	Fe <sup>3+</sup>	Fe <sup>2+</sup>	
1	27.11.08	9.00	1.17	452	3	300	100	200	7,35
9	28.11.08	1.00	1.71	354	307	300	100	200	0,98
16	29.11.08	3.00	2.12	312	153	300	100	200	0,49
19	30.11.08	08.00	2.50	338	58	300	100	200	н/обн
21	01.12.08	8.00	5.69	171	32	300	100	200	(0,232)
28	02.12.08	4.00	5.88	109	39	300	100	200	(0,402)
32	03.12.08	8.00	6.00	102	39	300	100	200	(0,451)
34	04.12.08	8.00	6.09	107	14	300	100	200	(0,244)

**Таблица 7**

**Результаты химического анализа растворов из контрольной скважины 10-5-2**

№ п/п	Дата	Время	pH	ОВП, mV	Концентрация, mg/l				H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> , (HCO <sub>3</sub> <sup>-</sup> ), g/l
					U	Fe <sub>об</sub>	Fe <sup>3+</sup>	Fe <sup>2+</sup>	
1	27.11.08	15.00	1.29	455	< 2	100	50	50	3,7
2	28.11.08	1.00	1.62	371	260	100	50	50	0,98
3	29.11.08	3.00	1.95	358	130	100	50	50	0,49
4	30.11.08	8.00	2.52	345	58	100	50	50	-
5	01.12.08	8.00	4.34	214	17	100	50	50	(следы)
6	02.12.08	4.00	4.89	208	11	100	50	50	(0,024)
7	03.12.08	8.00	5.98	114	12	100	50	50	(0,158)
8	04.12.08	8.00	5.79	127	9	100	50	50	(0,122)

**Таблица 8**

**Результаты химического анализа растворов из опытной скважины 10-5-4**

№ п/п	Дата	Время	pH	ОВП, mV	Концентрация, mg/l				H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> , g/l
					U	Fe <sub>общ</sub>	Fe <sup>3+</sup>	Fe <sup>2+</sup>	
1	12.12.2008	16.00	1,04	432	2	300	100	200	9,1
2	13.12.2008	2.00	1,20	426	11	800	200	600	6,0
3	14.12.2008	4.00	1,33	418	142	700	100	600	3,2
4	15.12.2008	8.00	1,33	412	153	800	200	600	1,5
5	16.12.2008	8.00	1,69	403	104	700	100	600	0,5
6	17.12.2008	8.00	1,80	415	66	600	100	500	0,5
7	18.12.2008	8.00	1,84	406	40	600	100	500	0,5
8	19.12.2008	8.00	2,00	402	37	500	100	400	0,4
9	20.12.2008	8.00	2,02	394	23	400	н/об	400	0,2
10	22.12.2008	8.00	2,61	358	15	300	н/об	300	0,1
11	23.12.2008	13.00	3,84	270	10	200	н/об	200	н/об

Если провести сравнение результатов опробования опытных скважин 10-5-6, 10-5-4 с результатами опробования контрольной скважины 10-5-2, то можно отметить, что:

- содержание железа общего в растворах из опытных скважин значительно выше, чем в растворах контрольной скважины, при этом наибольшая концентрация общего железа была в растворах из скважины 10-5-4;

- соотношение  $Fe^{3+}/Fe^{2+}$  напротив, наибольшее в растворах из контрольной скважины, а наименьшее в растворах из опытной скважины 10-5-4.

Объяснение полученным результатам состоит в том, что введение в процесс гипохлорита натрия привело к интенсификации процесса окисления не только  $UO_2$ , но и  $FeS_2$  с выделением в раствор  $Fe^{+3}$  и серной кислоты. Образовавшееся в результате этого  $Fe^{+3}$  так же принял участие в окислении  $UO_2$  с образованием  $Fe^{+2}$ . Следовательно, использование в качестве окислителя только сернокислых растворов менее эффективно, чем предварительное окисление рудного горизонта раствором гипохлорита натрия. Уже после двух месяцев работы скважин в режиме активного закисления отмечен рост содержания урана в продуктивных растворах. В скважинах, работающих в аналогичном режиме закисления, но без предварительного окисления на соседних блоках сопоставимый рост содержания урана проявлялся

не ранее 5-12 месяцев эксплуатации.

**Выводы:**

В результате проведения опытных работ доказана возможность проведения окисления урановых карбонатных руд гипохлоритом натрия с концентрацией 0,1-0,3 г/л. Испытанная схема проведения блочного комбинированного закисления позволяет:

- получать кондиционные растворы и вести добычу на промышленном уровне и подготовку запасов одновременно;
- увеличить интенсивность отработки запасов;
- сократить время от начала активного закисления всей вскрытой горнорудной массы до получения кондиционных продуктивных растворов;
- эксплуатация запасов становится рентабельной при снижении себестоимости за счет дополнительной добычи, при не изменившихся эксплуатационных затратах.

Поиски путей сокращения затрат при эксплуатации месторождений на различных стадиях, - необходимое условие повышения рентабельности добычи полезных ископаемых, и не только в условиях нестабильной конъюнктуры рыночных цен. Основой для решения этой задачи является технологическая составляющая. Как не существует предела развитию науки и технического прогресса, так и не ограничены наши возможности в совершенствовании технологий добычи полезных ископаемых.

УДК 546.719

© Хосилов Н.Д. 2010 г.

## ВЛИЯНИЕ ОПТИМИЗАЦИИ ПРОЦЕССА РЕГЕНЕРАЦИИ СОРБЕНТА НА СИСТЕМУ СОВМЕСТНОГО ДВИЖЕНИЯ РЕНИЯ И УРАНА

Хосилов Н.Д., зам. главного геотехнолога НГМК

Установлено, что при определенном ведении переработки продуктивных растворов, регенерации сорбента и доводки готового продукта в системе совместного движения рения и урана устанавливается некое равновесие. Это равновесие заключается в закономерном соотношении содержаний рения и урана на переделах производства.

В ходе технологического процесса переработки с помощью сорбционного извлечения из продуктивных растворов подземного выщелачивания, донасыщения сорбента, десорбции, осаждения и сгущения концентрата происходит концентрирование урана в сорбенте и растворах. Параллельно идет концентрирование содержания рения на переделах производства.

При сорбционной переработке растворов мини-реагентной технологии основное количество (до

60%) рения попутно извлекается на сорбент и направляется на стадию переработки. Интерес к изучению закономерностей совместного движения полезных компонентов, увеличению качественных показателей процесса десорбции вызван поиском методов создания оптимальных условий для извлечения рения на переделах отделений регенерации и доводки перерабатывающего комплекса уранового производства.

**1. Анализ состояния, качественных и количественных показателей процесса регенерации сорбента, факторов, влияющих на данные показатели.**

Процесс регенерации – это процесс переработки насыщенного сорбента с целью восстановления его сорбционных свойств и извлечения полезного компонента.

Продуктами регенерации являются отрегенированный сорбент и товарный регенерат. Отрегенированный сорбент отправляется на новый цикл сорбционного извлечения полезных компонентов из продуктивных растворов подземного выщелачивания. Товарный регенерат направляется на осаждение и доводку для получения хим. концентрата.

Процесс регенерации состоит из следующих стадий:

1. *Отмывка* сорбента от механических примесей, грязи и илов.

2. *Донасыщение* сорбента товарным регенератом. При этом также происходит перевод сорбента из сульфатной или карбонатной формы в нитратную; вытеснение поровой влаги и депрессирующих побочных элементов.

3. *Десорбция* урана. Заключается в том, что противоточно движению сорбента идет поток исходно-десорбирующего раствора, который обогащается ураном и на выходе из процесса получается товарный регенерат. В зависимости от применяемой для приготовления десорбирующего раствора кислоты различают серно-нитратную и азотно-нитратную схемы десорбции. В силу большей активности кислоты, азотно-нитратная схема имеет меньшее время десорбции.

4. *Денитрация* – процесс перевода сорбента из нитратной в сульфатную форму. Для этого производят обработку сорбента серноокислым раствором.

5. *Промывка* отрегенированного сорбента от остаточной кислотности осуществляется технической водой.

В ходе оптимизации технологического процесса режим насыщения сорбента практически не изменялся и содержание урана в насыщенном сорбенте ( $E_{\text{нас}}$ ) оставалось условно-постоянной.

Интерес представляли следующие показатели:

1. Остаточная емкость сорбента ( $E_{\text{ост}}$ , kg/t) – содержание урана в отрегенированном сорбенте.

2. Степень десорбции (%) – отношение разности содержаний урана в насыщенном и отрегенированном сорбенте к содержанию в насыщенном ( $(E_{\text{нас}} - E_{\text{ост}}) * 100\% / E_{\text{нас}}$ ).

3. Содержание урана в товарном регенерате ( $C_{\text{рег}}$ , g/l).

4. Содержания урана в исходно-десорбирующем растворе.

На качество процесса регенерации (в данном случае рассматриваем десорбцию, как основную стадию процесса регенерации) основное влияние оказывают реагентный состав исходно-десорбирующего раствора, время десорбции и соотношение Ж:Т.

Для отдельно взятых исходных условий уровень кислотности и нитратов в десорбирующих растворах может диктоваться наличием побочных депрессирующих элементов, технологически целесообраз-

ной степенью десорбции при приемлемом расходе химреагентов.

Данные, полученные в ходе проведения работы, приводили в сравнение с аналогичными урановыми производствами Навоийского ГКМ. В геотехнологическом руднике Северного рудоуправления основная доля участков с миниреагентным выщелачиванием урана. Более легкий минеральный состав растворов миниреагентного выщелачивания по сравнению с растворами серноокислотного выщелачивания аналогичных производств позволяет достигать большей степени извлечения полезных компонентов и насыщения сорбента при его вдвое превышающей остаточной емкости.

Избыточная кислотность десорбирующего раствора ведет к перерасходу аммиачной воды при нейтрализации товарного регенерата в процессе осаждения.

На УППР ГТР Северного рудоуправления при доводке применяется сгущение уранового концентрата. Из-за этого не достигается полного отделения маточников осаждения от товарного осадка. Увеличение содержания нитратов в десорбирующих растворах приведет к последующему увеличению регламентированного содержания в получаемом хим. концентрате.

Время десорбции непосредственно зависит от схемы десорбции, периодичности ведения и общего объема сорбента десорбционных колонн отделения.

Как уже отмечалось, различают серно-нитратную и азотно-нитратную схему десорбции. При азотно-нитратной схеме рекомендуемое время десорбции составляет 24 часа, при серно-нитратной схеме – 36 часов. За это время происходит максимальное извлечение полезного компонента из сорбента.

Периодичность ведения процесса определяется способом передвижения сорбента по цепочке регенерации. Передвижение сорбента (передвижка) условно разделяют на *периодическое* и *постоянное*.

При периодическом передвижении отделение регенерации несколько раз в сутки останавливают и передвигают сорбент по 15,0-25,0 м<sup>3</sup>. При этом происходит большая потеря времени из-за осушения колонн, малой скорости перекачивания эрлифтами, необходимости усадки сорбента в колоннах из-за зависания в напорных бункерах. Соответственно не происходит постоянного соприкосновения сорбента с потоком десорбирующих растворов (60-70% времени).

При постоянной передвижке сорбент в малых количествах (2,0-4,0 м<sup>3</sup>) с интервалом времени 0,5-1,5 часа в автоматическом режиме передвигается по цепочке регенерации. При этом растворы на денитрацию, десорбцию и донасыщение подаются постоянно. Скорость перекачки смолы эрлифтами при постоянном потоке в 2-3 раза больше. Обеспечива-

ется максимальное время соприкосновения сорбента с потоком десорбирующих растворов.

Общий объем сорбента в десорбционных колоннах (или объем десорбции) зависит от количества и размеров аппаратов в цепочке.

Отношение Ж:Т или коэффициент подачи исходно-десорбирующего раствора, - это отношение объема подаваемого раствора к объему передвигаемого сорбента.

При выборе оптимального коэффициента подачи в сочетании с реагентным составом определяющими факторами являются остаточная емкость смолы, рН и содержание полезного компонента в товарном регенерате.

**Анализ применяемого технологического режима и определение качественных и количественных показателей.**

В табл. 1 приведены параметры первоначально-го технологического режима и показатели процесса в процентном соотношении со средними значениями аналогичных производств.

По отношению к последним подсчитаны величины отклонений.

Из сравнения наглядно видно, что в Северном РУ кислотность и содержание нитратов исходно-десорбирующего раствора ниже, время десорбции значительно меньше, подача раствора больше. В результате имеется высокая остаточная емкость, низкие степень десорбции и содержание урана в товарном регенерате.

**2. Проведение работ по оптимизации процесса регенерации и анализ полученных результатов.**

Оценив имеющиеся технические возможности, состояние эксплуатируемого и резервного оборудования, наличие средств КИПиА, обеспеченность материалами и продолжительность изменения технологической обвязки, было принято решение вносить изменения в технологический режим и схему производства по этапам:

1. Изменение состава и подачи исходно-десорбирующего раствора.

2. Автоматизация процесса передвижки, переход

на постоянный режим десорбции.

3. Увеличение времени десорбции.

Интервал между каждым этапом составлял от 45 до 80 дней. Учитывая большую инерцию реагирования процесса на изменения и выход на стабильный режим, в учет и усреднение брались данные аналитического контроля после 10-15 дней со дня внедрения.

**Изменение состава и подачи исходно-десорбирующего раствора.**

На первом этапе оптимизации процесса регенерации были увеличены кислотность, содержание нитратов, снижен объем подачи исходно-десорбирующего раствора.

В табл. 2 представлены параметры и результаты внедренного изменения в сравнении с первоначальными данными в процентном соотношении.

В результате первого этапа получено снижение среднего остаточного содержания урана в отрегенированной смоле на 15,4%, увеличению содержа-

Таблица 1

Сравнение показателей производства

№	Название параметра, показателя	Ед. сравн.	УППР ГТР Сев. РУ	Аналог	Отклонение, 100*(4-5)/5, %
1	Кислотность исходно-десорбирующих растворов	%	100,0	340,0	- 70,5
2	Содержание нитратов в исх. дес. растворе	%	100,0	140,0	-28,6
3	Насыщение сорбента	%	100,0	68,4	+69,2
4	Ж:Т	%	100,0	66,2	+50,0
5	Режим десорбции	%	Периодический	Постоянный	
6	Время десорбции	%	100,0	180,0	-33,3
7	Остаточное содержание урана в отрегенированном сорбенте.	%	100,0	53,8	+160,0
8	рН товарного регенерата	%	100,0	82,4	+36,0
9	Степень десорбции.	%	100,0	103,2	-3,0
10	Содержание урана в товарном регенерате	%	100,0	155,6	-35,7
11	Содержание рения в исх. десорбирующем растворе	%	100,0		

Таблица 2

Результаты оптимизации 1 этапа

№	Название параметра, показателя	Ед. сравн.	Первоначальные значения	После 1 этапа	Изменение, 100х(5-4)/4, %
1	Насыщение сорбента	%	100,0	100,0	0
2	Режим десорбции	%	Периодический		0
3	Время десорбции	%	100,0	100,0	0
4	Остаточное содержание урана в сорбенте.	%	100,0	84,6	-15,4
5	рН товарного регенерата	%	100,0	94,1	-5,9
6	Степень десорбции.	%	100,0	101,1	+1,1
7	Содержание урана в товарном регенерате	%	100,0	122,2	+22,2
8	Содержание рения в исх.-десорб. растворе	%	100,0	142,8	+42,8

Таблица 5

Сравнение качественных показателей

№	Название показателя	Первоначальные значения	Значения после этапов оптимизации			Изменения, %	Средние значения аналогичного производства	Отклонения до оптимизации, %	Отклонения после оптимизации, %
		0	1	2	3				
1	Содержание урана в насыщенном сорбенте	100,0	100,0	100,0	100,0	0,0	68,4	-31,6	-31,6
2	Остаточное содержание урана в отрегенированном сорбенте	100,0	84,6	78,4	72,1	-27,9	53,8	-46,2	-25,4
3	Степень извлечения урана из насыщенного сорбента	100,0	101,1	101,6	102,1	2,1	103,2	3,2	1,1
4	Содержание урана в товарном регенерате	100,0	122,2	144,4	161,1	61,1	155,6	55,6	-3,4
5	Содержание рения в исходно-десорбирующем растворе	100,0	142,8	199,9	242,7	142,7		-100,0	

Таблица 3

Результаты оптимизации 2 этапа

№	Название параметра, показателя	Ед. сравн.	После 1 этапа	После 2 этапа	Изменение, 100x(5-4)/4, %
1	Насыщение сорбента	%	100,0	100,0	0
2	Ж:Т	%	100,0	100,0	0
3	Режим десорбции	%	периодический	постоянный	0
4	Время десорбции	%	100,0	140,0	+40,0
5	Остаточное содержание урана в сорбенте.	%	84,6	78,4	-9,1
6	pH товарного регенерата	%	94,1	88,2	-6,25
7	Степень десорбции.	%	101,1	101,6	+0,53
8	Содержание урана в товарном регенерате	%	122,2	144,4	+18,2
9	Содержание рения в исх.-десорб. растворе	%	142,8	199,9	+40,0

КИПиА и запуск системы передвижки сорбента в автоматическом режиме, обеспечена постоянная десорбция.

В табл. 3 представлены параметры и результаты внедренного изменения в сравнении с результатами первого этапа.

При достигнутом снижении остаточного содержания в сорбенте на 9,1% наблюдается увеличение содержания урана в товарном регенерате (на 18,2%) и содержания рения в исходно-десорбирующем растворе (на 40,0%).

**Увеличение времени десорбции.**

На третьем этапе было произведено удлинение цепочки и увеличение времени десорбции. В табл. 4 представлены параметры и результаты внедренного изменения в сравнении с результатами второго этапа.

**3. Оценка влияния внесенных изменений на совместное движение компонентов в системе.**

В табл. 5 приведены первоначальные качественные показатели до и после проведения этапов оптимизации процесса регенерации сорбента, сравнение со средними показателями

аналогичных производств.

Результаты проведенной работы показывают, что изменение параметров, определяющих качество регенерации, дало положительный эффект. Увеличение степени десорбции со 100,0% до 102,1% привело к увеличению содержания урана в товарном

ния урана в товарном регенерате на 22,2%, увеличению содержания рения в исходно-десорбирующем растворе на 42,8%.

**Автоматизация процесса передвижки сорбента, переход на постоянный режим десорбции.**

Следующим этапом была произведена необходимая обвязка системы передвижки приборами

Таблица 4

Результаты оптимизации 3 этапа

№	Название параметра, показателя	Ед. сравн.	После 2 этапа	После 3 этапа	Изменение, 100x(5-4)/4, %
1	Насыщение сорбента	%	100,0	100,0	0
2	Ж:Т	%	100,0	100,0	0
3	Режим десорбции	%	постоянный	постоянный	0
4	Время десорбции	%	140,0	150,0	+7,1
5	Остаточное содержание урана в сорбенте.	%	78,4	72,1	-8,0
6	pH товарного регенерата	%	88,2	88,2	0
7	Степень десорбции.	%	101,6	102,1	+0,53
8	Содержание урана в товарном регенерате	%	144,4	161,1	+11,5
9	Содержание рения в исх.-десорб. растворе	%	199,9	242,7	+21,4

регенерате на 61,1% и рения в исходно-десорбирующем растворе на 142,9%. При этом содержание урана в товарном регенерате поднялось до уровня средних значений аналогичных производств урановой отрасли.

На рис. показаны изменения остаточной емкости, содержания урана в товарном регенерате, содержания рения в исходно-десорбирующем растворе и степени извлечения урана из насыщенного сорбента в ходе оптимизации процесса регенерации.

**Выводы:**

1. В связи с относительно высоким (до 60%) попутным извлечением рения на урановый сорбент, актуальным становится поиск методов, для оптимизации системы совместного движения урана и рения в технологическом процессе. Целью данного воздействия является увеличение степени извлечения рения из насыщенного сорбента. Данный вопрос разрешим только при параллельном увеличении степени извлечения урана.

2. Объем сорбента на десорбции значительно уступает расчетному значению для сернокислотной схемы. Учитывая также, что остаточное содержание урана в отрегенированном сорбенте остается почти в 2 раза больше среднего значения других урановых производств НГМК (табл. 5), необходимо продолжить увеличение времени десорбции.

**Перспективы:**

1. В текущем году на УППР ГТР Северного рудоуправления запланирован переход на азотно-нит-

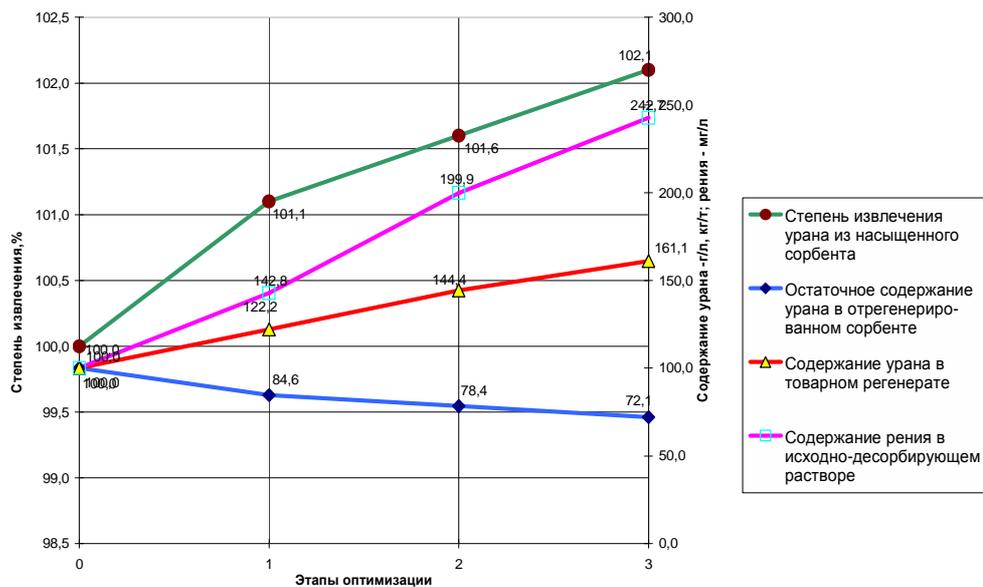


Рис. Изменение качественных показателей процесса регенерации в результате проведения этапов оптимизации

ратную десорбцию.

По предварительным расчетам все качественные показатели процесса поднимутся выше уровня средних значений аналогичных производств. При этом ожидается увеличение содержания рения в 1,5-2,0 раза.

2. Данная работа была проведена для создания необходимой теоретической и практической базы, подбора оптимальных условий для комплексной переработки продуктов подземного выщелачивания.

В настоящее время ведутся лабораторные работы для создания опытной установки попутного извлечения рения, которая предусматривает параллельное подключение к переделам технологического процесса перерабатывающего комплекса.

В существующих экономических условиях комплексный подход к переработке продуктов подземного выщелачивания будет определяющим в дальнейшем развитии горнодобывающей отрасли.

УДК 622

© Глотов Г.Н. 2010 г.

## ДЕТЕРМИНИРОВАННАЯ ДИНАМИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ГЕОТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА

Глотов Г.Н., зам. главного геолога НГМК, канд. техн. наук

Предлагается выраженная в формулах концепция геотехнологии подземного выщелачивания (ПВ) урана разработанная автором детерминированной динамической модели ПВ, в которой показаны взаимосвязь и взаимообусловленность ее составных частей: кинетики,

массопереноса и гидродинамики процесса подземного выщелачивания (ПВ) [1, 2].

Скважинные системы отработки способом ПВ характеризуются специфическими характеристиками, так называемыми геотехнологическими по-

казателями (ГТП) ее работы. Одни и те же системы в зависимости от ее технических параметров и конкретных геолого-гидрогеологических условий объекта отработки будут характеризоваться разными геотехнологическими показателями. Соответственно, при идентичных геолого-гидрогеологических условиях различия параметров систем отработки будут приводить к изменению геотехнологических показателей, которые служат основой для расчетов технико-экономических показателей (ТЭП) любой системы разработки и оценки ее эффективности.

Таким образом, геотехнологические показатели являются первоосновой для всех последующих расчетов и анализа работы той или иной системы разработки, сопоставления систем и выбора оптимального варианта расположения скважин, схем вскрытия и режимов отработки.

Основные геотехнологические показатели, характеризующие работу любой системы разработки:

1. Общее время работы системы, складывающееся из периода, так называемого закисления (подготовки) и времени непосредственной эксплуатации (время закисления соответствует периоду от начала работы системы до момента появления в откачных скважинах растворов, содержание полезного компонента (ПК) в которых соответствует минимально допустимой, с позиции экономической целесообразности переработки, величине; время эксплуатации соответствует периоду, на протяжении которого в откачные скважины поступает раствор с концентрацией ПК выше их минимально допустимой величины).

2. Коэффициент извлечения ПК из недр за общее время работы системы.

3. Среднее значение концентрации ПК в продуктивных за время работы системы.

4. Объем продуктивных растворов, полученных из откачных скважин за время работы системы.

5. Расход рабочего реагента на одну тонну выщелачиваемой горнорудной массы.

6. Расход или удельный расход рабочего реагента на один кг ПК.

На предприятиях комбината накоплен уникальный эмпирический материал по объему и информативности – обработаны сотни эксплуатационных блоков с применением различных технологий ПВ, различных схем вскрытия, межрядных и межскважинных расстояний, режимов эксплуатации. Отработаны рудные залежи (их части) с широким диапазоном природных параметров и условий залегания, отражающих специфические условия практически всех встречающихся в регионе морфогенетических, геолого-гидрогеологических и геотехнологических типов и сортов руд. Весь этот материал объективно и в скрытой форме несет ин-

формацию о закономерностях протекания процессов ПВ в различных природных средах (типов разрез).

На основе этого фактического материала разработана динамическая детерминированная модель ПВ урана. В качестве метода детерминированного моделирования выбран функциональный анализ, который предопределил исследование причинно-следственных связей процесса ПВ, исходя из физико-химических закономерностей, протекающих в естественных природных средах. Для описания динамики процессов ПВ разработаны (составлены) уравнения гидродинамики, кинетики выщелачивания и массопереноса. Найденные решения систем уравнения дали искомое соотношение между входными и выходными параметрами ПВ в динамике его развития (протекания). Анализ результатов отклика системы на изменение ее входных параметров позволяет осуществлять целенаправленное управление и оптимизацию параметров системы ПВ.

В процессе анализа эмпирического материала разработан ряд оригинальных методик:

- по определению (расчету) эффективной мощности в выщелачивающем объеме горнорудной массы;

- по оценке геотехнологических свойств залежей ПИ (их частей);

- по оценке фильтрационных свойств рудовмещающих горизонтов;

- по оценке коэффициентов радиоактивного равновесия руд;

- по определению характера проницаемости рудного пласта в динамике отработки блоков ПВ в зависимости от применяемых технологий и карбонатности среды;

- по обоснованию и определению геотехнологического параметра ПВ - интенсивности фильтрационной проработки горнорудной массы.

В результате выполненного анализа разработана детерминированная динамическая модель ПВ, которая качественно и количественно отражает (вскрывает) взаимосвязь и взаимообусловленность природных, технических, геотехнологических параметров, участвующих в процессе ПВ, с его геотехнологическими выходными показателями.

Для описания динамики процесса ПВ, протекающего в естественных условиях в зависимости от природных, технических параметров и условий залегания залежей ПИ, разработаны следующие формулы общего вида (вывод их здесь не приводится) для определения (расчета) основных геотехнологических показателей ПВ:

1. Время отработки блоков, ячеек:

$$t = \frac{\left(\frac{a}{C_k} + b\right) \cdot \left(\frac{mc}{M_g} + \Delta c\right)}{J^i}, \text{ квартал,} \quad (1)$$

где  $C_k$  - средняя концентрация реагента в выщелачивающих растворах, %;

$\frac{mc}{M_3}$  - приведенное содержание урана в выщелачиваемом объеме горнорудной массы, %;

$J$  - интенсивность фильтрационной проработки

одной тонны горнорудной массы выщелачивающими растворами  $\frac{m^3}{t \cdot kW}$ , в свою очередь  $j$  представлена следующим выражением:

$$J = \frac{2200 \cdot V_{0(3)} \cdot K_u}{S_{яч} \cdot M_{эф} \cdot j},$$

где 2200 - кварталный фонд времени работы технологической скважины, h;

$V_{0(3)}$  - производительность откачной (закачной) скважины,  $m^3/h$ ;

$K_u$  - коэффициент использования технологической скважины, доли ед;

$S_{яч}$  - площадь эксплуатационной ячейки,  $m^2$ ;

$M_{эф}$  - эффективная мощность горнорудной массы прорабатываемой растворами, т;

$j$  - объемная масса выщелачиваемой горнорудной массы,  $t/m^3$ ;

$a, v, \Delta c, i$  - эмпирические кинетические коэффициенты, для них характерны численные значения ( $a, v, \Delta c > 0$  и  $i > 1$ ), они несут следующую смысловую нагрузку:

-  $a$  и  $v$  - отражают реагентоемкость (кислотоёмкость) природных сред, в которых реализуется процесс ПВ. Количественно зависят от вещественного, химического, минералогического состава и прочих свойств горнорудной массы, от применяемых реагентов в технологиях ПВ, от времени контакта выщелачивающих растворов с горнорудной массой (уровнем отработки запасов урана в эксплуатационных ячейках, блоках) (рис.);

-  $\Delta c$  - забалансовые запасы урана с содержанием ПК менее 0,01%;

-  $i$  - коэффициент (степенной показатель) отражает гидродинамику процесса ПВ.

Из формулы 1 следует, что при увеличении приведенного содержания урана, время отработки возрастает, с увеличением концентрации выщелачивающего реагента (комплексообразователя) в растворах и интенсивности фильтрационной проработки - уменьшается. На основе этой зависимости можно сделать вывод о том, чем меньше затрачивается времени для достижения конечного результата в одинаковых геолого-гидрогеологических условиях и при одинаковых схемах и режимах отработки, тем эффективней протекает процесс ПВ, т.е. геотехнологические показатели ПВ можно рассматривать как функцию взаимодействия выщелачивающих растворов с рудовмещающими средами во времени.

2. Расход растворов на одну тонну выщелачиваемой горнорудной массы (или, то же самое - отношение жидкого к твердому Ж:Т):

$$f = \frac{\left(\frac{a}{C_k} + v\right) \cdot \left(\frac{mc}{M_3} + \Delta c\right)}{j^{i-1}}, m^3/t. \quad (2)$$

Из формулы 2 видно, что этот важный геотехнологический показатель процесса ПВ увеличивается с ростом значения параметра приведенного содержания урана, а его уменьшение связано с увеличением интенсивности фильтрационной проработки горнорудной массы и концентрации реагента (комплексообразователя) в выщелачивающих растворах.

3. Расход реагента на одну тонну выщелачиваемой горнорудной массы (или, то же самое - удельная реагентоемкость)

$$q_m = \frac{(a + v \cdot C_k) \cdot \left(\frac{mc}{M_3} + \Delta c\right)}{j^{i-1}} \cdot 10, kg/t. \quad (3)$$

Данная формула показывает, что увеличению этого показателя способствует рост приведенного содержания урана, его уменьшение определяется увеличением интенсивности фильтрационной проработки, повышение же кислотности выщелачивающих растворов (при сернокислотной технологии) влечет за собой увеличение этого геотехнологического показателя (так как  $a$  и  $v > 0$ ), но рост его значений при усиленных режимах кислотности растворов на стадии закисления (подготовки) блоков ПВ 30-50 g/l отстает от темпов сокращения времени их отработки, вот почему усиленные режимы на стадии закисления проводят к интенсификации процесса ПВ и к снижению удельных затрат кислоты на конечный уровень отработки за-

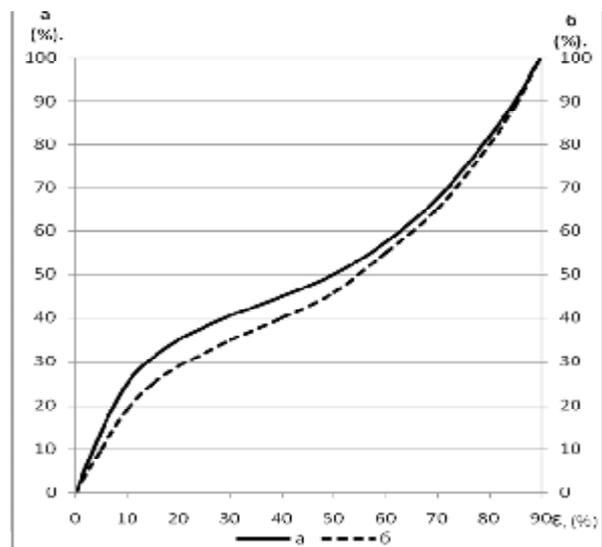


Рис. Динамика изменения кинетических коэффициентов  $a$  и  $b$  от уровня ( $e$ ) отработки запасов урана в ячейках, блоках ПВ

пасов урана.

4. Расход реагента на добычу одного кг урана:

$$q = \frac{(a + v \cdot C_k) \cdot (1 + \frac{\Delta c}{mc})}{j^{i-1} \cdot e_{гп}} \cdot \frac{M_3}{M_3}, \text{ kg/kg}, \quad (4)$$

где  $e_{гп}$  – уровень извлечения запасов урана в готовую продукцию, доли ед.

Формула 4 показывает, что этот геотехнологический показатель процесса ПВ уменьшается с ростом приведенного содержания урана и интенсивности фильтрационной проработки; повышение кислотности растворов (при сернокислотной технологии) влечет за собой его увеличение. В то же время усиленные режимы кислотности на стадии закисления (подготовки блоков ПВ 30-50 г/л) приводят к уменьшению этого показателя на плановый уровень отработки запасов урана. Уменьшение величины приведенного содержания урана влечет за собой увеличение расхода реагента на добычу одного кг урана.

5. Среднее содержание урана в продуктивных растворах:

$$C_p = \frac{e_p \cdot \frac{mc}{M_3} \cdot 10^4}{(\frac{a}{C_k} + \epsilon) \cdot (\frac{mc}{M_3} + \Delta c)} \cdot \frac{1}{j^{i-1}}, \text{ mg/l}, \quad (5)$$

где  $e_p$  – планируемый уровень извлечения урана в раствор, доли ед.;

$10^4$  – пересчетный коэффициент из % в мг/л.

Формула (5) показывает, что увеличение значений приведенного содержания урана, интенсивности фильтрационной проработки и концентрации реагента (комплексообразователя) в рабочих растворах приводит к повышению содержания урана в продуктивных растворах.

Из формул 1-5, определяющих результаты процесса ПВ, видно, что основной (ведущей) из них является первая, описывающая время отработки, из которой последовательно выводятся (после соответствующих математических преобразований) и все остальные. Этим подчеркивается взаимосвязь и взаимообусловленность геотехнологических показателей в динамике ПВ. Формулами 1-3 определяется линейная зависимость, формулой 4 – гиперболическая, а формулой 5 – параболическая зависимость геотехнологических показателей от исходных данных ПВ.

Для гидрогенных месторождений урана, рудных залежей (их частей), обрабатываемых способом подземного выщелачивания, характерен широкий диапазон изменчивости природных геолого-гидрогеологических параметров и условий их залегания, которые существенным образом влияют на эффективность их отработки (геотехнологические показатели ПВ). Основными из них являются:

- запасы урана (в особенности раздельно в проницаемых и непроницаемых рудах);
- формы и размер рудных тел;
- содержание урана в руде;
- характер распределения урана по литолого-фильтрационным типам руд;
- мощность рудных залежей;
- глубина и условия залегания руд;
- проницаемость руд и вмещающих пород, их соотношение;
- уровень подземных вод;
- мощность рудовмещающего горизонта;
- положение руды в рудовмещающем горизонте;
- гранулометрический, химический, минералогический состав руд и вмещающих пород;
- контрастность содержаний руд в рудной залежи;
- температура пластовых вод;
- степень окисленности руд (4-х и 6-ти валентной формы урана).

Приведенный перечень параметров и геолого-гидрогеологических условий не исчерпывает всего многообразия влияющих на подземное выщелачивание их сочетаний.

Реализация этих условий и параметров в самых широких диапазонах их изменчивости осуществима в детерминированной динамической модели ПВ через разработанную методику определения правочных коэффициентов, что делает модель универсальной для применения ее к любым объектам ПВ. Разработанная модель ПВ прошла испытание на фактических материалах 40 отработанных блоков ПВ: адекватность модели к реальным условиям (геотехнологическим показателям) составляет от 90% и выше.

На основании вышеизложенного представляется возможным сделать основной вывод, сформулированный в виде закона геотехнологии подземного выщелачивания урана для объектов ПВ: «Геотехнологические показатели ПВ ( $t, f, q_m, q, C_p$ ) прямо пропорциональны произведению кинетики и массопереноса и обратно пропорциональны гидродинамики процессов ПВ, протекающих в естественных природных условиях».

#### Список литературы:

1. Разработка и внедрение модели процессов подземного выщелачивания гидрогенных месторождений урана с целью прогнозирования геотехнологических показателей. Готов Г.Н. диссертация. фонды НГМК.
2. Методическое руководство для проектирования скважинных систем на предприятиях НГМК, разрабатывающих пластово-инфильтрационные месторождения урана способом подземного выщелачивания. Готов Г.Н., Еременко А.Н., Скрипник А.Б., 1998 г., фонды НГМК.

# ЗАДАЧИ ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ ДЛЯ ОБОСНОВАНИЯ ЗАХОРОНЕНИЯ ПРОМЫШЛЕННЫХ СТОКОВ В ВОДОНОСНЫЕ ГОРИЗОНТЫ

Туляганов Б.И., ведущий гидрогеолог ГП НПЦ «Геология урана и редкоземельных металлов», канд. геол.-мин. наук; Кадыр-ходжаев А.Ф., директор ГП НПЦ «Геология урана и редкоземельных металлов»

**Введение.** Ежегодно на поверхность суши земного шара выпадает 110 тыс. км<sup>3</sup> осадков [1]. Этого огромного количества было бы достаточно, чтобы с легкостью удовлетворить потребности всех людей на планете - если бы вода появлялась там, тогда, где и когда она нужна людям.

Однако большую ее часть невозможно использовать, а остальная распределена неравномерно (рис. 1).

Более половины осадков (61,1% от общего количества, в т.ч. – 56% просачивается в почву, 5,1% попадает естественным путем на поля и фермы), выпадающих на поверхность суши, недоступны для использования, поскольку вода поглощается почвой и растениями, затем испаряется обратно в воздух. Эту часть осадков условно называют «зеленой водой».

Оставшаяся часть (38,8% от общего количества) осадков, которые условно называют источником «голубой» воды, доступны для использования до того, как испарится, или достигнет океана (36,0% попадает в океаны). Эти осадки скапливаются в реках, озерах, болотах и в виде подземных вод. Сельскохозяйственное орошение (1,4% отводится искусственно на орошение) составляет основной вид потребления.

Города и промышленность поглощают незначительное количество (лишь 0,1%) от общих ресурсов пресной воды, однако порождаемый ими большой локальный спрос нередко лишает окрестности доступных источников воды.

Значительная часть этих вод (1,3%) испаряется с открытой поверхности водоемов. Непосредственно используются людьми для своих хозяйственно - бытовых нужд лишь 1,5% общего количества осадков.

По обильности источников воды территории подразделяются на:

- территории, где достаточное количество воды;
- территории, находящиеся под угрозой «физического» недостатка воды;
- территории, где имеется «физический» недостаток воды (когда потребность в воде превышает ее наличие);
- территории, где имеется «экономический» недостаток воды (когда недостаточная техническая грамотность или недостаток средств ограничивают доступ к воде даже при наличии достаточных ее источников).

Узбекистан относится к регионам страдающими от той или иной степени «физического» недостатка воды, то есть на большей ее части отмечается неравномерное и недостаточное количество атмосферных осадков в годовом разрезе, в связи с чем, вопросы охраны природных (водных) ресурсов от загрязнения приобретают особо актуальное значение. Республика располагает огромными запасами минерально-сырьевой базы для развития горной промышленности. На базе разведанных запасов топливно-энергетического, горнорудного и химического сырья, строительных материалов, подземных вод работают более 370 нефтегазовых промыслов, шахт, рудников, карьеров и около 300 водозаборов пресных подземных вод [2].

Известно, что основным источником загрязнения подземных и поверхностных водоемов и водо-

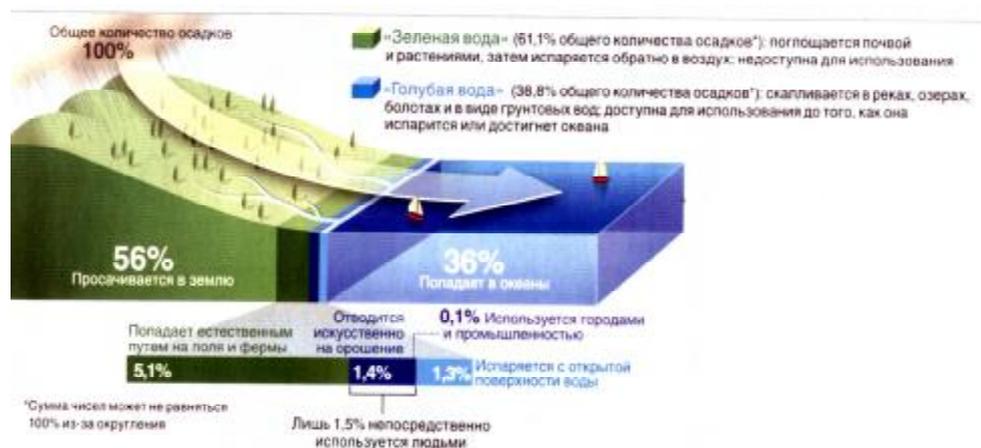


Рис. 1. Распределение общего количества атмосферных осадков выпадающих на земную поверхность

токов являются промышленные и попутные воды, сбрасываемые в избыточном количестве без очистки или с неполной очисткой.

Подземное захоронение жидких отходов производства (промстоков) является важным и действенным природоохранным мероприятием, так как направлено на удаление таких отходов из среды непосредственного обитания человека и предотвращение неизбежного загрязнения поверхностной гидросферы и подземных вод зоны активного водообмена.

Глубинное захоронение состоит в нагнетании промстоков через буровые скважины в геологические горизонты, обладающие коллекторскими свойствами и изолированными слоями слабопроницаемых пород от поверхности и горизонтов пресных подземных вод.

**Требования и основные задачи захоронения промышленных стоков.** Коренное решение вопроса обезвреживания промышленных и попутных вод заключается в совершенствовании и внедрении технологических процессов производства на промышленных предприятиях, уменьшающих количество и токсичность жидких отходов, в разработке и осуществлении методов извлечения и полезного использования веществ, содержащихся в них, и в повышении санитарной и технико-экономической эффективности методов очистки с использованием очищенных стоков в системах производственного оборотного водоснабжения предприятия.

Особо токсичные, радиоактивные и трудно поддающиеся очистке концентрированные стоки, технология очистки которых слабо разработана как за рубежом, так и в нашей республике, в последние годы все чаще захороняют в недра земли.

В настоящее время известны несколько способов захоронения (удаления) промстоков в недра земли [3]:

- 1) в зону аэрации;
- 2) в отложения каменной соли;
- 3) в глинистые слоистые и сланцеватые породы;
- 4) в водоносные горизонты зоны замедленного водообмена и застойного режима, содержащие соленоватые и соленые воды и рассолы.

Наибольшее применение нашел последний способ, поэтому в настоящей статье рассматриваются только вопросы, относящиеся к гидрогеологическим и инженерно-геологическим исследованиям для обоснования захоронения промстоков в глубокие водоносные горизонты.

Проблема захоронения промстоков в глубокие водоносные горизонты многогранна и включает большое количество вопросов, соприкасающихся с различными областями знаний:

- изучение геологического строения, гидрогеологических и инженерно-геологических условий с целью выявления возможных поглощающих горизонтов;

- бурение и исследование скважин для определения их приёмности и гидрогеологических параметров водоносных горизонтов;

- лабораторные исследования для изучения физико-химических свойств водоносных горизонтов и разделяющих их слабопроницаемых отложений;

- изучение взаимодействия промышленных стоков с горными породами и пластовыми водами;

- прогноз изменения приёмности скважин во времени и миграции отдельных компонентов сточных вод в подземных водах;

- обеспечение санитарной безопасности в районах полигонов захоронения промстоков и ряд других.

Согласно закону «О недрах» (ст. 39) к основным требованиям относятся [4]:

- использование недр должно осуществляться в соответствии с утвержденными в установленном порядке техническими проектами;

- при эксплуатации недр должно обеспечиваться обезвреживание или локализация в определенных границах отходов и сточных вод, а также должны применяться меры по предотвращению их проникновения в горные выработки, на земную поверхность, в атмосферный воздух и водные объекты.

Следовательно, к глубинному захоронению предъявляются определенные требования, прежде всего в части защиты поверхностных и пресных подземных вод, залегающих в верхней части геологического разреза. Это требование может быть выполнено, если захоронение осуществляется в благоприятных для этих целей геологических условиях, обеспечивающих изоляцию размещаемых в глубоких горизонтах промстоков от поверхности и горизонтов пресных вод, а скважины, используемые для нагнетания промстоков, исключают возникновение вертикальных перетоков вдоль их стволов между пластом-коллектором и неглубокозалегающими горизонтами.

Это требование реализуется в установлении горного отвода для целей захоронения, в границы которого включается область распространения промстоков в поглощающем горизонте – пласте-коллекторе и вышележащий резервный, так называемый «буферный» горизонт, а также область геологической среды на участке нагнетательных скважин от кровли «буферного» горизонта до поверхности. Для проверки выполнения этого требования предусматривается сеть наблюдательных скважин в области горного отвода и у его границ. В наблюдательных скважинах выполняется отбор проб подземных вод с последующим определением их остатков, геофизические и гидродинамические измерения.

Осуществляется контроль технического состояния нагнетательных и наблюдательных скважин. Результаты наблюдений используются для подтверждения локализации отходов и оптимизации

режимов захоронения.

Система наблюдений, обработки данных и принятия на этой основе управленческих решений, включая проведение различных геолого-технических мероприятий, носит название мониторинга.

В США применяется несколько иной подход к захоронению промстоков. В соответствии с Законом о защите пресных подземных вод (Safe Drinking Water Act) основным объектом контроля являются горизонты пресных подземных вод, залегающие выше используемого коллекторского горизонта (зоны инъекции) [5]. Поэтому наблюдательные скважины вскрывают преимущественно горизонты пресных вод и горизонты, залегающие непосредственно под ними. Распространение промстоков в пределах коллекторского горизонта, содержащего минерализованные воды, строго не ограничивается. Результаты прогнозных расчетов с использованием моделей, верифицированных по данным наблюдений на начальном периоде захоронения и одобренных независимой экспертизой, считаются достаточными для формирования представлений о масштабах распространения промстоков и оценок последствий захоронения. Подобный подход позволяет снизить количество дорогостоящих глубоких наблюдательных скважин (преимущественно более 1000 м) и тем самым уменьшить количество точек потенциальной связи глубоких горизонтов минерализованных вод с горизонтами пресных вод, которая может возникнуть при ухудшении технического состояния скважин. В связи с большими масштабами применения глубинного захоронения промстоков в США Агентством по охране окружающей среды (EPA) разработаны федеральная и региональная программы контроля глубинного захоронения промстоков (Underground Injection Control), эффективно регулирующие применение этой технологии.

При осуществлении мониторинга и оценках последствий захоронения с учетом нормативно-правовых документов наиболее часто возникает два основных вопроса: по каким критериям установить контур распространения промстоков для доказательства выполнения основного требования о локализации промстоков в границах горного отвода, и как получить достоверные сведения о содержании компонентов промстоков в пласте-коллекторе, используемом для захоронения, или в других контролируемых горизонтах.

Первая задача весьма важна, поскольку в соответствии с мнением ряда экспертов и судебными реше-

ниями выход промстоков за пределы границ отвода является основанием для предъявления требований о прекращении захоронения или возникновения обязанностей внесения платежей недропользователем за негативное воздействие на окружающую среду.

**Метод захоронения в глубокие водоносные горизонты.** Метод удаления промышленных стоков в глубокие водоносные горизонты состоит в нагнетании их в пласт через специальные, соответствующим образом оборудованные скважины. В отдельных случаях закачка промстоков осуществляется через пробуренные для других целей скважины (поисковые, разведочные, эксплуатационные), если их оборудование отвечает техническим условиям, предъявляемым к поглощающим скважинам [3].

Глубокий водоносный горизонт, намечаемый для захоронения промстоков, не должен содержать подземных вод, пригодных для водоснабжения, бальнеологических целей, извлечения полезных компонентов. Он должен быть надежно изолирован слабопроницаемыми породами от выше- и нижележащих водоносных горизонтов в пределах полигона захоронения и санитарно-защитных зон вокруг него (рис. 2).

Наличие слабопроницаемых отложений, изолирующих водоносный горизонт-коллектор от выше- и нижележащих горизонтов, является одним из основных факторов, определяющих возможность захоронения промышленных стоков. Для большей надежности желательно иметь между водоносным горизонтом-коллектором и эксплуатирующимся для водоснабжения водоносным горизонтом «буферный» горизонт, содержащий воду, непригодную для

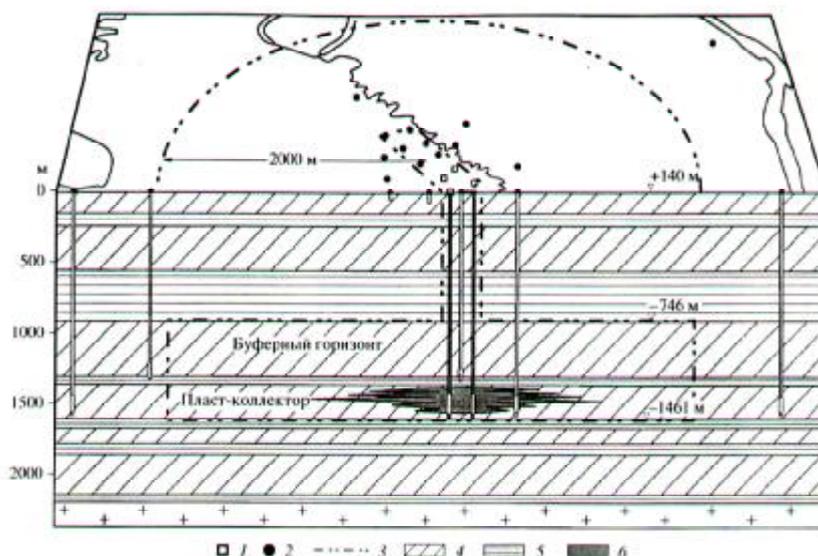


Рис. 2. Принципиальная схема глубинного захоронения промышленных отходов. Скважины: 1-нагнетательные, 2-наблюдательные; 3-границы горного отвода. Горизонты: 4-проницаемые, 5-слабопроницаемые (водоупоры); 6-область распространения промстоков в пласте-коллекторе

использования.

Метод захоронения в глубокие водоносные горизонты направлен на охрану природных ресурсов от загрязнения. Поэтому выбор участка для захоронения следует проводить с учетом перспектив развития экономики района, так как водоносный горизонт, в который закачиваются токсичные вещества, надолго выходит из сферы хозяйственного использования для других целей.

В пределах территорий, благоприятных с точки зрения геологического строения для подземного захоронения промстоков, должны быть развиты осадочные или вулканогенно-осадочные отложения, имеющие спокойные условия залегания. Наличие тектонических нарушений, особенно дизъюнктивных, осложняет процесс захоронения, так как способствует перетеканию пластовых вод из одного водоносного горизонта в другой. Поэтому наиболее благоприятны для захоронения обширные территории платформ и краевых прогибов. Горноскладчатые области, характеризующиеся сложными условиями залегания и высокой степенью метаморфически слагающих их пород, как правило, неблагоприятны для этих целей. Исключение составляют отдельные межгорные и предгорные впадины.

Для захоронения используются водоносные горизонты, приуроченные к зоне застойного режима или, в отдельных случаях, замедленного водообмена. Характерным признаком таких водоносных горизонтов является повышенная минерализация пластовых вод и небольшие естественные скорости движения.

В настоящее время большое значение приобретает вопрос не только принципиальной возможности захоронения промстоков, но и о возможности удаления больших объемов, достигающих десятков тысяч кубических метров в сутки.

Возможность удаления сточных вод при наличии глубокого водоносного горизонта-коллектора лимитируется его глубиной залегания и фильтрационными свойствами, определяющими приёмистость скважины. Глубина залегания водоносного горизонта является существенным фактором при определении возможности захоронения. Она должна с одной стороны обеспечить санитарную безопасность, а с другой – техническую осуществимость захоронения.

В отношении минимальной глубины залегания, допустимой для удаления промстоков, нет твердых критериев. Одними исследователями она принимается равной 300-400 м, другие считают, что минимальная глубина залегания должна быть не менее 800-900 м. Небольшие глубины залегания создают опасность выхода промстоков на дневную поверхность или в вышележащие горизонты. Значительные глубины усложняют процесс захоронения. Поэтому в каждом отдельном случае глубина скважины должна определяться исходя из особенностей

геологического строения, сложностью гидрогеологических и инженерно-геологических условий месторождения [6], объема и степени токсичности промышленных стоков, подлежащих закачке.

Приёмистость нагнетательной скважины и в особенности стабильность приёмистости во времени зависят от фильтрационных свойств водоносного горизонта и состояния призабойной зоны. Промышленные сточные воды, предназначенные для захоронения, содержат обычно растворенные минеральные соли, органические вещества, механические примеси и бактерии. Химические реакции, которые происходят при взаимодействии сточных вод с водоносным горизонтом, приводят к выпадению осадка, выделению тепла и др. Это, а также рост бактерий вызывает кольматацию призабойной зоны скважины и снижение ее приёмистости. Для предупреждения кольматации призабойной зоны скважины требуется изучение совместимости подлежащих удалению промстоков с подземными водами и водовмещающими породами и соответствующая подготовка промстоков для захоронения.

Захоронение осуществляется путем нагнетания или, в отдельных случаях, свободного налива сточных вод. Поглощение происходит за счет упругого сжатия воды или искусственного снижения пластового давления. Для удаления сточных вод в зависимости от их объема используются одиночные или группы поглощающих скважин, а также взаимодействующие между собой системы нагнетательных и разгрузочных скважин. Последние позволяют с помощью периодической откачки пластовых вод понижать пластовое давление. Наибольшее распространение получила закачки без разгрузки, так как пластовые воды глубоких горизонтов, пригодных для удаления промстоков, обычно имеют высокую минерализацию и сброс их в зону пресных вод или на поверхность земли недопустим. Удаление промышленных стоков может также производиться в них пластового давления. Этот случай является наиболее благоприятным, так как, с одной стороны, исключает необходимость использования пресных вод для закачки, а с другой – облегчает процесс закачки промстоков, благодаря понижению пластового давления за счет отбора нефти и газа.

В зависимости от геолого-гидрогеологических условий, а также объема закачиваемых промстоков могут быть различные варианты взаимного расположения скважин (линейный ряд, кольцевая батарея и т.д.). Технические условия бурения скважин должны обеспечить полноценное вскрытие водоносного горизонта, надежную изоляцию его от вышележащих и нижележащих водоносных горизонтов, нормальную эксплуатацию в течение расчетного срока.

При захоронении промышленных стоков требуется создание санитарно-защитных зон вокруг района удаления, которые определяют величину огра-

ничений в использовании природных ресурсов, а также организация наблюдений за режимом работы эксплуатационных скважин, распространением проток по пласту, изменением гидродинамических и гидрохимических условий соседних горизонтов, основным показателем нормальной работы поглощающей скважины служит стабильность ее приёмности и давления на устье.

Для наблюдения за миграцией стоков по пласту и в соседние водоносные горизонты бурятся наблюдательные скважины, количество которых зависит от гидрогеологических условий, степени токсичности закачиваемых проток, их объема, физико-химических свойств водоносного горизонта и др.

**Этапы и методы геотехнологических исследований (мониторинг), планируемых в специальных оборудованных скважинах.** Метод захоронения в глубокие водоносные горизонты направлен на охрану природных ресурсов от загрязнения, поэтому проектируемые работы по депонированию промышленных отходов должны быть организованы в соответствии с Законами «О недрах», «Об охране природы», «О государственном санитарном надзоре», «Об отходах», «О воде и водопользовании», «Об охране атмосферного воздуха», «Об охране и использовании животного мира», «Об охране и использовании растительного мира» [7] и ряда Постановлений КМ РУз.

Предоставление недр в пользование для этих целей должно обязательно оформляться специальным государственным разрешением в виде лицензии [8], которая выдается Госкомприроды РУз.

Как видим, если правовая основа организации и проведения работ по подземному захоронению промышленных стоков в настоящее время разработана в республике достаточно полно, то нормативная база мероприятий по созданию и проведению работ (ведения мониторинга) на полигонах подземного захоронения проработана пока недостаточно.

Выделяются три основных направления использования метода подземного захоронения (ПЗ) промышленных стоков в разных отраслях производственной деятельности [3, 9].

Это ПЗ:

- жидких токсичных (радиоактивных) и др. отходов промышленности;
- промышленных стоков химических и аналогичных производств;
- промышленных стоков газо- и нефтедобычи и первичной сепарации продуктов.

Обоснование, подготовка и проведение работ по ПЗ (по проведению мониторинга полигонов) на этих направлениях характеризуются существенными различиями. Все это сказывается на фактическом состоянии этих работ в республике, в связи с этим необходима разработка документа, регламентирующего эти работы на республиканском уровне.

Анализ имеющегося опыта успешного захоронения в глубокие горизонты попутных и промышленных жидких отходов у нас и за рубежом показал, что обоснование, подготовку и проведение работ по под-

земному захоронению необходимо разделить на три этапа:

I. Гидрогеологический (экологический) аудит – оценка текущего состояния гидрогеологических условий и окружающей среды.

II. Объектный (локальный) мониторинг – организация полигона подземного захоронения (ППЗ) и ведение ведомственного мониторинга.

III. Государственный (региональный) мониторинг – вовлечение созданной режимной сети ППЗ в систему Государственного мониторинга.

Соответственно для каждого этапа цели, задачи и методы их решения будут разными.

**I этап - гидрогеологический (экологический) аудит.** Известно, что условия закачки жидких промышленных отходов в подземные пласты-коллекторы возможны при [10]:

- наличии поглощающих горизонтов (коллекторов), заключающих подземные воды, непригодные для хозяйственно-технических нужд и не представляющих ценности в промышленном и лечебном отношении;

- достаточной водопроницаемости и ёмкости поглощающих горизонтов, т.е. высокой проницаемости слагающих пород, значительной их мощности и распространения по площади;

- надёжной водоупорной толщине, изолирующей поглощающие горизонты от горизонтов, заключающих воды хозяйственно-технического, промышленного или лечебного значения;

- устранении или сведении к минимуму кольматации поглощающего горизонта в призабойной зоне.

Поэтому задачами гидрогеологического (экологического) аудита являются:

- изучение геологического строения и гидрогеологических условий района будущего полигона, с целью выявления возможных поглощающих горизонтов и общей их оценки;

- гидрогеологическое опробование скважин для установления их приёмности и определения гидрогеологических параметров намечаемых для сброса пластов;

- лабораторные исследования по определению фильтрационных свойств пород, определению химического состава вод, а также по взаимодействию пластовых и закачиваемых вод;

- гидрогеологические расчёты по установлению необходимого числа поглощающих скважин, ожидаемой их приёмности и необходимого давления при закачке, а также обосновывается отсутствие угрозы загрязнения водоносных горизонтов за счёт закачиваемых вод.

Для выполнения гидрогеологического аудита необходимо выполнить специализированные исследования, как по площади, так и по глубине.

При площадных исследованиях фиксируются и опробываются все природные и техногенные объекты и водопункты (колодцы, эксплуатационные скважины на воду и др.), из которых выбираются наиболее характерные объекты для создания опорной ре-

жимной сети для ведения ведомственного мониторинга.

Для изучения гидрогеологических условий по глубине и выполнения опытных гидрогеологических работ должна буриться специальная разведочно-эксплуатационная скважина (с использованием этой скважины в дальнейшем для закачки промышленных стоков) или используются существующие глубокие скважины, соответствующие по конструкции и техническому состоянию требованиям, предъявляемым к поглощающим скважинам.

По данным комплексного каротажа (термокартаж; гамма-картаж; резистивиметрия; акустическая цементметрия; кавернометрия; расходометрия) и кернового материала (бурение с отбором керна) определяется горизонт-коллектор для закачки.

Для проведения опытных работ горизонты-коллекторы тщательно изолируются от ниже- и вышележащих горизонтов. После промывки ствола скважины от глинистого раствора и бурового шлама производится пробная откачка, желательнее не менее чем при трёх различных понижениях и наблюдение за восстановлением уровня воды после откачки. Затем определяется удельный дебит, водопроницаемость пласта, коэффициент проницаемости и фильтрации, а также коэффициент пьезопроводности. Отбираются пробы воды на анализ.

После окончания опытных работ по определению параметров пласта-коллектора производится опытная закачка попутных вод или технических вод близких по химическому составу при двух-трёх режимах в течение непродолжительного времени. Затем производится длительная закачка (в течение срока до 2-3 месяцев) при режиме соответствующем эксплуатационным условиям.

По данным опытной закачки определяется приёмистость скважины при различных давлениях и её изменение во времени, а также гидрогеологические параметры пласта (повторно), устанавливается необходимый режим эксплуатационной закачки. Скорость распространения закачиваемой воды может быть определена по наблюдательным скважинам.

Материалы выполненных опытных работ должны быть достаточными для выполнения необходимых гидрогеологических расчётов параметров пластов-коллекторов, к которым относятся:

- определение коэффициентов проницаемости и фильтрации методом откачек и нагнетаний при установившемся движении подземных вод и методом прослеживания за восстановлением уровня (давления) после откачки (нагнетания) при неустановившемся движении подземных вод;
- определение радиуса депрессии и приведенного радиуса депрессии по формулам, а также по результатам откачек или нагнетаний;
- определение состояния призабойной зоны водоносного горизонта по приведённому радиусу водоприёмной части скважины;

- определение эффективной мощности поглощающего водоносного горизонта и его водопроницаемость по данным геолого-литологического разреза и каротажа. Водопроницаемость пласта представляет произведение фильтрации (водопроницаемости) на эффективную мощность;

- определение коэффициента пьезопроводности пласта на основании значений коэффициента проницаемости, вязкости, пористости, сжимаемости воды и пористой среды, а также по данным наблюдений за понижением пьезометрического уровня в начальный период откачки (нагнетания) и восстановления уровня или давления после откачки (нагнетания);

- определение коэффициента действительной скорости движения подземных вод в процессе откачки или нагнетания с применением красящих индикаторов;

- определение коэффициента приёмистости поглощающей скважины по данным расхода закачиваемой воды и давления, при котором произведена закачка;

- схема расчёта поглощающих скважин (одиночных и групповых установок) по данным их дебита и давления нагнетания во времени.

В результате гидрогеологического (экологического) аудита должны быть выделены [4]:

- объекты – потенциальные источники загрязнений, к которым могут относиться пласты-коллекторы в пределах размещения отходов; стволы действующих и ликвидированных скважин; участки проливов промышленных стоков, прорывов и утечек из поверхностных трубопроводов и емкостей; участки расположения полигонов твердых бытовых и промышленных отходов, хранилища ГСМ и т.д.;

- объекты, подвергающиеся загрязнению, к которым могут относиться: пласты за пределами горного отвода; буферные и вышележащие водоносные горизонты; водозаборы подземных вод (скважины, колодцы и источники); поверхностные водоемы и водотоки;

- объекты (природные и техногенные), способствующие миграции отходов размещенных в пластах-коллекторах – заброшенных поисковых и разведочных скважинах; возможные зоны вертикальных перетоков подземных вод литолого-фациального и тектонического характера.

Выделенные объекты станут основой для создания опорной режимной сети для ведения объектного (локального) мониторинга.

#### **II этап - объектный (локальный) мониторинг.**

Целью ведения ведомственного мониторинга (геотехнологических исследований) будет являться получение необходимой информации принятия управленческих решений, обеспечивающих безопасность и оптимизацию промышленных стоков. Система ведения ведомственного мониторинга должна включать [9]:

- контроль технического состояния подземной части скважин;
- мониторинг динамического, санитарного и температурного состояния подземных вод и пород;
- накопление и отображение получаемых данных в геоинформационной системе;
- выполнение прогнозного моделирования (локального и регионального) и анализ результатов для своевременного принятия решений.

Поэтому геотехнологические исследования [11] должны включать в себя выполнение работ гидродинамическими, гидрогеохимическими и геофизическими (в т.ч. геотермическими) методами.

**Гидродинамические исследования.** Длительная эксплуатация месторождений приведет к тому, что все водоносные горизонты осадочного чехла в районе месторождения будут иметь измененный гидродинамический режим, значительно отличающийся от природного. Закачка жидких промышленных отходов приведет к формированию репрессивного купола в пластах-коллекторах в области нагнетания. Эксплуатация водозабора приведет к формированию депрессионной воронки в водоносных горизонтах.

В связи с этим, в задачи гидродинамических исследований должно входить:

1. Своевременное выявление и прекращение перетоков промывочных отходов вдоль стволов нагнетательных скважин в буферный горизонт.
2. Установление изменения направлений внутри и межгоризонтных потоков и напорных градиентов, оценка степени изоляции горизонтов друг от друга на полигоне и территории между полигоном и водозабором.
3. Получение количественной информации о фильтрационных свойствах пород для создания цифровой модели, с последующим ее использованием при выполнении прогнозного моделирования.

Для выявления потенциально возможных при нарушении затрубной цементации, перетоков стволов нагнетательной скважины замеры уровней подземных вод в буферном горизонте и контрольной скважине, расположенной в непосредственной близости от нагнетательных, выполняются раз в сутки или чаще.

Комбинированные измерения позволяют вычленить влияние техногенного фактора, исключить из кривой колебания напоров влияние атмосферного давления, температуры и периодические составляющие, связанные с приливными колебаниями, имеющими период, совпадающий с половиной и полными сутками.

Такой подход также дает возможность оценить деформацию пластов над участком пласта-коллектора отходов.

Изменения направлений внутри и межгоризонтных потоков и напорных градиентов определяются при периодических наблюдениях за динамикой уровней подземных вод по сети скважин на полигоне

и за его пределами. Преимущественная частота замеров – раз в месяц, однако, в периоды близкие к экстремумам техногенного воздействия на пласты (например, остановка и пуск площадок закачки отходов) измерения производятся с большей частотой – до одного раза в сутки.

Исследования, выполненные на некоторых эксплуатируемых месторождениях России [11] показывают, что динамическое влияние полигона прослеживается на расстоянии от 1,5 до 3,0 km от его границ. Далее динамика уровней определяется сезонными колебаниями, из которых техногенная составляющая не может быть вычленена в связи с ее малостью.

**Гидрогеохимические исследования.** Гидрогеохимические исследования выполняются путем отбора пластовой жидкости из наблюдательной скважины с предварительной прокачкой погружными насосами (компрессором) и последующим определением их химического состава.

Прокачка осуществляется до стабилизации подвижных гидрохимических показателей, для этого непосредственно на месте отбора проб определяют содержание  $Fe_3^+$ ,  $Fe_2^+$ ,  $HCO_3^-$ , растворенный  $CO_2$  (титрометрические методы), pH, соледержание с помощью портативных pH-, Eh- и кондуктометров. Отбор проб воды производится после стабилизации pH, Eh и соледержания. Химический состав воды, содержание радиоизотопов, микроэлементов, определяется в лабораториях. Периодически выполняется контрольный отбор проб подземных вод и определение их химического и радионуклидного состава.

Анализ результатов многолетнего гидрогеохимического мониторинга выполненных специалистами Гидроспецгеология (Россия) показали, что наряду с нарастанием содержания сульфатов, возрастает содержание Ca, Mg и компонентов – Ba, Sr, Rb, Mn, что связано с их мобилизацией из вмещающих пород. В этой зоне, как правило, отмечается некоторое понижение кислотности пластовых жидкостей по сравнению с природной водой.

Вблизи инъекционных скважин (в радиусе до 150-200 m) фиксируются превышающие ПДК содержания нитратов (более 45 mg/l), сульфатов, аммония, натрия.

**Геофизические исследования.** В задачи геофизических исследований входят:

- оценка технического состояния подземной части скважин;
- определение геофизических полей по разрезу скважин для оценки миграции промышленных стоков.

При проведении ведомственного мониторинга используется комплекс методов в обсаженном стволе скважины:

- 1) термокаротаж;
- 2) гамма-каротаж;
- 3) резистивиметрия;

- 4) акустическая цементометрия;
- 5) кавернометрия;
- 6) расходомерия.

Каротаж скважин осуществляется стандартными станциями, оборудованными цифровыми регистраторами с шагом по глубине 0,1 м. Первичные материалы каротажа записываются и хранятся в цифровом виде.

В результате ведомственного (локального) мониторинга уточняются задачи по организации и созданию опорного опытно-производственного полигона государственного мониторинга геологической (природной) среды.

**III этап - Государственный (региональный) мониторинг.** При разработке перспективной программы мониторинга геологической среды, в районе расположения действующего ППЗ, контроль процессов, сопровождающих подземное захоронение, не должен ограничиваться объектным (локальным) мониторингом. Круг решаемых задач должен быть значительно шире, с определением долевого участия процесса подземного захоронения в комплексе факторов, определяющих состояние окружающей среды территории региона.

Основные задачи государственного мониторинга геологической (природной) среды должны включать:

1. Контроль за распространением жидких промышленных отходов в геологической (природной) среде.
2. Оценка возможности влияния различных природно-технических систем на распространение в геологической (природной) среде промышленных стоков как в период работы ППЗ, так и после его консервации.
3. Оценка долевого участия процесса подземного захоронения в комплексе факторов, определяющих состояние окружающей среды территории района.
4. Прогноз влияния распространения промышленных стоков на природные и природно-технические объекты и системы.

#### Заключение.

1. Имеющийся опыт показал, что из известных способов захоронения (удаления) промышленных отходов в недра земли метод подземного захоронения жидких отходов промышленных стоков наиболее безопасен.

При должном геолого-гидрогеологическом и геоэкологическом обосновании, соблюдении соответствующих условий и требований подземное захоронение жидких отходов промышленных стоков является действенным природоохранным мероприятием, так как направлено на удаление отходов из среды непосредственного обитания человека и предотвращение неизбежного загрязнения поверхностной гидросферы и подземных вод зоны активного водообмена;

2. Согласно существующему законодательству, для выполнения работ по захоронению промышленных отходов должна оформляться в установленном порядке соответствующая лицензия.

3. Обоснование, подготовка и проведение работ по подземному захоронению необходимо выполнять в три этапа: первый – оценка текущего состояния гидрогеологических условий и окружающей среды (гидрогеологический аудит); второй – организация полигона подземного захоронения и ведение ведомственного мониторинга (локальный мониторинг); третий – вовлечение созданной режимной сети полигона подземного захоронения в систему Государственного мониторинга (региональный мониторинг). Соответственно для каждого этапа цели, задачи и методы их решения будут разными.

4) Существующая законодательная и правовая основа организации и проведения работ по подземному захоронению промышленных отходов разработана в Республике достаточно полно и охватывает все существующие вопросы.

В тоже время документ, регламентирующий эти работы на республиканском уровне отсутствует, хотя нормативная и инструктивная база разработаны по отдельным отраслям производства, которые характеризуются существенными различиями.

#### Список литературы:

1. Роджерс Питер. *Перед лицом нехватки пресной воды*. Жур. «В мире науки» №11, М. 2008. с. 22-29.
2. *Национальный доклад «О состоянии окружающей природной среды и использование природных ресурсов в Республике Узбекистан»*. Т., 2006. – 220 с.
3. *Гидрогеологические исследования для захоронения промышленных сточных вод в глубокие водоносные горизонты (методические указания)*. Коллектив авторов. М., 1972, - 423 с.
4. Закон «О недрах» (новая редакция) от 13.12.2002г № 444-II.
5. Байдарико Е.А., Загвозкин А.Л. и др. *Мониторинг захоронения промстоков в глубокие геологические горизонты, содержащие высокоминерализованные воды*. Жур. «Геоэкология» № 2, 2009. с. 154-160.
6. Туляганов Б.И., Мирасланов М.М. *К вопросу анализа, оценки и прогноза инженерно-геологических условий в процессе геологоразведочных работ на месторождении полезных ископаемых*. Жур. «Горный вестник Узбекистана» № 1, 2009. с. 5-11.
7. *Указатель законодательных и нормативных актов, действующих в области охраны природы и использования природных ресурсов. Издание официальное. Система стандартизации в области охраны природы*. Ташкент, 2006. – 63 с.
8. Логинов А.А., Зильберштейн Б.М. и др. *Геолого-гидрогеологическое обоснование подземного захоронения нефтепромысловых стоков на полигонах нефтяных месторождений*. Сб. «Недропользование – XXI век» № 3, 2007. с. 13-20.
9. Зильберштейн Б.М., Егоров Н.Н. *О системе мониторинга геологической среды на полигонах подземного захоронения жидких промышленных отходов*. Жур. «Разведка и охрана недр», № 11, 2008. с. 25-30.
10. *Справочное руководство по гидрогеологии*. Л., «Недра», т. 2, 1967, с. 166-191.
11. Зубков А.А., Данилов В.В. и др. *Анализ системы геотехнологического мониторинга полигона подземного захоронения жидких радиоактивных отходов СХК*. Жур. «Разведка и охрана недр», № 11, 2008. с. 76-81.

# СОЗДАНИЕ ПРОЕКТА РЕШЕНИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ МАРКШЕЙДЕРСКИХ И ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ЗАДАЧ РУДНИКА КАЛЬМАКЫР

Горнов В.А., главный геолог рудоуправления «Кальмакыр» ОАО «Алмалыкский ГМК»; Тарасов А.Г., начальник ГП рудоуправления «Кальмакыр» ОАО «Алмалыкский ГМК»

Программное обеспечение для решения информационно-аналитических задач, связанных с эксплуатацией месторождений полезных ископаемых, в последние годы все более интенсивно используется геологами, маркшейдерами и горными инженерами в виде интегрированных горно-геологических информационных систем (ГИС). По функциональному наполнению, имея много общего с традиционными ГИС, эти системы отличаются рядом особенностей, главными из которых являются:

- изначальная ориентировка на решение SD-задач в связи с естественной трехмерностью размещения геологических объектов и атрибутов недр месторождения;

- применение широкого комплекса методов математического моделирования для описания строения залежей;

- необходимость автоматизированного создания многослойных детальных карт, планов и разрезов для наглядного графического представления результатов работы;

- возможность визуализации динамических, изменяющихся во времени моделей для наглядного графического представления результатов работы.

Бурное развитие информационных технологий и вычислительной техники делает возможным увеличение скорости и эффективности выполнения геологических задач в десятки, а то и сотни раз. Поэтому создание подобного программного комплекса имеет большое значение для повышения производительности и эффективности работы горнодобывающих предприятий.

Созданная система обработки графической информации обладает большими возможностями для обработки любого вида пространственных объектов. С помощью созданной системы можно получать различные поверхности, производить требуемые расчеты, такие как площадь, объем и т.д.

Для хранения и обработки графической информации создана база данных (БД), которая является ядром практически всех геометрических операций, осуществляемых над трехмерными объектами. Это могут быть точечные, линейные, площадные, объемные объекты и поверхности. Каждый из этих элементов может иметь произвольный набор качественных и количественных параметров. Каждый из

элементов может быть как исходным, так и результатом обработки. Структура базы данных позволяет хранить информацию о произвольных пространственных срезах. При формировании новых объектов в разработанном графическом редакторе существует возможность просмотра объектов в пространстве (послойно и в целом). В состав ГИС АГМК входят следующие объекты с автоматизированными рабочими местами (АРМ):

1. АРМ проборазделочной лаборатории.
2. АРМ химической лаборатории.
3. АРМ маркшейдера рудника.
4. АРМ геолога рудника.
5. АРМ горного инженера.
6. АРМ системного инженера.
7. АРМ администрации.

Для установки АРМов на рабочих местах создана инсталляция полного комплекта программ. Создание ГИС АГМК позволяет решать основные задачи маркшейдерского, геологического и горно-геологического производства. Создано программное обеспечение, позволяющее в системе управления базами данных обеспечить очень редкую информационную структуру, называемую петлей, при помощи которого подготавливается контекстная система помощи (HELP) к ГИС АГМК, которая позволяет в любой момент работы обратиться за справочной информацией. Результаты работ на рабочих местах могут быть получены на бумажных носителях. Графика по месторождению может быть получена в любом масштабе, в любой проекции. Редактор предоставляет возможность получения 3D изображения, получаемого с использованием функций OpenGL. В качестве основной среды программирования использовался BorlandC++ Builder 6 (рис.).

В ходе выполнения работ по настоящей теме решались следующие задачи:

- разработка концептуальной модели геологической информации, для сбора, ведения и обработки ее с помощью ВТ;

- создание программного обеспечения для сбора, корректировки и ведения исходной геологической информации, отвечающей концептуальной модели геологической информации, предназначенного для использования геологическими организациями;

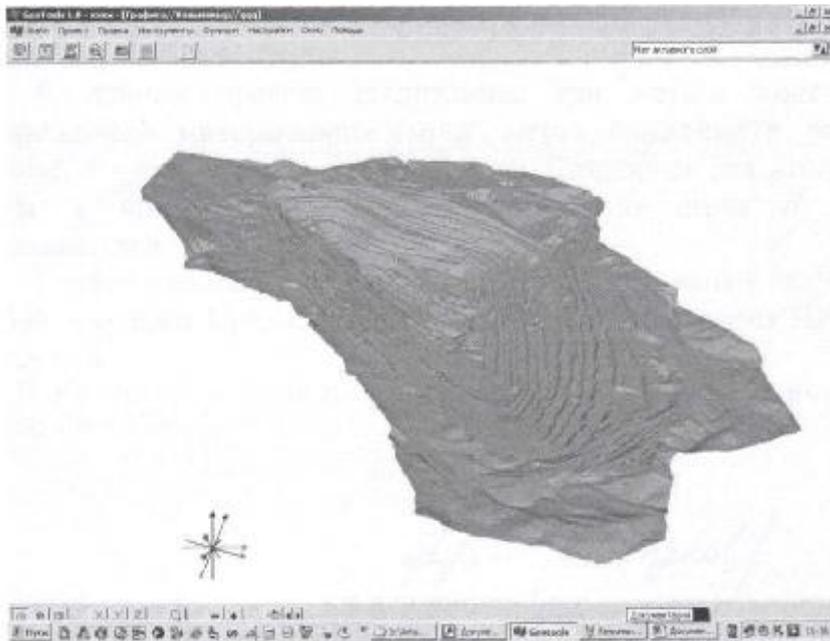


Рис. Графическое изображение отработки месторождения Кальмакыр

- разработка концепции и создание программного обеспечения, для организации связи расчетных программ (приложений) с базой первичной геологической информации, т.е. специализированной запросной системы;
- разработка концепции и создание программного обеспечения для визуализации и интерактивной работы пользователя в среде исходных и расчетных геологических объектов - графического редактора;

- разработка и создание программного обеспечения для осуществления взаимодействия между пользователем-геологом и набором функциональных возможностей - программный интерфейс;

- создание комплекса программ математического моделирования геологических объектов, для корректного решения производственных геологических задач в анизотропной внешней среде;

- комплекс функциональных программ решения конкретных геологических задач (предподсчетная, подсчетная обработка, расчет изолиний и т.д.).

В данном проекте реализованы три метода подсчета запасов месторождений минерального сырья: метод ближайшего района, метод изолиний и метод вертикальных разрезов.

Созданные для этого программы просты в использовании, имеют модульную структуру и высокое быстродействие.

Правильная комплексная оценка месторождений может обеспечить народное хозяйство дополнительными запасами минерального сырья, позволит продлить срок работы горнорудных предприятий, снизить потери минерального сырья и издержки его производства, высвободить крупные капитальные средства, существенно повысить производительность труда.

УДК 622

© Руппо Н.С., Алехин В.П., Мирзалиев Н.Ж. 2010 г.

## ПРИМЕНЕНИЕ АВТОМАТИЗИРОВАННЫХ СИСТЕМ УПРАВЛЕНИЯ

**Руппо Н.С.**, главный метролог ОАО «Алмалыкский ГМК»; **Алехин В.П.**, начальник Центральной лаборатории автоматизации и геофизики ОАО «Алмалыкский ГМК»; **Мирзалиев Н.Ж.**, начальник управления информационно-коммуникационных технологий ОАО «Алмалыкский ГМК»

Применение и использование средств автоматизации на ОАО «Алмалыкский ГМК» осуществляется по мере развития производства и совершенствования приборного парка в республике. В период административно-хозяйственного ведения бывшего союза этот процесс определялся, в основном, планами внедрения новой техники, при этом не всегда учитывались нужды и достижения самого комбината, а также экономический эффект, который получается при внедрении новых автоматизированных систем управления и контроля за технологическими

процессами (рис. 1-4).

С провозглашением независимости Республики Узбекистан связи с проектными институтами бывшего союза были нарушены.

Находясь в условиях необходимости самостоятельного определения направления в развитии автоматизации на ОАО «Алмалыкский ГМК» от работников служб КИПиА потребовался новый подход к данному вопросу. Развитие компьютерных технологий и применение современных средств автоматизации и контроля получило новый импульс.

При внедрении автоматизированных систем управления технологическими процессами (АСУТП) в подразделениях комбината основной целью стало определение экономической целесообразности их применения, улучшения качественных показателей технологических процессов, условий труда и в конечном итоге улучшения качества готовой продукции. Применение современных средств автоматизации с использованием компьютерной тех-

ники, микроконтроллеров, новейших датчиков измерения физических параметров, программных комплексов в новых условиях позволяет решать сложные вопросы по контролю и управлению технологическими процессами с высокой надежностью.

За последние десять лет применение средств автоматизации на комбинате получило новый импульс. Были решены ряд задач по модернизации и внедрению новейших систем как локального, так и

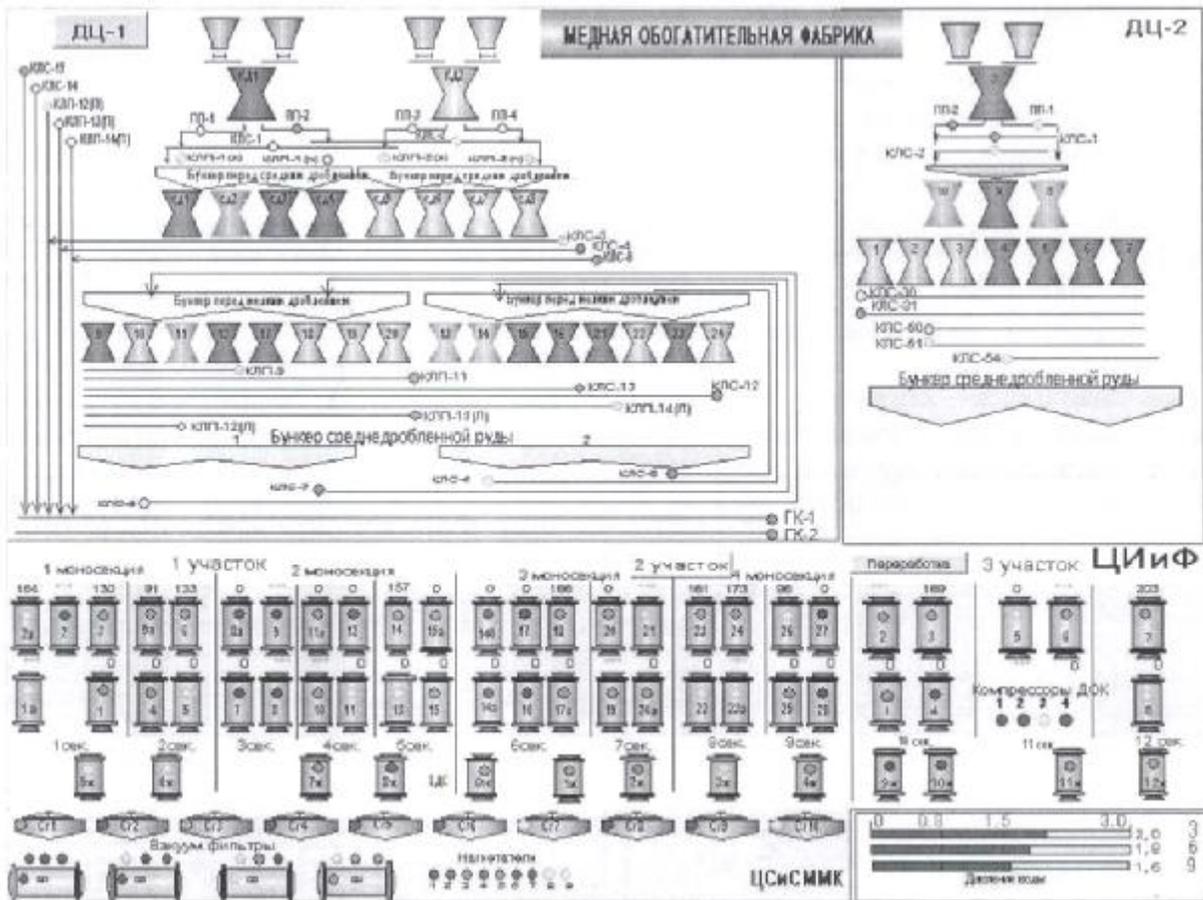


Рис. 1. Мнемосхема работы основного оборудования МОФ

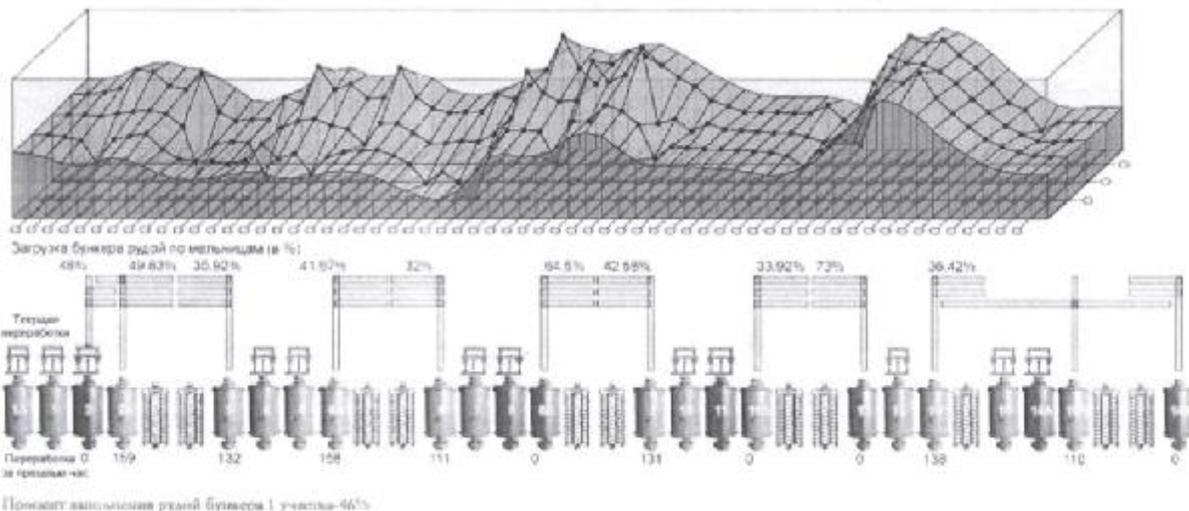


Рис. 2. Контроль за заполнением бункеров рудой 1 участка МОФ

общекомбинатовского значения.

Создана АСУ по организации автоматизированных рабочих мест (АРМ) по бухгалтерскому учету, планированию производства, диспетчеризации производства.

С 2004 г. введена в действие АСУ поточно-транспортной системы (ПТС) дробильного отделения СОФ взамен устаревшей релейной схемы управления конвейерами. Реализация данного проекта позволила существенно сократить простои, увеличила надежность работы блокировок защиты, повысила оперативность контроля состояния ПТС, обеспечила дистанционный поэтапный запуск системы.

В настоящее время разработан проект АСУТП всей фабрики, внедрение которого позволит автоматизировать процесс производства от поступления руды до отгрузки готовой продукции.

В условиях рыночной экономики большое значение имеет контроль и учет за движением сырья и промежуточных продуктов всех переделов в процессах обогащения и металлургии. Большое внимание уделяется внедрению современных средств весового учета с целью уменьшения возможных потерь за счет повышения точности взвешивания. Для учета поступающего сырья и отвальных шлаков введены в действие железнодорожные электронные весы с классом точности до 0,5%, причем взвешивание продуктов не происходит без остановки вагонов, что сокращает время взвешивания на весах. Для отгрузки готовой продукции в настоящее время установлены платформенные электронные весы фирмы «Меттлер-Толledo» с ценой деления 1 kg. Процессы взвешивания на данных весах ведутся в автоматическом режиме, что повысило достоверность взвешивания, при этом субъективные факто-

ры при взвешивании минимальные.

На медной обогатительной фабрике в настоящее время действует АСУТП цеха измельчения и флотации, реализованная на базе контроллеров Фаствел. Система управляет процессами загрузки рудой мельниц, дозирования реагентов в процесс флотации, уровня пульпы во флотомашинах, pH метрии, контролирует температуру подшипников технологического оборудования, осуществляется мониторинг заполнения бункеров рудой, ведет учет переработанной руды и ряд других параметров.

Мнемосхемы контроля основных параметров представлены на рис. 1, 2. Данные по технологическим параметрам выведены в сеть комбината и доступны для мониторинга руководителям и специалистам комбината.

Как известно, одинаковая масса анодов является немаловажным фактором при переработке анодов в цехе электролиза меди. При этом экономится электроэнергия и стабилизируется процесс электролиза. При ручном управлении разливочным ковшом скорость разлива, толщина полотна анодов, а также брак литья во многом зависели от опыта и квалификации машиниста.

В 2008 г. на медеплавильном заводе была внедрена автоматизированная система управления розливом медных анодов разработанная ООО «ASU Tehnology». Данная система прошла промышленные испытания в металлургическом цехе медеплавильного завода (рис. 3).

Система функционирует в тяжёлых условиях металлургического производства, характеризующихся повышенным содержанием окислов серы в воздухе, высокой температурой пирометаллургических процессов, опасностью работы с жидким металлом.

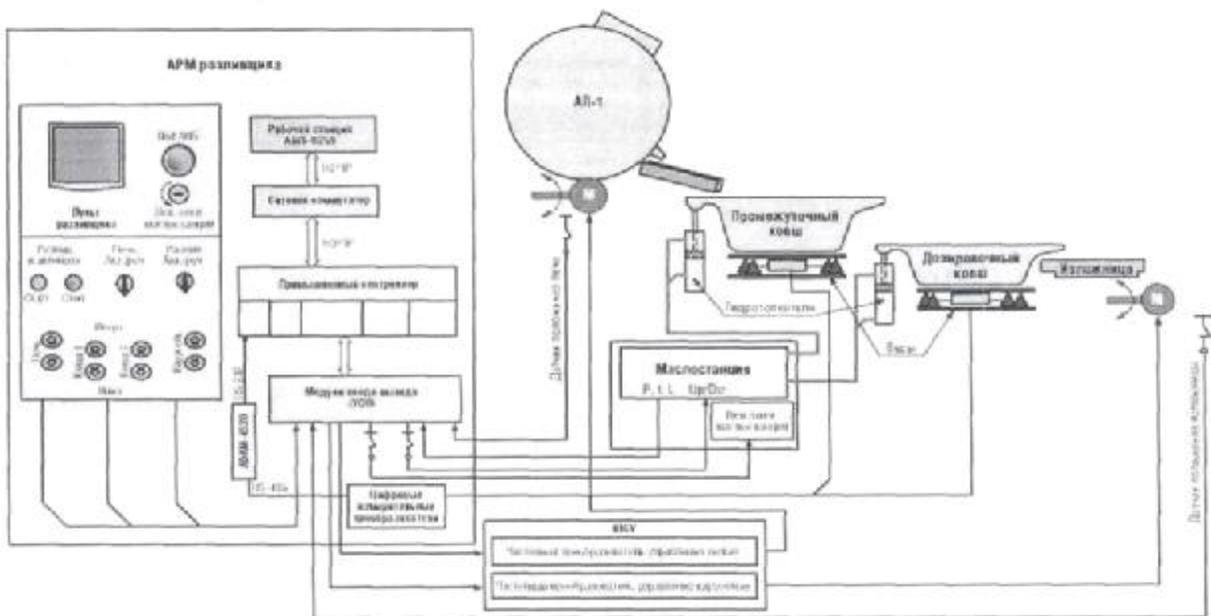


Рис. 3. Автоматизированная система управления розливом медных анодов

Данная система реализована на разливочных весовых чашах, оставшихся от установки весового дозирования медных анодов.

Благодаря удачному выбору технических средств, отличающихся высокой надёжностью и точностью в работе, эффективным алгоритмом управления процесса розлива и управления карусельной машины система выполняет свои функции в круглосуточном режиме эксплуатации.

Внедрение данной системы позволило улучшить показатель работы металлургического цеха при розливе анодов - стабилизация массы анода, были улучшены условия работы плавильщиков, повысилась культура производства и было сокращено время розлива анодов в отличие от ручного.

Система управления розливом анодов является трёхуровневой. Первый уровень включает в себя средства измерений, средства автоматизации и исполнительные механизмы. Второй - микропроцессорный контроллер с модулями ввода-вывода сигналов, обрабатывающий полученную информацию и задающий логическую цепь управления технологическим процессом. Третий уровень образуют сервер базы данных и автоматизированное рабочее место (АРМ) оператора (разливщика). В настоящее время на данной системе решаются вопросы метрологического обеспечения за массой отливаемых анодов, разрабатывается методика и программа аттестации установки с целью использования данной установки в системе учета массы меди, передаваемой в цех электролиза меди.

Поскольку все автоматизированные системы комбината призваны управлять технологическими и производственными процессами, они имеют цифровой интерфейс для отображения текущего состояния этих процессов и средства для управления ими. Однако сегодня многие специалисты комбината сталкиваются с проблемой интеграции приложений, создававшихся в разные годы для разных платформ.

Одним из средств подобной интеграции является технология веб-служб, использующая для обмена данными стандартный протокол HTTP. Создание веб-службы может быть в виде исполняемых файлов, в виде библиотек, в виде интерпретируемого кода; существуют также средства представления бизнес-объектов, основанных на различных технологиях, в виде веб-служб (эту

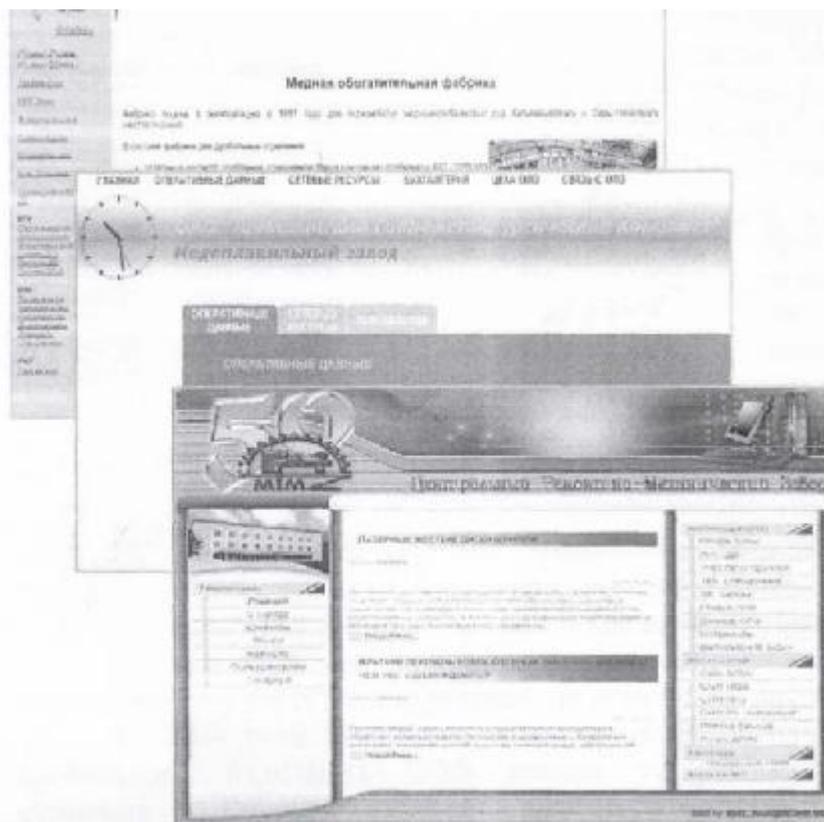


Рис. 4. Веб-страницы с показателями работы подразделений

технологии сегодня поддерживают все ведущие производители офисных продуктов), средств разработки, СУБД, серверов приложений и операционных систем.

Для этих целей на комбинате специалистами службы информационных технологий были разработаны и запущены в эксплуатацию веб-сервера каждого основного подразделения. Сформированы веб-страницы с показателями работы подразделений, которые в реальном времени отображают состояние технологического оборудования и протекания технологического процесса с интеграцией во внутрикомбинатовскую сеть (рис. 4).

Для отображения состояния систем и выдачи корректирующих команд организовано подключение всех систем к единой корпоративной сети комбината, с помощью которой можно организовать пункты наблюдения и управления в любом производственном подразделении и в управлении комбината.

На сегодняшний день ставится основная цель - интеграция различных подсистем в подразделения комбината, создание единого информационного пространства предприятия для объективной и оперативной оценки текущей ситуации, оперативного принятия оптимальных управленческих решений, ликвидации информационных и организационных барьеров между управленческим и технологическим уровнями.

# ОЦЕНКА ЭНЕРГЕТИЧЕСКОЙ ХАРАКТЕРИСТИКИ КАРЬЕРНЫХ ЭКСКАВАТОРОВ

Гафурьянов Р.Г., аспирант кафедры «Горные машины и комплексы» Уральского ГГУ; Комиссаров А.П., профессор кафедры «Горные машины и комплексы» Уральского ГГУ, докт. техн. наук, Шестаков В.С., профессор кафедры «Горные машины и комплексы» Уральского ГГУ, канд. техн. наук

Энергетическая характеристика, как составная часть технической и эксплуатационной (рабочей) характеристик [1], определяется следующими показателями:

- энерговооруженностью экскаватора или удельной (отнесенной к массе экскаватора) установленной мощностью привода;
- средневзвешенными мощностями главных механизмов [2];
- энергопотреблением или удельными (отнесенными к единице продукции) энергозатратами.

Наиболее энергозатратной операцией при экскавации горной массы является копание (для мехлопат) или внедрение ковша в навал породы (для гидравлических экскаваторов).

При копании уравнение энергетического баланса имеет вид:

$$A_{дв} - A_c - A_G - A_{тр} \pm A_{ин} = 0,$$

где  $A_{дв}$  – работа движущих сил (усилий подъема и напора);

- $A_c$  – работа сил сопротивления копанью;
- $A_G$  – работа сил тяжести ковша и рукояти;
- $A_{тр}$  – работа сил трения;
- $A_{ин}$  – работа сил инерции.

Работой сил трения в узлах трения можно пренебречь ввиду ее относительно малой величины.

Изменение кинетической энергии движущихся

масс за время копания равно нулю, то принимается  $A_{ин}=0$ .

Работа сил сопротивления копанью составит [2]:

$$A_c = P_{01} \cdot L_k,$$

где  $P_{01}$  – касательная составляющая силы сопротивления копанью;

$L_k$  – длина пути наполнения ковша.

В расчетах длина пути наполнения ковша принимается равной высоте оси напорного вала  $H_n$  (рис. 1).

Касательная составляющая силы сопротивления копанью определяется из выражения:

$$P_{01} = \kappa_1 S = \kappa_1 B_k C_{max},$$

где  $\kappa_1$  – коэффициент сопротивления копанью (отнесенный к сечению стружки  $S$ );

$B_k$  – ширина ковша;

$C_{max}$  – максимальная толщина стружки (слоя породы).

При экскавации горных пород карьерными экскаваторами типа ЭКГ  $\kappa_1=0,016...1,2$  МПа. Расчетное значение для скальных пород  $\kappa_1=325$  кПа.

Максимальная толщина стружки определяется из условия заполнения ковша:

$$E \cdot K_n = S \cdot H_n \cdot K_p,$$

где  $E$  – вместимость ковша;

$K_n$  – коэффициент наполнения ковша;

$K_p$  – коэффициент разрыхления породы в ковше.

Работа сил тяжести равна (без учета работы силы тяжести рукояти):

$$A_G = (G_k + 0,5G_n) \cdot H_n,$$

где  $G_k, G_n$  – соответственно силы тяжести ковша и породы.

Сила тяжести ковша равна:

$$G_k = E \cdot \gamma_k \cdot g,$$

$\gamma_k$  – металлоемкость ковша. Для ковшей, разрабатывающих скальные породы,  $\gamma_k=2$  т/м<sup>3</sup>.

Сила тяжести породы

$$G_n = E \cdot K_n \cdot r \cdot g / K_p,$$

где  $r$  – плотность породы.

Работа движущих сил состоит:

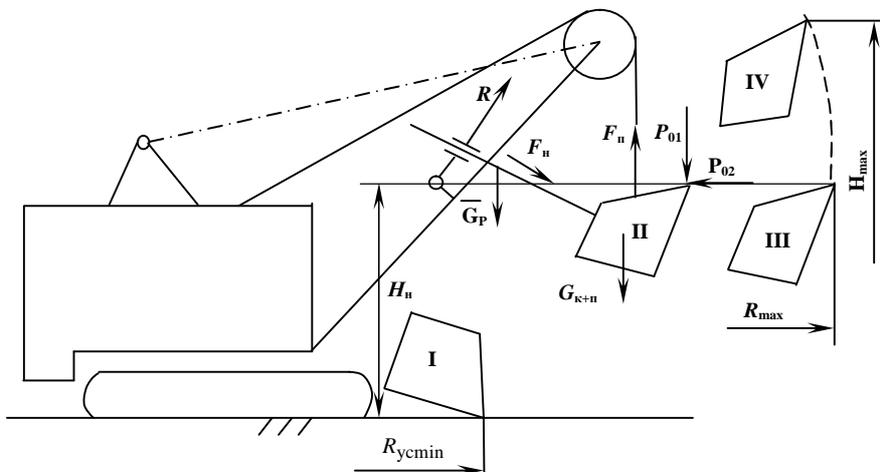


Рис. 1. Расчетные положения рабочего оборудования при копании:  $R_{ycmin}$  – минимальный радиус копания на уровне стояния;  $R_{ymax}$  – максимальный радиус копания;  $H_{max}$  – максимальная высота копания;  $G_p, G_{k+n}$  – силы тяжести рукояти и ковша с породой;  $R$  – реакция в седловом подшипнике

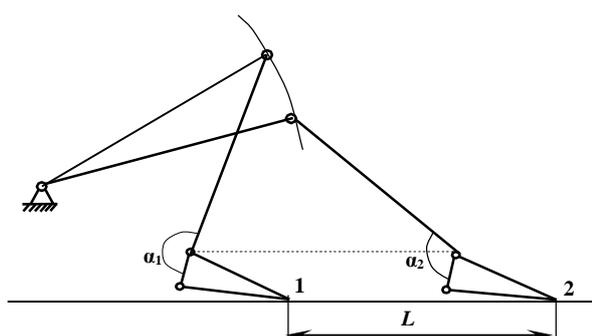


Рис. 2. Положения рабочего оборудования при внедрении:  $L$  – ширина заходки экскаватора

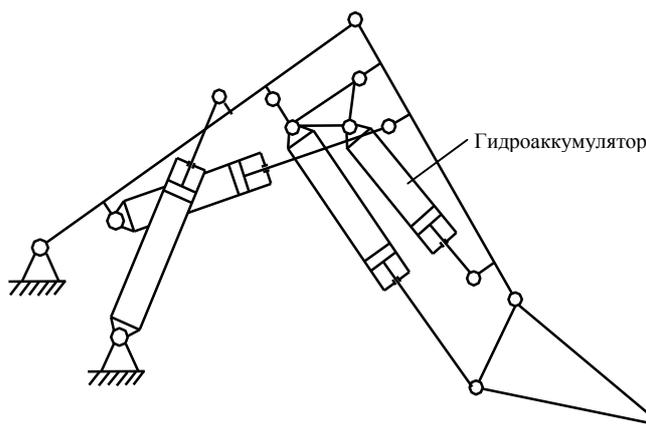


Рис. 4. Схема рабочего оборудования фирмы KOMATSU

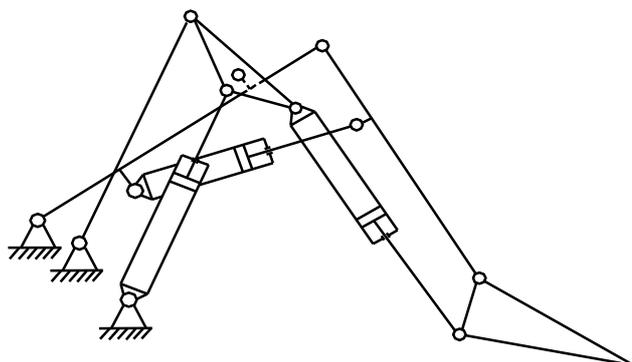


Рис. 3. Схема рабочего оборудования TRIPOWER фирмы Orienstein Koppel

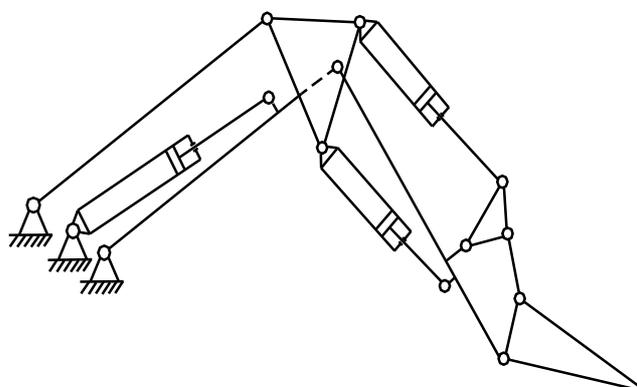


Рис. 5. Схема рабочего оборудования фирмы LB (Германия)

$$A_{дв} = F_{п.ср} \cdot H_n + F_{н.ср} \cdot L_p,$$

где  $F_{п.ср}$ ,  $F_{н.ср}$  – средние значения сил подъема и напора при копании;

$L_p$  – перемещение рукоятки в процессе копания.

Силы подъема и напора определяются из условия равновесия системы «ковш-рукоять» (положения I и II на рис. 1).

Общий КПД при копании составит:

$$h_{общ} = \frac{A_c + A_G}{A_{дв}}.$$

Для карьерных экскаваторов с рабочим оборудованием прямая лопата  $h_{общ} = 0,5..0,6$ .

Так, для экскаватора ЭКГ-12 [3]:

$$P_{01} = 325 \cdot 3,2 \cdot 0,23 = 240 \text{ kN};$$

$$A_c = 240 \cdot 9,7 = 2300 \text{ kJ};$$

$$A_G = (235 + 0,5 \cdot 180) \cdot 9,7 = 3200 \text{ kJ};$$

$$A_{дв} = 1000 \cdot 9,7 + 500 \cdot 3,0 = 11200 \text{ kJ};$$

$$h_{общ} = \frac{2300 + 3200}{11200} = 0,49.$$

При экскавации горной породы ковшем гидравлического экскаватора уравнение энергетического баланса имеет вид:

$$A_{дв} - A_c - A_{тр} - A_n - A_{рег} = 0$$

где  $A_n$  – объемные и гидравлические потери энергии;

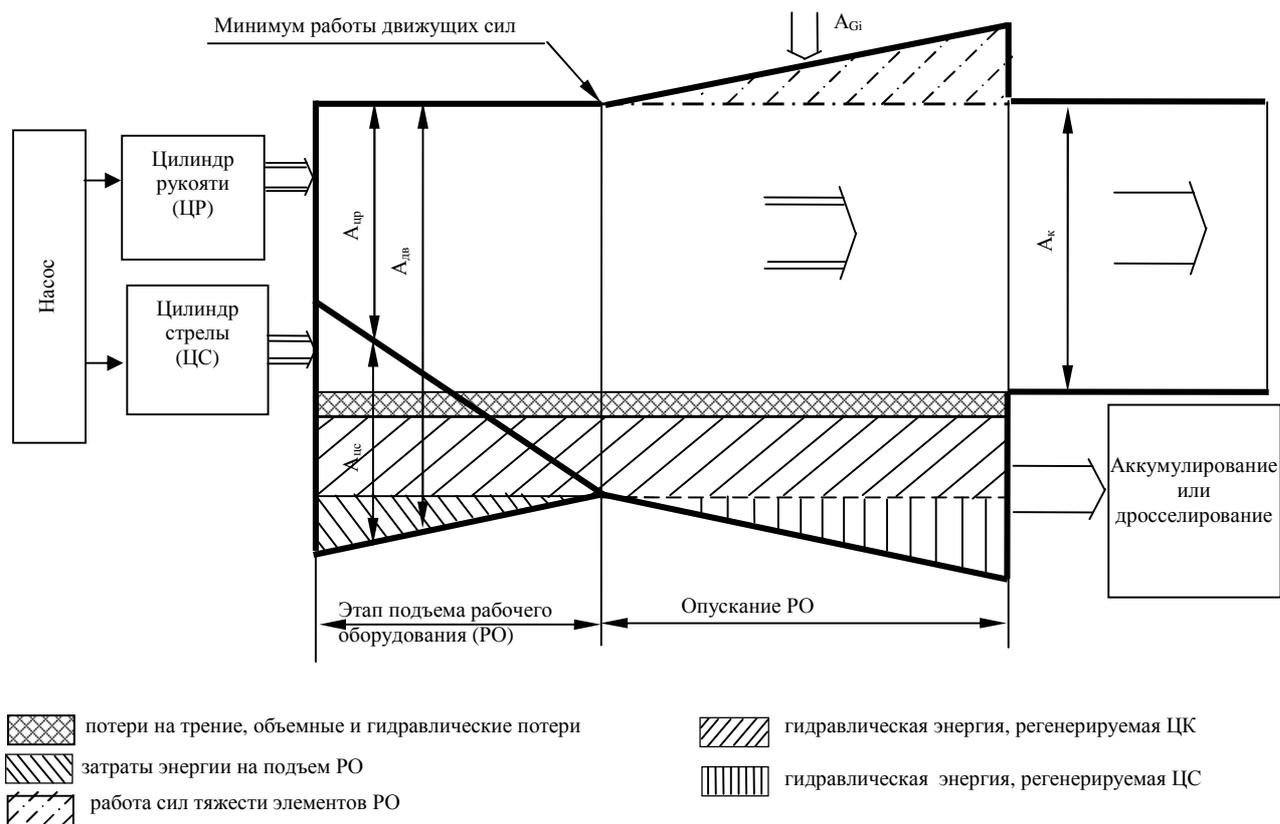
$A_{рег}$  – регенерируемая энергия при работе гидроцилиндров в режиме насоса.

На рис. 2 приведена схема, иллюстрирующая режим работы гидроцилиндров ковша для стандартной схемы рабочего оборудования для экскаватора ЭГ-12.

При внедрении ковша на величину заходки экскаватора угловое расстояние между рукоятью и ковшом уменьшается ( $\alpha_2 < \alpha_1$ ) и, соответственно, длина гидроцилиндра ковша уменьшается. Следовательно, при этом в результате действия внешних сил происходит регенерирование гидравлической энергии цилиндром ковша, т. е. гидроцилиндр функционирует в режиме насоса.

Регенерируемая энергия при дросселировании переходит в тепловую энергию. Применение схем с параллелограммами (рис. 3, 5) исключает частично или полностью регенерирование энергии. При применении гидроаккумуляторов регенерируемая энергия может быть рекуперирована, что и реализовано в схеме рабочего оборудования фирмы KOMATSU (рис. 4).

Как видно из рис. 2 гидроцилиндр ковша функционирует в режиме насоса при внедрении ковша на всю ширину заходки. При этом гидроцилиндр стрелы функционирует в режиме насоса только при



**Рис. 6. Структура энергопотока:**  $A_{ср}$ ,  $A_{с}$  – работа сил на штоках ЦР и ЦС;  $A_{дв}$  – работа движущих сил;  $A_{с}$  – работа сил сопротивления внедрению ковша; ЦР, ЦС, ЦК – гидроцилиндры рукояти, стрелы и ковша

опускании стрелы.

На рис. 6 приведена структура энергопотока при внедрении ковша для стандартной схемы рабочего оборудования.

Общий КПД привода при внедрении ковша составляет:

$$h_{общ} = \frac{A_c}{A_{дв}}$$

где  $A_c = F_{вн} \cdot L$ ;

$$A_{дв} = F_{ср.ср} \cdot L_{ср} + F_{ср.ср} \cdot L_{сс};$$

$F_{вн}$  – сила сопротивления внедрению ковша;

$L$  – ширина заходки;

$F_{ср.ср}$ ,  $F_{ср.ср}$  – средние значения сил на штоках цилиндров;

цилиндров;

$L_{ср}$ ,  $L_{сс}$  – выдвигание штоков гидроцилиндров

при работе в режиме двигателя.

Как показывают результаты силового анализа общий КПД для стандартной схемы рабочего оборудования  $h_{общ} = 0,55..0,65$ .

Так для экскаватора ЭГ-12:

$$A_c = 1100 \cdot 6 = 6600 \text{ kJ};$$

$$A_{дв} = 5200 \cdot 1,4 + 5700 \cdot 0,5 = 10100 \text{ kJ};$$

$$h_{общ} = \frac{6600}{10100} = 0,65.$$

**Выводы:**

1. Рабочий процесс карьерных экскаваторов типа ЭКГ характеризуется непроизводительными затратами энергии при копании, которые расходуются на подъем груженого ковша.

2. В гидравлических экскаваторах типа ЭГ снижение энергозатрат при экскавации горной массы достигается за счет усложнения схем рабочего оборудования.

**Список литературы:**

1. Комиссаров А.П., Шестаков В.С., Жиганов П.А. К обоснованию рабочей характеристики карьерного экскаватора. Горный информационно-аналитический бюллетень, 2006, № 5, с. 236-238
2. Подзэрни Р.Ю. Механическое оборудование карьеров. М.: Изд. МГГУ, 2007. – 680 с.
3. Рехтман А.П. Комплексные испытания экскаватора ЭКГ-12/ А.П. Рехтман, А.А. Крагель // Механизация строительства. – 2001. - № 1.

## ИСПЫТАНИЕ И ВНЕДРЕНИЕ НОВОГО ПЫЛЕУЛОВИТЕЛЯ В ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Ризаев А.А., директор ИМиСС АН РУз, док. техн. наук, профессор; Маликов З.М., старший научный сотрудник ИМиСС АН РУз, канд. физ.-мат. наук

Почти в любой отрасли современной промышленности приходится очищать различные газы от пыли или туманов. Данная необходимость, если во многих случаях связана с сохранением экологии окружающей среды, то газы в производстве сажи в процессе крекинга нефтепродуктов с пылевидными катализаторами, а также на заводах цветной металлургии в процессе обогащения руды и др. необходимо очищать для извлечения ценных продуктов.

Во многих процессах производства получают или перерабатывают различные промышленные газы, а в некоторых технологических процессах газы образуются как отходы производства и выбрасываются в атмосферу.

В большинстве случаев промышленные газы содержат мелкие твердые частицы (пыль) или жидкие частицы (туман) различных веществ, от которых по тем или иным причинам газы должны быть очищены.

В XX веке с бурным развитием промышленности в развитых странах были созданы и усовершенствованы такие пылеочистительные устройства как: циклоны, электрофильтры, рукавные фильтры, вихревые пылеуловители.

Анализируя вышеперечисленные пылеуловители можно заключить, что простые по конструированию пылеуловители (циклоны) имеют низкую эффективность, а высокоэффективные сложны и дороги. Поэтому ИМиСС АН РУз совместно с АГМК была поставлена задача - создать высокоэффективный и несложный по конструкции пылеуловитель.

Ясно, что такой пылеуловитель должен отличаться от ныне существующих принципиально. Кроме конструирования пылеуловителя нами параллельно ставилась задача о математическом моделировании течения пылевоздушного потока внутри пылеуловителя. Как известно, строгому математическому моделированию поддаются только ламинарные течения потока. А что касается динамики пылевоздушного потока внутри циклона или вихревого пылеуловителя, то она имеет сугубо турбулентный характер.

Источником турбулентности в них является то, что используются струйные течения. Из гидродинамики известно, что любое струйное течение приводит к зоне перемешивания и в итоге к турбулентности.

Поэтому в вышеупомянутых пылеуловителях для описания динамики газового потока и кинема-

тики пылевых частиц отсутствует строгий математический расчет, что усложняет нахождение оптимальных параметров конструкций аналитически. Это является немаловажным фактором при конструировании оборудования, т.к. при отсутствии математической модели приходится оптимизировать необходимые параметры экспериментально, что экономически дорого и долго. Есть еще и другой аспект турбулентного течения, это то, что оно приводит к потере энергии, в результате чего увеличивается гидравлическое сопротивление оборудования.

Для создания высокоэффективного пылеуловителя была создана теоретическая предпосылка. С помощью математического моделирования была создана программа для проведения численного эксперимента.

Данная математическая программа позволила нам найти границы изменений параметров конструкции макета пылеуловителя, при котором происходит изменение характера течения газового потока внутри пылеуловителя.

Было выявлено, что при определенном соотношении параметров конструкции макета пылеуловителя течение потока может иметь характер отрывного течения, что приводит к вредным обратным движениям, а при других соотношениях ламинарного безотрывного характера. Поэтому при конструировании пылеуловителя именно численные данные являлись базовыми.

Далее учитывалась такая важная характеристика как аэродинамическое сопротивление устройства, для чего некоторые параметры пылеуловителя берутся по максимальной границе, а некоторые по минимальной.

Немаловажным фактором является и реализация устройства в условиях мастерских. Поэтому детали пылеуловителя должны быть легко исполнены традиционными металлорежущими станками из доступных материалов. Учитывая все вышеупомянутые факторы, были созданы чертежи макета пылеуловителя и на основе этих чертежей осуществлено его создание.

На основе макета пылеуловителя был создан проект промышленного пылеуловителя для известкового завода. Чертежи данного пылеуловителя были переданы заводу изготовителю и известковому заводу. На основе этих чертежей были изготовлены 32 пылеуловителя для замены старых циклонов.

В апреле 2008 г. силами ПНГ ОИиООС ЦЭАЛ были проведены испытания системы пылегазоулавливания после печи обжига известняка.

Во время проведения капремонта была осуществлена замена 2-х одиночных циклонов типа ЦП-2Л-2000 и 16 групповых циклонов типа СДК-ЦЫ-33-800 в конусном исполнении на 16 модернизированных групповых циклонов типа ЦП-1 (СДК-ЦН-800-33-16) в цилиндрическом исполнении. Замена циклонов производилась по левой стороне дымососа ДН-19НЖ № 1.

По правой стороне установки дымососа ДН-19НЖ № 2 замена не производилась, и испытания проводились на старой установке на циклонах типа СДК-ЦН-3 3-800 в конусном исполнении. Схемы нового модернизированного циклона типа СДК-ЦН-800-33-16 и прежнего циклона СДК-ЦН-33-800 приведены на рис.

Установка пылегазоочистки состоит из коллектора грязного газа, четырех одиночных циклонов ЦП-2Л-2000, групповых циклонов СДК-ЦН-33-800 (2 группы по 8 шт.) в конусном исполнении и моделированных циклонов типа ЦП-1 (СДК-ЦН-800-33-16) (2 группы по 8 шт.) в цилиндрическом исполнении, системы газопроводов, двух дымососов ДН-19НЖ № 1, 2 (электродвигатель АИР мощностью 132 kW, 735 об/мин).

Моделированные циклоны типа ЦП-1 (СДК-ЦН-800-33-16) имеют укороченную коническую часть, прямой выходной патрубок и отношение диаметра выходной трубы к диаметру цилиндрической части циклона равно 0,33. Циклоны ранее установленные

имели удлиненную коническую часть, спиральный входной патрубок и отношение диаметра выходной трубы к диаметру цилиндрической части циклона равное 0,33.

Испытания эффективности очистки системы ПГПУ от печи обжига производились на крупной, средней и мелкой фракциях известняка. Загрузка известняка в печь осуществлялась в пределах 17-17,5 t/h. Во время проведения испытаний положения открытия шиберов на дымососах ДН-19НЖ было в пределах: ДН-29НЖ № 1 - 40-80% и № 2 - 45-80%.

Основное направление проведения испытаний ПГПУ заключалось в следующем:

1. Сравнение пылеулавливания новых моделированных групповых циклонов типа ЦП-1 (СДК-ЦН-800-33-16) в цилиндрическом исполнении с прежними циклонами типа СДК-ЦН-33-800 в конусном исполнении.

2. Сравнение пылеулавливания системы ПГПУ прежней и новой установки на разных фракциях известняка.

Во время проведения испытаний выгрузка пыли из подциклонных бункеров осуществлялось от 25-100% всего количества бункеров. По рекомендуемой схеме наполненность подциклонных бункеров разрешена на не более 2/3 объема бункера. Если объем пыли в бункере занимает более 2/3 объема бункера, бункер считается полным, т.к. расстояние между слоем пыли и потоком завихрения в циклоне уменьшается и происходит захват пыли из бункера и вторичный пылевынос.

К количеству пыли поступившей из печи в циклон добавляется пыль уже уловленная и накопившаяся в бункере. Показания эффективности пылеулавливания уменьшается.

Эффективность пылеулавливания прежних и новых циклонов определялась одновременно. При проведении испытаний на крупной фракции на режиме открытия дымососов: ДН-19НЖ № 1 открытый на 40% и № 2 открытый на 50%, и при полных бункерах эффективность пылеулавливания новых моделированных групповых циклонов ЦП-1 (СДК-ЦН-800-33-16) составила 31,6-41,8% в то время, как эффективность пылеулавливания прежних циклонов составила 30,8-31,4%.

Также на крупной фракции при проведении замера дымососа: ДН-19НЖ № 1 открыт на 50%, № 2 открыт на 70%, при полностью выгруженных бункерах эффективность пылеулавливания новых групповых циклонов составила 81,4-82,6% в то время как эффективность прежних циклонов 66,7-69,1%.

Во время проведения испытаний ПГПУ на разных фракциях известняка получили следующее:

*Крупная фракция.* Эффективность пылеулавливания одиночных циклонов составила 29,7-71,2%, групповых циклонов нового типа

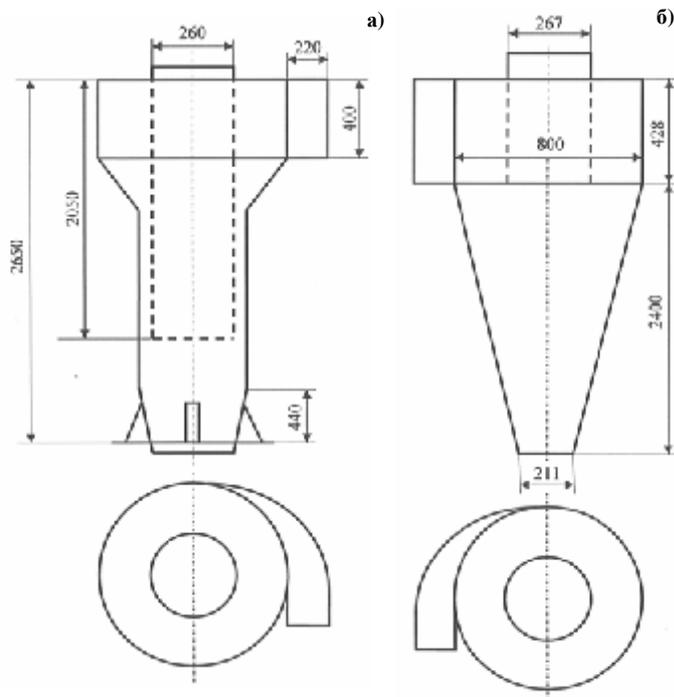


Рис. Схема циклонов: а – моделированный групповой циклон типа ЦП-1 (СДК-ЦН-800-33-16) (новый); б - групповой циклон типа СДК-ЦН-33-800 (прежний)

31,6-82,6%, прежнего - 20,5-69,1%.

*Средняя фракция.* Эффективность пылеулавливания одиночных циклонов составила 28,4-33,7%, групповых циклонов нового типа 30,1-41,8%, прежнего - 26,7-31,0%.

*Мелкая фракция.* Эффективность пылеулавливания одиночных циклонов составила 28,3-34,8%, групповых циклонов нового типа 29,7-42,0%, прежнего - 25,4-31,6%.

Производительность дымососов ДН-19НЖ № 1, 2 менялась в зависимости от положения шибберов и составила в пределах от 49088 до 31981 м<sup>3</sup>/h на дымососе № 1 и в пределах от 42966 до 78745 м<sup>3</sup>/h на дымососе № 2.

Подсосы на одиночных циклонах менялись в зависимости от производительности дымососов № 1, 2 и составили на одиночных циклонах от 31,5% до 40,5%, на групповых циклонах нового типа от 8,1% до 14,4%, на групповых циклонах прежнего - от 13,1% до 19,8%.

Согласно техническим требованиям подсосы должны составлять не более 10%. Гидравлическое сопротивление одиночных циклонов составило в пределах 12-47 мм Н<sub>2</sub>О, групповых циклонов нового типа 100-160 мм Н<sub>2</sub>О, групповых циклонов прежнего - 108-130 мм Н<sub>2</sub>О.

Согласно техническим требованиям гидравличе-

ское сопротивление для данного типа циклонов не должно превышать пределов в 180-300 мм вод. ст. Расчет для коксовой пыли при входной запыленности не более 1,5 г/м<sup>3</sup>. При таких исходных данных эффективность пылеулавливания может достигнуть до 93% (данные из «Информационного бюллетеня № 4 за 1985 г. издательство г. Москва).

#### **Выводы и рекомендации:**

Наилучшая эффективность пылеулавливания в групповых циклонах нового типа ЦП-1 (СДК-ЦН-800-33-16) происходит во время загрузки в печь крупной фракции известняка при пустых подциклонных бункерах.

По результатам проведенных испытаний и анализу полученных данных следует, что выгрузку пыли из подциклонных бункеров следует производить, не давая накапливаться более 2/3 объема. Необходимо производить непрерывную выгрузку пыли из подциклонных бункеров. Изучив результаты опытно-промышленного испытания можно утверждать:

- во-первых - есть резерв для увеличения эффективности нового модернизированного циклона пылеуловителя;
- во-вторых - модернизированный пылеуловитель можно использовать и на других предприятиях, где происходит выброс пылевых частиц в атмосферу.

УДК 622.7.002.5-192

© Семененко Е.В. 2010 г.

## **МЕТОДИЧЕСКИЕ РАЗРАБОТКИ РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ ПРОЦЕССОВ ГИДРОМЕХАНИЗАЦИИ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РОССЫПЕЙ**

**Семененко Е.В.**, старший научный сотрудник Института геотехнической механики НАН Украины, канд. техн. наук

Гидромеханизация открытых горных работ широко применяется на различных карьерах Украины при добыче титан-цирконовых россыпей, железных руд и руд редкоземельных металлов [1-4]. При этом для разрушения породы используются гидромониторы, а для перемещения россыпей – системы напорного или самотечного гидротранспорта [1, 3, 5, 6]. Требования к возрастанию производительности карьеров по исходной руде вынуждают увеличивать количество одновременно работающих забойных гидромониторов, получающих воду из одного водозабора. Это приводит к тому, что давление и расход воды оказывается ниже регламентированных значений, что в некоторых случаях делает невозможным процесс пульпообразования или существенно повышает энергоемкость гидротранспортирования за

счет снижения концентрации гидросмеси [1, 3]. В таких условиях для обеспечения эффективной работы систем водоснабжения и гидротранспортирования требуется предварительное обоснование их параметров до конца отработки месторождения с учетом процесса пульпообразования, который связывает эти две трубопроводные системы в единый комплекс.

Известные методы расчета систем водоснабжения открытых горных работ и гидротранспортных комплексов используют схему, при которой каждая гидромониторная установка получает воду из своего водозабора [5-7]. Эти методики не рассматривают разветвленные трубопроводные системы, оборудованные одним общим насосом, установленным в месте водозабора, и несколькими повышающими

насосами, установленными непосредственно перед гидромониторами. Известны также методики расчета параметров гидротранспорта, ориентированные на различные по плотности и крупности материалы [8-11]. Однако ни одна из них не позволяет рассчитывать критическую скорость и гидравлический уклон с учетом полидисперсности и разной плотности твердой фазы. До сегодняшнего времени параметры и режимы работы систем водоснабжения и гидротранспортирования рассматривались отдельно друг от друга, а влияние процесса пульпообразования на эффективность функционирования этих систем вообще не учитывалась.

Целью статьи является обсуждение разработки методического обеспечения расчетов параметров процессов гидромеханизации при открытой разработке полиметаллических россыпей, разработанных специалистами Института геотехнической механи-

ки им. Н.С. Полякова Национальной академии наук Украины (ИГТМ НАН Украины). При этом для рассмотрения выбраны вопросы расчета параметров напорного гидротранспорта, то есть критической скорости или критической подачи пульпы и гидравлического уклона [3], параметров системы водоснабжения при одновременной работе нескольких гидромониторов, питаемых водой от одного водозабора, а также процесса пульпообразования, с учетом полидисперсности и разной плотности твердой фазы. Апробация предлагаемых научных разработок проведена специалистами ИГТМ НАН Украины для условий Вольногорского горно-металлургического комбината (ВГМК) для карьеров Восточного участка Малышевского месторождения (Украина).

Водоснабжение карьерных гидротранспортных установок ВГМК производится по типичной схеме

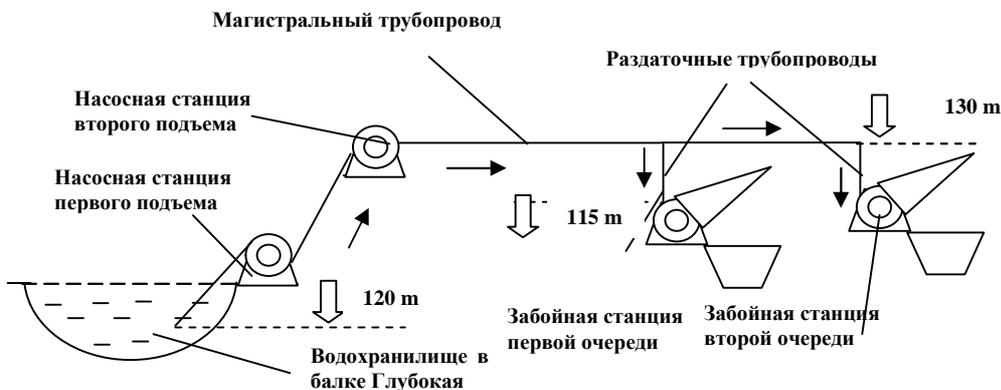


Рис. 1. Схема существующей системы водоснабжения карьерного гидротранспортного комплекса ВГМК (стрелками указано направление течения воды)

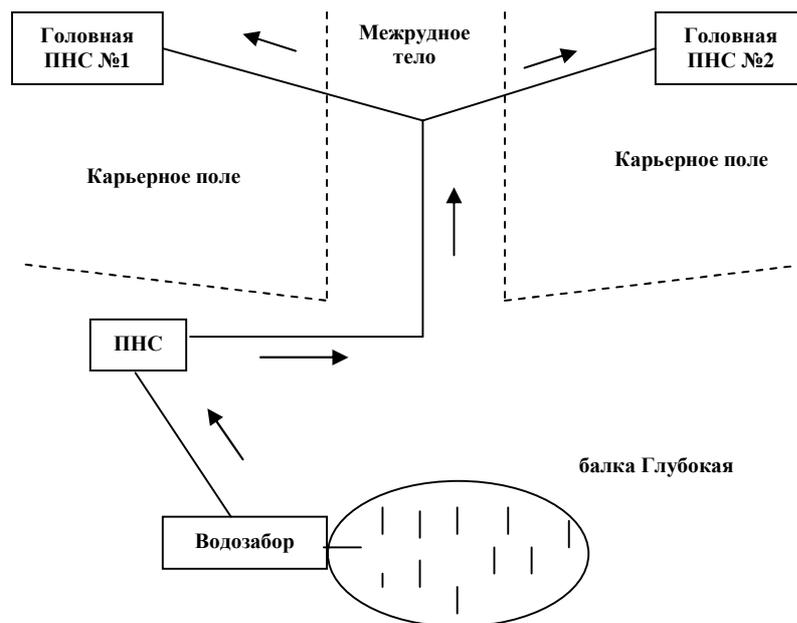


Рис. 2. План-схема системы водоснабжения гидротранспортного комплекса ВГМК (стрелками указано направление течения воды)

(рис. 1, 2) [3]. Водозабор осуществляется с отметки 110 м из водохранилища, организованного в балке Глубокая, насосом Д6300 на станции первого подъема. Затем по трубопроводу диаметром 1020 мм вода направляется на борт карьера до насосной станции второго подъема с насосом Д6300 и по междрудному телу с отметкой 130 м доставляется на расстояние 2700 м, где организован отвод

диаметром 630 мм на забойную станцию первой очереди гидротранспорта. На расстоянии около 200 м от этого отвода по ходу течения воды организован отвод диаметром 630 мм на забойную станцию второй очереди гидротранспорта. Забойные станции первой и второй очереди размещаются на отметке 117 м или 116 м. В случае необходимости в систему включают еще один насос Д6300 установленный на насосной станции второго подъема, размещенной на борту карьера. На первой и второй очередях гидротранспортного комплекса используются одинаковые забойные станции, каждая из которых включает зумпф объемом 5 м<sup>3</sup>, два гидромонитора ГМД250 с насадкой 80 мм, коллектор диаметром 630 мм, трубопроводы подачи воды в зумпф диаметром 270 мм, трубопрово-

ды подачи воды на гидромониторы диаметром 230 мм. В зависимости от ситуации оператор может направить все гидромониторы или часть из них на забой, на решетку зумпфа или на размыв площадки между забоем и решеткой. При этом оператор может регулировать расход воды, подаваемой в зумпф через каждый трубопровод, путем изменения проходного сечения установленных задвижек.

Для соблюдения регламентированных параметров процесса пульпообразования при расстоянии от гидромонитора до забоя от 15 до 16 м требуется обеспечить расход воды в зумпф не менее 1000 м<sup>3</sup>/ч и расход воды на гидромониторы от 1200 до 1300 м<sup>3</sup>/ч. Требуемое давление перед насадком гидромонитора согласно его паспортным характеристикам составляет не менее 12 атм. [6].

По мере отработки Восточного участка забой продвигается в направлении от балки Глубокая. Вслед за забоем периодически передвигаются забойные установки обеих очередей. При этом длина магистрального трубопровода каждый раз увеличивается. После очередного переноса узлов пульпоприготовления, когда длина трубопровода для подачи воды составила 3000 м, давление перед гидромониторами при одновременной работе обеих очередей упало ниже требуемого значения, и система водоснабжения перестала обеспечивать регламентированные параметры процесса пульпообразования. Возникшая проблема потребовала анализа возможных вариантов решения, прогнозирования параметров и режимов работы системы водоснабжения карьерного гидротранспортного комплекса и самих гидротранспортных установок при отработке до конца Восточного участка Малышевского месторождения. Эта работа была выполнена специалистами ИГТМ НАН Украины, а результаты ее в течение 2006 г. реализованы в условиях ВГМК [3].

Независимо от количества забойных установок для расчета параметров и режимов работы систем водоснабжения открытых горных работ предлагается использовать такую систему уравнений [3]:

$$(z_g + (a_g + a)k^2)Q_g^2 + n^2aQ_z^2 + 2knaQ_gQ_z + k(b_g + b)Q_g + nbQ_z - g_g = 0 \quad ; (1)$$

$$k^2aQ_g^2 + (z_z + n^2a)Q_z^2 + 2knaQ_gQ_z + kbQ_g + nbQ_z - g_z = 0 \quad ; (2)$$

$$b = k(b_R + mb_m);$$

$$a = z_R + a_R + (z_m + a_m)m^2;$$

$$g_g = h_0 - h_g + c_m + c_R + c_g; \quad (3)$$

$$g_z = h_0 - h_z + c_m + c_R + c_g;$$

$$Q_R = kQ_g + nQ_z; \quad Q_m = kmQ_g + nmQ_z, \quad (4)$$

где  $h_g$  – среднее для забойных установок значение отметки насадки гидромонитора, м;  $h_z$  – среднее

для забойных установок значение отметки выхода из водовода в зумпфе, м;  $Q_g$  – расход воды через насадок гидромонитора, м<sup>3</sup>/с;  $Q_z$  – расход воды через трубопровод, подающий воду в зумпф, м<sup>3</sup>/с;  $Q_m$  – расход воды через магистральный трубопровод, м<sup>3</sup>/с;  $Q_R$  – расход воды через раздаточный трубопровод, м<sup>3</sup>/с;  $z_z$  – гидравлическое сопротивление трубопровода, подающего воду в зумпф [1, 3, 5, 7];  $z_g$  – гидравлическое сопротивление трубопровода, подводящего воду к гидромонитору;  $z_R$  – гидравлическое сопротивление раздаточного трубопровода;  $z_m$  – гидравлическое сопротивление магистрального трубопровода [1, 3, 5, 7];  $n$  – количество трубопроводов, обеспечивающих подачу воды в зумпф забойной насосной станции, шт.;  $m$  – количество забойных насосных станций, шт.;  $k$  – количество гидромониторов на одной забойной станции, шт.;  $c_R, b_R, a_R$  – эффективные коэффициенты аппроксимации расходно-напорной характеристики насосов на промежуточной станции, размещенной на магистральном трубопроводе [7];  $c_g, b_g, a_g$  – эффективные коэффициенты аппроксимации расходно-напорной характеристики повышающего насоса перед гидромониторами [7];  $c_m, b_m, a_m$  – коэффициенты аппроксимации расходно-напорной характеристики насосов водозаборной станции [7].

Значения величин  $Q_g$  и  $Q_z$  определяют путем численного решения системы уравнений (1) и (2) итерационным методом Ньютона. При этом на каждой итерации осуществляется проверка ограничений подачи на гидромонитор, вызванных условием действительности величины  $Q_z$  и способностью струи воды обеспечить пульпообразование [3, 6].

Зная величины расходов воды, подаваемой в зумпф и на гидромониторы, можно рассчитать основные параметры процесса пульпообразования, а следовательно, и параметры, характеризующие работу гидротранспортного комплекса, – расход гидросмеси, поступающей в зумпф, массовую концентрацию и плотность гидросмеси, а также производительность гидротранспортного комплекса по исходным пескам. При условии, что оператор гидромонитора в соответствии с должностной инструкцией обеспечивает стабильность уровня гидросмеси в зумпфе, эти величины рассчитывают по формулам:

$$Q = Q_g (q_z n + k + jA); \quad C_g = \frac{jA\bar{r}}{q_z n + k + jA\bar{r}};$$

$$r = \frac{nq_z + k + \bar{r}jA}{nq_z + k + jA}; \quad G = r_0 Q_g (nq_z + \bar{r}[k + jA]);$$

$$q_z = \frac{Q_z}{Q_g},$$

где:  $Q$  – объемный расход гидросмеси, поступающей в зумпф,  $m^3/s$ ;  $C_g$  – массовая концентрация гидросмеси в зумпфе, доли единицы;  $q_z$  – параметр пульпоприготовления;  $\Gamma$  – относительная плотность гидросмеси;  $\bar{\Gamma}$  – средневзвешенная относительная плотность транспортируемого материала;  $j$  – количество гидромониторов, работающих на забой, шт.;  $A$  – удельная производительность гидромонитора,  $m^3$  твердого/ $m^3$  воды;  $\Gamma_0$  – плотность воды,  $kg/m^3$ ;  $G$  – производительность гидротранспортного комплекса по исходным пескам,  $kg/s$ .

Для определения параметров гидротранспорта использовалась методика ИГТМ НАН Украины [6, 12], при расчетах по которой транспортируемый материал рассматривается как смесь разнородных по плотности и средней крупности твердых компонентов. Каждому компоненту соответствуют свой гранулометрический состав и своя средняя плотность частиц. Для определения гидравлической крупности частиц каждого класса крупности рассчитывают вспомогательные величины, необходимые для дальнейших расчетов [3, 9, 12]:

$$d_s^i = \sum_{j=1}^m \frac{p_{ij}}{100} \frac{d_j^{(1)} + d_j^{(2)}}{2}; Re_s^i = \frac{w_s^i d_s^i}{\nu_w};$$

$$f_p^i = 1 + \text{sign} \left[ \lg \left( \frac{Re_s^i}{7.586} \right) \right] \text{th} \left[ 0.967 \left| \lg \left( \frac{Re_s^i}{7.586} \right) \right|^{0.6} \right],$$

где  $d_s^i$  – средневзвешенный диаметр частиц  $i$ -го компонента транспортируемого материала,  $m$ ;  $\nu_w$  – кинематический коэффициент вязкости воды,  $m^2/s$ ;  $d_j^{(1)}$  – минимальный диаметр частиц  $j$ -го класса крупности,  $m$ ;  $d_j^{(2)}$  – максимальный диаметр частиц  $j$ -го класса крупности,  $m$ ;  $m$  – количество классов крупности в транспортируемом материале;  $\bar{\Gamma}_s^i$  – средняя относительная плотность частиц  $i$ -го компонента транспортируемого материала;  $n$  – количество компонентов в транспортируемом материале;  $p_{ij}$  – массовая доля частиц  $j$ -го класса крупности в  $i$ -м компоненте транспортируемого материала, %;  $Re_s^i$  – число Рейнольдса для частицы  $i$ -го компонента транспортируемого материала;  $w_s^i$  – гидравлическая крупность частиц  $i$ -го компонента транспортируемого материала,  $m/s$  [9-11].

Затем определяют усредненные параметры транспортируемого материала [3, 9, 12]:

$$\bar{\Gamma}_s = \sum_{i=1}^n q_i \bar{\Gamma}_s^i; Re_s = \sum_{i=1}^n q_i Re_s^i; d_s = \sum_{i=1}^n q_i d_s^i;$$

$A_0 = 0.521g^{1.65} Re_s; n_s = 0.76 - 0.16th(2.821g^2 Re_s)$ , где  $\bar{\Gamma}_s$  – относительная плотность транспортируемого материала;  $Re_s$  – число Рейнольдса для частицы транспортируемого материала;  $q_i$  – массовая доля  $i$ -го компонента в транспортируемом материале, доли единицы;  $d_s$  – средневзвешенный диаметр частиц транспортируемого материала,  $m$ .

После этого рассчитывают объемную концентрацию гидросмеси, а также величины, зависящие от нее [3, 9, 12]:

$$C = \sum_{i=1}^n q_i C_i; Y_{kp} = \sum_{i=1}^n \frac{q_i S_i}{1 - S_i};$$

$$R_s = \sum_{i=1}^n q_i S_i \bar{\Gamma}_s^i; C_i = \frac{C_g}{C_g + (1 - C_g) \bar{\Gamma}_s^i};$$

$$S_i = C_i \left[ 1 - 0.45 f_p^i \left( 1 - \frac{C_i}{0.3(2 - n_{0.1}^i)} \right)^{2.16} \right];$$

$$S = \sqrt{1 + 0.527 \cos \left( \frac{90 C n_{0.01}}{1 - (1 - n_{0.01}) C} \right)};$$

$$\Phi = sC(1 - C) \sqrt{\frac{th(2.38y_{kp}^{0.433})}{1 + A_0 th(1.14Y_{kp}^{0.86})}};$$

$$\sqrt{\frac{1 + y_{kp}}{C^2 + R_s(1 + y_{kp})(1 - C)^2 y_{kp}^2}};$$

где  $n_{0.01}$  – доля частиц крупностью менее 0,01  $mm$  в транспортируемом материале, доли единицы [9];  $n_{0.1}^i$  – доля частиц крупностью более 0,1  $mm$  в  $i$ -м компоненте транспортируемого материала, доли единицы.

Критический диаметр трубопровода при регламентированном значении параметра гидротранспортирования  $K$  определяют из решения нелинейного уравнения:

$$\frac{3.04}{\rho K \sqrt{\bar{\Gamma}_s - 1}} \frac{1 - S}{S \Phi} \frac{G_T}{\sqrt{g d_s^{n_s} \bar{\Gamma}_s}} D_{kp}^{\frac{5-n_s}{2}} =$$

$$= \ln \left( \frac{0.4}{\rho K} \frac{1 - S}{SD_{kp}} \frac{G_T}{\bar{\Gamma}_s \nu_w} \right); G_T = \frac{G}{r_0},$$

где  $S$  – объемная концентрация пульпы, доли единицы;  $K$  – регламентированный параметр гидротранспортирования, показывающий, во сколько раз рабочая скорость должна превышать критическую [3].

Из сортамента труб выбирают трубу диаметром меньше критического и определяют величину критической скорости гидротранспортирования после решения нелинейного уравнения [3, 12]:

$$u_{kp} = \frac{Fr_{kp}}{1 - S} \sqrt{gD};$$

$$\frac{Fr_{kp}}{1.316\Phi\sqrt{r_s-1}}\left(\frac{D}{d_s}\right)^{\frac{n_s}{2}} = \ln\left(\frac{\sqrt{g}D^{3/2}}{10n_w}Fr_{kp}\right),$$

где  $u_{kp}$  – критическая скорость пульпы, м/с.

После этого рассчитывают гидравлический уклон при течении гидросмеси в рабочем диапазоне изменения скорости жидкости [3, 12]. Рабочий диапазон разбивают на требуемое количество расчетных точек, каждой из которых соответствует свое значение  $u_w$ . Для каждого значения  $u_w$  в зависимости от угла наклона трубопровода к горизонту рассчитывается величина гидравлического уклона по следующим формулам [3, 12]:

$$i = [\wp \cos j + \wp'(1 - \cos j)] \frac{0.308}{1g^2} \frac{u_w^2}{\left(\frac{u_w D}{10n_w}\right)^2 2gD} \pm \frac{1 + \bar{r}_s C \left[1 - \frac{w_s}{u_w} (1 - C)^n\right]}{1 + C \left[1 - \frac{w_s}{u_w} (1 - C)^n\right]} \sin j$$

$$\wp' = \frac{1}{1 + C \left[1 + \frac{w_s}{u_w} (1 - C)^{n_c}\right]} + R_s \left[1 + \frac{w_s}{u_w} (1 - C)^{n_c}\right]^2;$$

$$n_c = 4.1 - 2.1 \text{sign} \left[ \lg \left( \frac{Re_s}{5.012} \right) \right] \text{th} \left[ \frac{1}{2} \left| \lg \left( \frac{Re_s}{5.012} \right) \right|^{4/3} \right];$$

$$\wp = \left[ \frac{1 - S}{(1 - C)^2} + \frac{R_s}{(1 - S)^2} \left( \frac{S}{C} \right)^2 \right] \left( 1 - \text{th} \left[ 5.33 \left( 1 - (1 - S) \frac{u_{kp}}{u_w} \right) \right] \right) d$$

$$d = \frac{A_0 \text{th} (11.41 y_{kp}^{0.86})}{1 + A_0 \text{th} (11.41 y_{kp}^{0.86})},$$

где  $i$  – гидравлический уклон при течении пульпы по горизонтальному трубопроводу, mm H<sub>2</sub>O/m;  $j$  – угол наклона трубопровода к горизонту, рад.

При этом знак «+» принимается для восходящих трубопроводов, а знак «-» – для нисходящих.

Результаты этого расчета позволяют построить расходно-напорную характеристику предполагаемой магистрали, оценить характеристики требуемого насоса или же определить рабочую точку установки [3, 4, 7, 12], если расходно-напорная характеристика насоса известна.

Методика ИГТМ НАН Украины [3] может быть использована для расчета параметров гидротранспорта полидисперсных материалов, у которых классы крупности имеют разную плотность, со средней плотностью менее 3360 kg/m<sup>3</sup> и средневзвешенной крупностью менее 5 mm.

Зависимости (1) – (4) позволяют определить предельно допустимую длину магистрального трубопровода, при которой система водоснабжения будет обеспечивать регламентированные параметры процесса пульпообразования в бескавитационном режиме течения:

$$\frac{[L]}{D_m} = \frac{g_g - (z_g + a_g k^2) Q_g^2 - k(b_g + b) Q_g - nb \sqrt{\frac{z_g}{z_c} Q_g^2 - \frac{H_g - h_c + h_g}{z_c}}}{m^2 \left( k Q_g + n \sqrt{\frac{z_g}{z_c} Q_g^2 - \frac{H_g - h_c + h_g}{z_c}} \right)^2} - \frac{(z_R + a_R)}{m^2} - a_m \left[ \frac{p^2 g D_m^4}{8 \chi_m I_m} \right],$$

где  $[L]$  – предельно допустимая длина магистрального трубопровода, м;  $\chi_m$  – коэффициент, учитывающий потери напора на местных гидравлических сопротивлениях.

**Результаты моделирования.** По разработанной методике был произведен расчет параметров и режимов работы системы водоснабжения карьерных гидротранспортных установок и параметров гидротранспорта ВГМК. Для обеспечения регламентированных значений давления и расхода воды на гидромониторах забойных установок предложено установить повышающий насос и отказаться от насоса второго подъема. Для обоснования оптимального варианта модернизации системы водоснабжения были произведены расчеты необходимых расходов в трубопроводах и основных параметров гидротранспортирования для шести расчетных вариантов, которые различаются между собой типом повышающих насосов и насосов на станции водозабора. В расчетных вариантах №1, №2 и №3 на водозаборной станции используется насос Д6300, а в расчетных вариантах №4, №5 и №6 – Д4000. В расчетных вариантах №1 и №4 в качестве повышающего насоса перед гидромонитором используется насос Д2000, в вариантах №2 и №5 – Д2000-1, а в вариантах №3 и №6 – Д2500.

Для каждого расчетного варианта определена величина предельно допустимой длины магистрального трубопровода (рис. 3). На основании результатов этих расчетов прогнозирование режимов работы системы водоснабжения карьерного гидротранспортно-

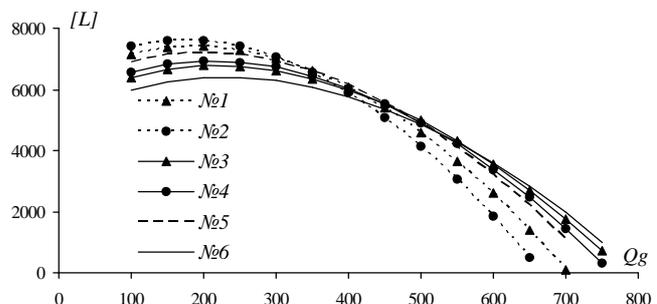


Рис. 3. Зависимость допустимой длины магистрального трубопровода от расхода на гидромонитор для различных расчетных вариантов

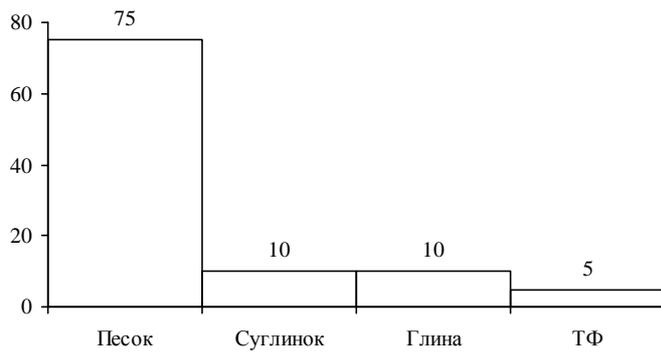


Рис. 4. Фракционный состав россыпи Восточного участка Малышевского месторождения

**Таблица 1**

**Характеристика материалов россыпи Восточного участка Малышевского месторождения**

Класс крупности, $\mu\text{km}$	Содержание материала, %			
	Песок	Суглинок	Глина	ТФ
+0-63	0	90	75	23
-63+100	1	6	10	53
-100+160	8	3	13	18
-160+200	22	1	2	5
-200+315	62	0	0	1
-315+400	6	0	0	0
-400+3000	1	0	0	0

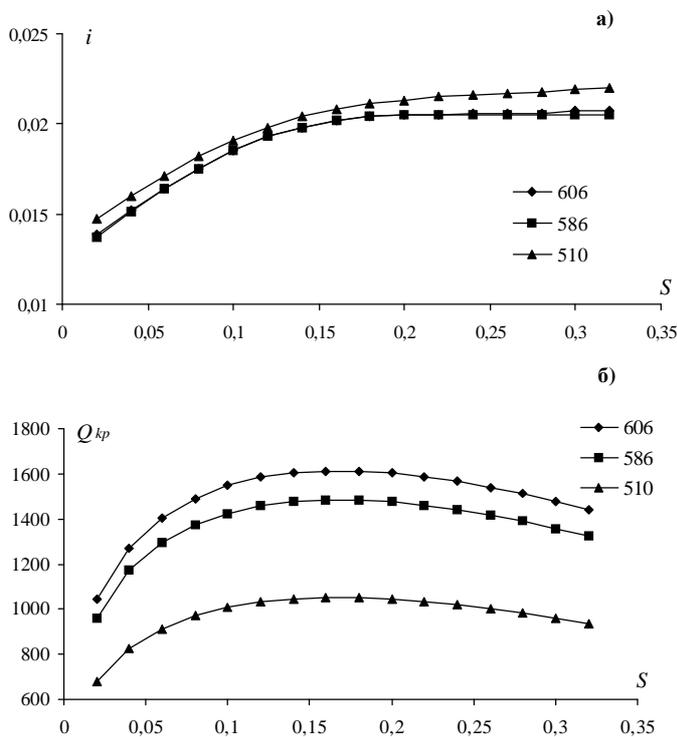


Рис. 5. Зависимость параметров гидротранспорта россыпей ВГМК от объемной концентрации гидросмеси при различных диаметрах трубопровода (мм): а) гидравлический уклон; б) критическая подача ( $\text{m}^3/\text{h}$ )

го комплекса до конца обработки Восточного участка Малышевского месторождения проводили, считая, что на каждой из очередей используется повышающий насос Д2000, установленный непосредственно перед гидромониторами, а на станции водозабора установлен насос Д6300.

Расчеты параметров и режимов работы системы водоснабжения карьерного гидротранспортного комплекса до конца обработки Восточного участка Малышевского месторождения производились для двух значений диаметра трубопровода подачи воды в зумпф – 273 и 150 мм. Для каждого расчетного варианта были определены величины расходов воды через трубопроводы, подающие воду на гидромони-

тор, в зумпф, в магистральный трубопровод, а также величина давления перед гидромонитором и основные параметры процесса гидротранспортирования.

Параметры гидротранспорта рассчитывались с учетом того, что россыпи Восточного участка Малышевского месторождения, подаваемые на обогащение, содержат песок (плотность  $2700 \text{ kg/m}^3$ ), суглинок (плотность  $2720 \text{ kg/m}^3$ ), глину (плотность  $2750 \text{ kg/m}^3$ ) и тяжелую фракцию (ТФ) (плотность  $4590 \text{ kg/m}^3$ ), состоящую из рутила, ильменита, циркона и других минералов (рис. 4 и табл. 1).

Средняя плотность россыпи составляет  $2802 \text{ kg/m}^3$ , а средневзвешенный диаметр частиц – 0.19 мм.

Для условий гидротранспорта ВГМК были также рассчитаны величины критической скорости и гидравлического уклона (рис. 5)

Анализ результатов расчета параметров и режимов работы системы водоснабжения карьерного гидротранспортного комплекса до конца обработки Восточного участка Малышевского месторождения показывает, что зависимость основных показателей от длины магистрального трубопровода с инженерной точностью можно аппроксимировать полиномом второй степени  $y = a_0 - a_1L - a_2L^2$  (табл. 2).

При этом по мере обработки месторождения расход воды на гидромониторы и в зумпф, а также расходы в магистральных и распределительных трубопроводах системы водоснабжения гидротранспортного комплекса будут уменьшаться. Такая же зависимость характерна для давления воды перед гидромониторами и значения параметра пульпоприготовления. При этом расход пульпы и твердой фазы будут уменьшаться, а значения плотности и концентрации пульпы – увеличиваться.

На основании анализа результатов расчетов для модернизации системы водоснабжения специалистами ВГМК был отобран вариант, реализация которого позволила поднять давление перед гидромониторами с 7 до 14 атм. и обеспечить регламентированные режимы пульпообразования и заданную концентрацию гидросмеси. Реализация этого варианта показала, что отличие расходов и давлений в системе водоснабжения от расчетных не превысило 5%.

Разработанная методика расчета параметров системы водоснабжения и гидротранспортирования были положены в основу методического, информационного и программного обеспечения расчетов параметров и режимов работы гидротранспортного комплекса, которое внедрено в условиях ВГМК, а также передано для использования в практике проектных расчетов в институты Укргипроруда (г. Харьков), Механобрчермет и Кривбасспроект (г. Кривой Рог).

**Выводы:**

С учетом особенностей технологий горных работ на карьерах россыпных месторождений специалистами ИГТМ НАН Украины разработано и опробовано методическое обеспечение расчетов параметров и режимов работы систем карьерного трубопроводного транспорта, которое учитывает параметры трубопроводов и насосов системы водоснабжения и гидротранспорта, характеристики узла пульпообразования, полидисперсность и разнофракционность транспортируемого материала. На основе предлагаемой методики расчета возможна оценка изменения параметров и режимов

работы системы водоснабжения, а также процессов пульпообразования и гидротранспортирования за весь период отработки месторождения, рассчитывать критические параметры гидротранспорта и допустимые длины трубопровода подачи воды.

**Список литературы:**

1. Проблемы разработки россыпных месторождений / И.Л. Гуменик, А.М. Сокил, Е.В. Семеновко, В.Д. Шурыгин. – Днепропетровск: Січ, 2001. – 224 с.
2. Блюсс Б.А., Головач Н.А. Совершенствование технологий преобогачения ильменитовых руд. – Днепропетровск: Полиграфист, 1999. – 126 с.
3. Обоснование параметров и режимов работы систем гидротранспорта горных предприятий // Ю.Д. Баранов, Б.А. Блюсс, Е.В. Семеновко, В.Д. Шурыгин. – Д.: «Новая идеология», 2006. – 416 с.
4. Блюсс Б.А., Семеновко Е.В. Обеспечение рационального режима работы карьерного гидротранспортного комплекса // Сб. науч. тр. НГУ, №17, том 1. – Днепропетровск: РИК НГУ, 2003. – С. 228 – 233.
5. Смолдырев А.Е. Гидро- и пневмотранспорт в металлургии. – М.: Металлургия, 1985. – 383 с.
6. Нурак Г.А. Процессы и технологии гидромеханизации открытых горных работ. – М.: Недра, 1985. – 583 с.
7. Хоружий П.Д., Ткачук О.А. Водопровідні системи і споруди. – К.: Вища школа, 1993. – 230 с.
8. Коберник С.Г., Войтенко В.И. Напорный гидротранспорт хвостов горно-обогатительных комбинатов. – К.: Наук. думка, 1967. – 140 с.
9. Криль С.И. Напорные взвесенесущие потоки. – К.: Наук. думка, 1990. – 160 с.
10. ИС 21-26.3-567-81. Система напорного гидротранспорта отходов чугунолитейного производства. – К.: Минстройматериалов СССР, 1982. – 56 с.
11. РСН 275-75. Временные указания по технологии возведения намывных хвостохранилищ горнообогатительных комбинатов. – Киев: Госстрой УССР, 1975. – 180 с.
12. Криль С.И., Семеновко Е.В. Расчет параметров гидротранспорта песков россыпных и техногенных месторождений // Научно-технический и производственный журнал «Металлургическая и горнорудная промышленность». – №5. – 2006. – С. 77 – 80.

УДК 622

© Тошов Ж.Б. 2010 г.

## АНАЛИЗ МЕТОДИКИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ РЕЖИМА ВРАЩЕНИЯ ШАРОШЕК

Тошов Ж.Б., старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, канд. техн. наук.

Известно, что породоразрушающий инструмент в процессе бурения является основным промежуточным звеном и эффект разрушения пород при бурении во многом зависит от его конструктивных

параметров. Поэтому, основные траектории движения рабочих выступов породоразрушающего инструмента изучены недостаточно глубоко, уравнения этих траекторий в самой общей форме не получены.

Сложность построения детерминированной модели разрушения горной породы обусловлена ее анизотропностью, различными условиями напряженного состояния, определяемыми призабойными поверхностями, не изученностью кинематических схем породоразрушающих инструментов. При исследовании механизма воздействия рабочих выступов шарошечного долота на забой скважины необходимо дать количественную оценку степени проскальзывания венцов шарошечного долота и изучить причины, вызывающие скольжение зубьев по забою для управления этим явлением. Общепринятый способ увеличения скольжения зубьев шарошечного долота на забое – смещение их осей вращения в плане. Известны и другие факторы, влияющие на режим вращения шарошечного долота и соотношения величин скольжения ее венцов, среди них наиболее важны геометрические параметры. Для характеристики работы шарошек шарошечного долота, как и всяких твердых тел, находящихся в сложном движении, требуется, прежде всего, знание положений их мгновенных осей вращения. Впервые положение мгновенной оси вращения шарошечного долота определял А.Ф. Егеров [1], используя принцип затраты наименьшей мощности. Им рассмотрены шарошечные долота в форме конуса и цилиндра с несмещенными осями вращения в плане, перекатывающиеся на недеформированном забое. Установлено, что вторая точка мгновенной оси вращения шарошечного долота независимо от формы и ориентации на цапфе находится на середине образующей, т.е.:

$$x = \frac{l}{2}, \quad (1)$$

где  $l$  – длина образующей шарошечного долота.

Влияние, оказываемое на положение мгновенных осей вращения шарошечных долот силами трения их о лапу шарошечного долота и силами трения в подшипнике, учитывается соответствующими обозначениями в формуле:

$$x = \frac{l}{2} - \frac{pD^2 kP}{12f} - \frac{f_p l_1^2 \sin \varphi_1}{4fD}, \quad (2)$$

где  $D$  – диаметр торца шарошки;

$k$  – коэффициент трения между лапой и торцом шарошечного долота;

$P$  – давление, приходящееся на единицу опорной поверхности между лапой и торцом шарошечного долота;

$f$  – сила трения, приходящаяся на единицу длины образующей шарошечного долота;

$f_p$  – сила трения, приходящаяся на единицу длины ролика подшипника;

$l_1$  – длина образующего ролика;

$\varphi_1$  – угол, проходящий через ось шарошечного долота в середину ролика.

Используя метод равенства моментов от сил трения относительно несскользящей точки, В.Г.

Сократов нашел координату второй точки мгновенной оси вращения также на середине образующей. В.С. Поляков [2] при определении положения мгновенной оси вращения использовал условие равномерного вращения шарошечного долота вокруг его оси:

$$F_1 \left( \frac{d}{2} + b \right) \sin a - F_2 \frac{b}{2} \sin a = 0, \quad (3)$$

где  $F_1 = f \cdot q \cdot a$ ,  $F_2 = f \cdot q \cdot a$  – равнодействующие силы на соответствующих участках.

В.С. Поляков [2] также предложил уравнение, связывающее периферийную часть  $a$  и центральную  $b$  образующей:

$$a^2 - 2a \mathbf{1} + \frac{b^2}{2} = 0, \quad (4)$$

откуда,

$$a = 0,29 \mathbf{1}, \quad b = 0,71 \mathbf{1}. \quad (5)$$

Сдвиг второй точки в сторону периферии, по мнению автора, произошел в результате учета реакции упора в подшипнике.

Позже, И.М. Бирюков [3], применяя более точно метод моментов для несовершенного конуса, вывел следующие зависимости:

$$R_n = \frac{(r_p - r_1)(R_2 - R_1)}{r_2 - r_1}, \quad (6)$$

$$r_n = \sqrt{\frac{r_1^2 + r_2^2}{2}},$$

где  $R_n$  – радиус нейтральной окружности на забое;

$r_n$  – радиус нейтрального венца шарошечного долота;

$r_1, r_2$  – радиусы меньшего и большего оснований конуса;

$R_1, R_2$  – радиусы соответствующих окружностей забоя.

Если шарошечное долото имеет форму совершенного конуса, т.е.  $z_1=0$ ,  $R_1=0$ , то:

$$r_n = \frac{r_2}{\sqrt{2}}, \quad (7)$$

$$R_n = \frac{r_n R_2}{r_2} = \frac{R_2}{\sqrt{2}} \approx 0,71 \cdot R.$$

Это тождественно результату В.С. Полякова [2].

Для цилиндрических шарошечных долот:

$$r_n = \sqrt{\frac{r_1^2 - r_2^2}{2}} = r, \quad (8)$$

$$R_n = \frac{r_n - R_2}{r_2} = \frac{R_1 + R_2}{2}.$$

Данный результат соответствует частному случаю А.Ф. Егерова и В.Г. Сократова, т.е.  $x = \frac{\mathbf{1}}{2}$ .

Более реальную модель для аналитического определения положения второй точки мгновенной оси вращения предлагают авторы [4, 5, 6], которые

полагают, что первые два условия имеют место при разбурировании твердых пород.

Уравнение суммы моментов от сил сопротивления проскальзыванию относительно оси шарошечного долота показаны на рис. и имеет вид:

$$\sum_1^n f l_i \frac{r_{ki} + r_{ni}}{2} = 0. \quad (9)$$

Венец, содержащий несколько точку шарошечного долота, определяется сравнением величин из выражения:

$$l_i \frac{r_{ki} + r_{ni}}{2}. \quad (10)$$

Если несколько точка расположена на венце, то имеем:

$$\left| \sum_{i=1}^{m-1} l_i \frac{r_{ki} + r_{Hi}}{2} \right| - \left| \sum_{m+1}^n l_i \frac{r_{ki} + r_{Hi}}{2} \right| \leq l_m \frac{r_{km} + r_{Hm}}{2}. \quad (11)$$

Обозначив расстояние по образующей от начала зубца до несколько точки через  $x$ , а половину угла при вершине конуса, на котором находится несколько точка, - через  $\delta$ , уравнение моментов представим уравнениями:

$$\begin{aligned} & \sum_1^{m-1} l_i \frac{r_{ki} + r_{Hi}}{2} + x \frac{2r_{Hm} + x \sin d}{2} = \\ & = (l_m - x) \frac{2r_{km} - (l_m - x) \sin d}{2} + \\ & + \sum_{m+1}^n l_i \frac{r_{ki} + r_{Hi}}{2}, \end{aligned} \quad (12)$$

где  $f$  - сопротивление проскальзыванию на единице длины контакта зубца с породой;

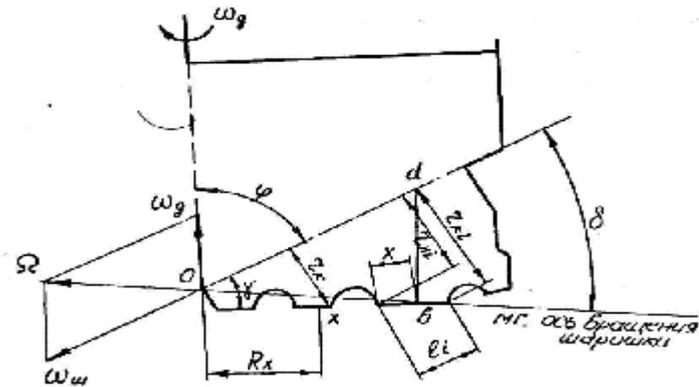


Рис. Схема к определению положения мгновенной оси вращения шарошки

$l_i$  - длина зубца;

$r_{ni}, r_{ki}$  - расстояние начальной и конечной точек зубца от оси шарошечного долота.

Из уравнения (12) определяется величина  $x$  и, тем самым, передаточное отношение шарошечного долота:  $i_w = \frac{w_w}{w_g} = \frac{O d}{b d}$ .

Приведенная методика определения положения мгновенной оси вращения шарошечного долота, имея неоспоримое преимущество по объективности рассматриваемой модели, не дает достаточно точных ее координат с учетом работы шарошечного долота на заданном режиме бурения и вписываемости его венцов в сечении скважин.

Такая задача может быть решена только с использованием уравнений движения зубцов шарошечного долота.

Список литературы:

1. Егоров А.Ф. Теоретические основы конструирования и эксплуатации долот. М., 1945. 45 с.
2. Поляков В.С. Некоторые вопросы механики работы шарошечных долот. // Нефтяное хозяйство, 1957. №7. С.18-25.
3. Бирюков И.М. Шарошечное бурение в горном деле. М., 1966. 127 с.
4. Симонов В.В. Кинематика одношарошечного долота со сферической шарошкой. // Нефтяное хозяйство, 1966. №12 С. 15-20.
5. Симонов В.В. Юнин Е.К. Влияние колебательных процессов на работу бурильного инструмента. М., Недра, 1977. 217 с.
6. Симоныц Л.Е., Жлобинский Б.Л. Об усталостном разрушении горных пород. // Нефть и газ, 1962. № 2.

## О ПРОБЛЕМАХ ФИЛЬТРАЦИИ ГАЗА И ЖИДКОСТИ

Курбанов А.А., доцент кафедры «Электроснабжение» НГГИ, канд. техн. наук

Человек с момента своего рождения и в процессе своей жизненной деятельности не по своей воле становится неразрывно связанным с окружающей его средой обитания. При всем этом он был и остается

зависимым от окружающей среды. Так как за счет нее человечество удовлетворяет свои потребности пищевыми продуктами, водой, воздухом, промышленными материалами или иными объектами, трудом,

отдыхом и др. Окружающая среда образует постоянно взаимодействующую систему – *человек и окружающая среда*.

Если не учесть природные катастрофические явления, то веками человеческий фактор сам являлся основным объектом, влияющим на окружающую среду и его изменение.

Причиной тому является увеличение численности населения земного шара в течение многих веков, образование промышленных предприятий, выделения от них различных отходов, отношение самого человека к природе и т.п.

Постепенное отрицательное влияние факторов на окружающую среду привели к появлению различного рода человеческих заболеваний. Выброс в атмосферу промышленными предприятиями большого количества вредных веществ неблагоприятно действует на организм человека, на растение, животных.

Поэтому вопрос об очистке выбрасываемых отходов газа и жидкости в атмосферу и примесей является глобальной проблемой для мировой цивилизации.

Целесообразно разработать плановых мероприятий по ограничению поступления вредных веществ в окружающую среду.

Ученые выдвигают рекомендацию о том, что для контроля загрязнения окружающей среды вредными веществами необходимо провести сравнительные критерии содержания примесей.

Предлагаются решить эти задачи в условиях производства за счет совершенствования технологических процессов, внедрения систем пылегазо и жидкостноочистки.

При этом основным показателем, используемым для контроля качества окружающей среды, является научно-обоснованные санитарные нормы - предельно допустимые концентрации вредных веществ, в результате, которых можно предотвратить оказание влияния этих последствий на окружающую среду в целом.

В настоящее время в народном хозяйстве широкое распространение получили следующие средства и способы очистки газа и жидкости от ядовитых и лишних примесей:

1. Электрофильтры - средства для очистки от примесей невзрывоопасных и не пожароопасных газов, тумана, капель кислотосодержащих химикатов и воздуха с аэрозолем.

2. Рукавные фильтры - средства для очистки высокотемпературных газов, не являющихся токсичными, агрессивными, пожаро- и взрывоопасными в производственных условиях предприятий легкой промышленности.

3. Волокнистые фильтры - средства для очистки аспирационного воздуха от аэрозольных – растворимых примесей и неагрессивных газов от масляного тумана.

4. Бумажно-патронные фильтры - средства для улавливания свинецсодержащих аэрозолей из вентиляционных выбросов и сухих не цементирующих пыль.

5. Сркуббер - средство для очистки газов от фтористого водорода, фосфорного ангидрида, воздуха, удаляемого вытяжными вентиляционными устройствами.

6. Каплеулавливатели - для улавливания капель жидкости с осевшими на них частицами пыли (устанавливается в технологической линии за трубами Вентури).

Рассмотренные фильтры наряду со своими преимуществами имеют и недостатки. Например: изготовление рукавных и электрофильтров требует больших навыков; волокнистые и бумажно-патронные фильтры становятся не пригодными для долгого использования; сркуббер, а также каплеулавливатели, как и многочисленные другие фильтры имеют ограниченные возможности.

Для осуществления фильтрации и очистки жидкостей от ядовитых веществ и примесей широко используются *жидкоочистители*, которые подразделяются на: физико-химические; биологические и механические средства очистки. Физико-химические очистительные средства классифицируются в следующем порядке:

1. Флотация - это способ интенсификации процесса всплывания маслопродуктов при обволакивании их частицами масла и пузырьками газа, подаваемого в сточные воды, в основе, которого лежит молекулярное слипание частиц масла тонкодиспергированного в воде газа.

2. Очистка путем нейтрализации - это способ очистки сточных вод переназначенных для выделения из них кислот, щелочей, солей металлов, в процессе которого происходит объединение ионов водорода и гидроксильной группы.

3. Сорбция- это способ, который применяется для очистки сточных вод от растворимых примесей (в качестве сорбентов используют мелкодисперсные материалы - золу, торф, опилки, глина).

4. Ионобменная очистка - это обессоливание и очистка сточных вод от ионов металлов и других примесей.

5. Электрохимическая очистка - это электрохимическое окисление, которое осуществляется электролизом и реализуется двумя путям: окислением веществ путем передачи электронов непосредственно на поверхность анода или через вещество-переносчика, а также в результате взаимодействия с сильными окислителями, образовавшимися в процессе электролиза.

6. Гиперфильтрация - это процесс разделения растворов путем фильтрования их через мембраны. Через поры, которые размером 1 мкм пропускают молекулы воды, задерживая гидратированные ионы солей.

Как было отмечено выше, эти фильтры как и предыдущие отличаются своей дороговизной, сложностью эксплуатации и ограниченной возможностью.

В отличие от выше изложенного, в народном хозяйстве практикуются биологические средства, которые известны под названием аэротенки и окситенки:

1. Окситенки - обеспечивают более интенсивный процесс окисления органических примесей по сравнению с аэротенками за счет подачи в них технического кислорода.

2. Аэротенки - это способ средства очистки больших расходов сточных вод, позволяющий эффективно регулировать скорость и полноту протекающих в них биохимических процессов.

Эти фильтрующие средства имеют отдельный подход к эксплуатации.

Почти все существующие фильтрующие устройства отличаются дороговизной, а также сложностью при разборке и сборке.

На практике особое место занимает средство механической очистки. В процессе использования механической очистки происходит: процеживание, отстаивание, обработка в поле действия центробежных сил и фильтрование.

Разновидность средств механической очистки показаны на рис. Их отличительная черта от предыдущих средств и способов очистки заключается в следующем:

1. Волокноулавливатель - это фильтр изготовленный из целлюлозы и используется для улавливания веществ из источника вод волокноперерабатывающих и жерстоперерабатывающих предприятий народного хозяйства.

2. Песколовки - это средство очистки сточных вод от частиц металла и песка размером менее 250 мкм.

3. Отстойники- это средство очистки сточных вод от механических частиц размером до 100 мкм.

4. Зернистые фильтры - это средство очистки больших расходов сточных вод от мелкодисперсных твердых примесей, где в качестве зерен используются частицы мраморной крошки.

5. Гидроциклоны - это средство очистки сточных вод в поле действия центробежных сил осуществляемые в открытых или напорных гидроциклонах или центрифугах.

Данные фильтрующие средства тоже выбрасываются после истечения срока их применения как не годный материал для дальнейшего использования.

Хотя последние фильтры просты по конструкции, но для сложных процессов фильтрации они становятся не пригодными.

Вышеизложенный краткий обзор средств и способов очистки газа и жидкости от ядовитых и лишней примесей показывает их разнообразие. Следует отметить, сколько бы не было количества существующих средств и способов очистки газа и жидко-

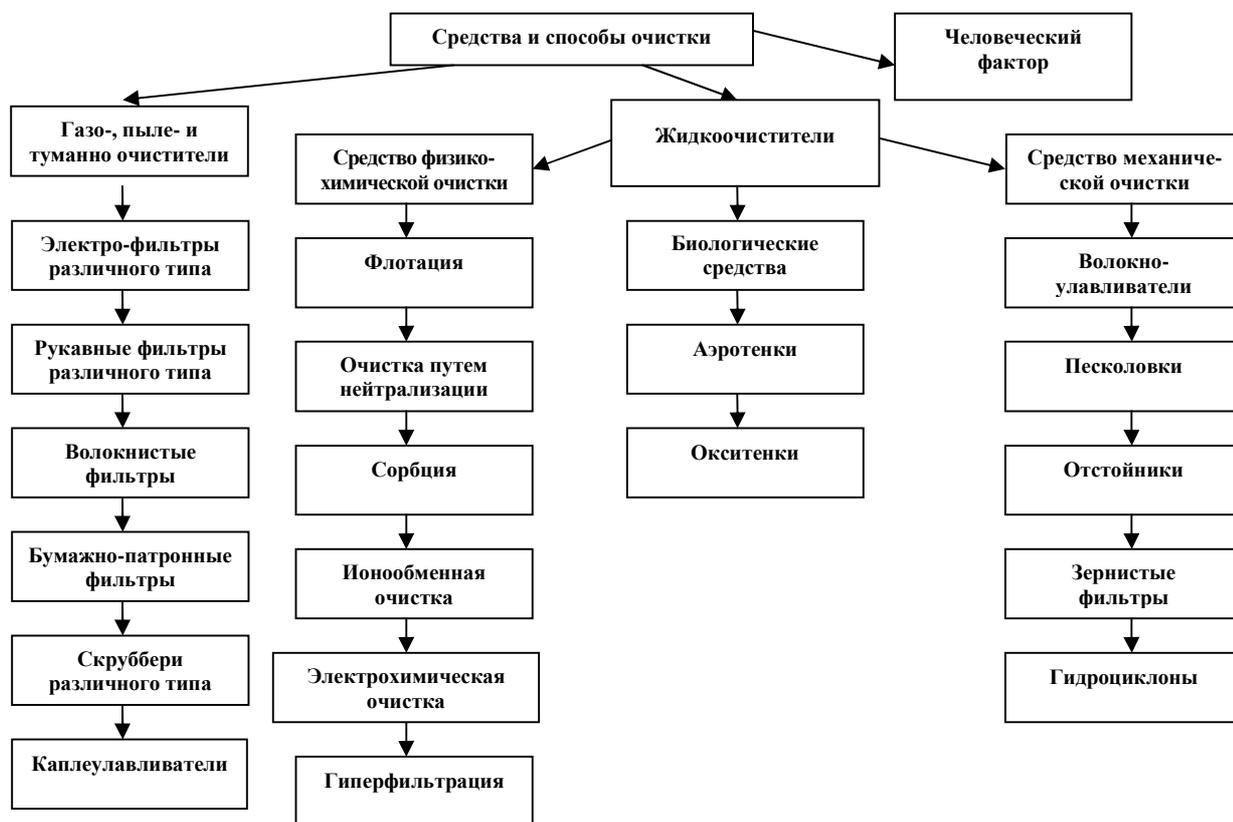


Рис. Классификация средств и способов очистки газа и жидкостей от примесей

сти, они не всегда могут заменить друг друга. Есть предположение о том, что предназначение или область использования средств и способов очистки во многом зависит от их дешевизны, удобства изготовления и их использования, физико-механических и других свойств, а также стоимости и дефицитности материалов.

Поэтому при составлении вышеизложенной краткой классификации средств и способов очистки, мы основывались на известных до нас средствах и способах очистки газа и жидкости от ядовитых и лишним примесей, которые до сих пор изготавливаются и применяются для промышленных предприятий.

Ещё одна особенность средств и способов очистки газа и жидкости от ядовитых и лишним примесей характеризуется степенью их долговечности. Последняя объясняется тем, что средства и способы очистки, особенно фильтров, приходится использовать исключительно один раз, так как материалы фильтрации становится непригодными к дальнейшему применению.

Следовательно, проблема очистки окружающей среды, изыскания возможности применения новых материалов становятся одним из основных задач, решения которых в некоторых странах подняли до государственного уровня.

Тогда, если опять вернуться к вышеизложенному, то последнее говорит о том, что для предотвращения выброса отходов газа и жидкости в атмосферу от примесей немаловажную роль играет сам человек.

Его воспитание, его обязанность, его знание, его отношение к природе и к воспитанию подрастаю-

щего поколения, к бережному использованию природных ресурсов, его отношению к окружающему обществу и т.д.

Пока сам человек не осознает свои поступки или последствия проделанных действий, то ни какой фильтрующий материал или устройство нам не поможет.

Проделанный анализ о предназначениях фильтрующих материалов и отношения к ним человеческого фактора привели к следующим выводам:

- для предотвращения выброса в атмосферу промышленными предприятиями вредных веществ и сохранения здоровья человека, растений, животных и биосферы необходим план мероприятий связанных с воспитанием подрастающего поколения к бережному отношению природы и его ресурсов, а также подготовкой грамотных специалистов;

- изыскания возможности применения новых, прочных, долговечных, валютосберегающих материалов, материалов отечественного производства, применения которых были бы конкурентоспособны на мировом рынке.

В ряде лет, учёными Навоийского государственного горного института ведутся научно-исследовательские работы над созданием пробных фильтрующих материалов из местных сырьевых ресурсов, которые дали положительные результаты. Поскольку основные составляющие материалы фильтров, точнее в основном сами фильтры в Республике Узбекистан привозятся за валюту из-за рубежа, то создание фильтров из новых, местных сырьевых материалов и их производство, а также ведение научно-исследовательской работы над этой проблемой является актуальной.

УДК 622

© Якубов М.М., Шокиров А.А., Ташматов Х.К., Мукольянц А.А. 2010 г.

## УСТАНОВКА ПО ОЧИСТКЕ ПРОМЫШЛЕННЫХ СТОЧНЫХ ВОД ОТ СЛЕДОВ ТЯЖЕЛЫХ МЕТАЛЛОВ

**Якубов М.М.**, декан факультета геологии и горного дела ТашГТУ, док. тех. наук; **Шокиров А.А.**, профессор кафедры «Гидравлика и гидроэнергетика» энергетического факультета ТашГТУ, док. тех. наук; **Ташматов Х.К.**, заведующий кафедрой «Гидравлика и гидроэнергетика» энергетического факультета ТашГТУ, канд. тех. наук; **Мукольянц А.А.**, старший преподаватель кафедры «Гидравлика и гидроэнергетика» энергетического факультета ТашГТУ

Экологические требования к охране атмосферы от вредных выбросов, в частности хромсодержащих и кислото-щелочных промывных сточных вод до требований ПДК по тяжелым металлам на слив в канализацию обуславливают необходимость разработки и внедрения эффективных установок по очистке промышленных сточных вод.

Как известно сточные воды классифицируются на бытовые, промышленные и дождевые. В зависимости от вида сточных вод выбирают и методы их очистки. Если для бытовых сточных вод вопросы видов очистки решены, то для промышленных сточных вод их решают в зависимости от производства [1]. Сточные воды многих производств тяжело-

го машиностроения содержат кислотно-щелочные и хромосодержащие фракции.

Поэтому предлагаемая нами установка (рис. 1) дает возможность очистки хромосодержащих и кислото-щелочных промывных сточных вод от металлов и солей методом электрокоагуляции с последующим отстаиванием образующегося осадка.

В состав установки входит:

- узел корректировки значе- ний pH;
- электрокоагулятор для перевода тяжелых металлов в нерастворимую форму;
- узел разделения суспензии, представляющий собой отстойник с тонкослойными модулями для осаждения образовавшихся гидроксидов;
- ламельный осветлитель для осветления сточной воды;
- узел обезвоживания осадка.

Технологическая схема очистки для слива в промканализацию выглядит следующим образом:

Сущность электрохимической обработки воды заключается в том, что при подаче напряжения постоянного тока на электроды начинается процесс растворения железных анодов. В результате электрохимической обработки в аппарате поз. ЭК осуществляется ряд процессов:

- изменение дисперсного состояния примесей за счет их коагуляции под действием электрического поля продуктов электродных реакций и закрепление пузырьков электролитического газа на поверхности коагулирующих частиц, что обеспечивает их последующую флотацию;
- сорбция тяжелых металлов на поверхности электролитически получаемых оксидов металлов;
- химическое восстановление ионов  $Cr^{6+}$  до ионов  $Cr^{3+}$ .

Образующиеся соединения нерастворимого гидроксида железа сорбируют на своей поверхности ионы тяжелых металлов и выпадают в осадок. Исходные кислотно-щелочные воды поступают в сборник-накопитель E0. Из накопителя E0 насосом N1 усредненный сток подается на электрокоагулятор ЭК, в котором по описанному выше механизму происходит восстановление ионов шестивалентного хрома и очистка от примесей тяжелых металлов [2]. Предварительно из емкости E2(E3) дозирующим насосом НД1(НД2) подается раствор едкого натрия или кислоты для корректировки pH. Из электрокоагулятора водная суспензия направляется в ламельный осветлитель поз. ЛО оснащенный турбулизатором потока с

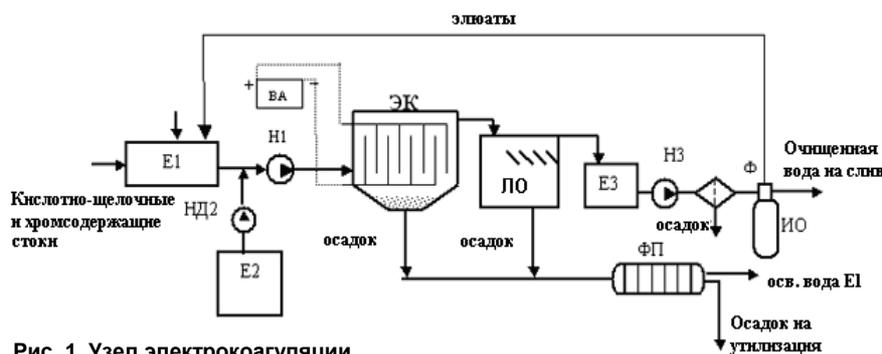


Рис. 1. Узел электрокоагуляции

изменяющимися по длине пластинами для разделения суспензии на осветленную жидкость и осадок [3].

Для ускорения процесса осаждения отстойник комплектуется изгибающимися пластинами. Осветленная вода, сливается в емкость поз. E1 и насосом N2 подается на фильтр механической очистки Ф и затем на узел доочистки ИО, где с помощью ионного обмена вода очищается от следовых количеств тяжелых металлов, а затем направляется на слив в канализацию.

С целью создания замкнутого водооборота очистка хромосодержащих и кислото-щелочных промывных сточных вод от тяжелых металлов предлагается метод электрокоагуляции с последующим отстаиванием образующегося осадка и обратноосмотическим обессоливанием очищенной воды (рис. 2).

В составе установки:

- узел электрокоагуляции;
- узел мембранной очистки.

Технологическая схема представляется в следующем виде:

Процесс протекает также (см. метод электрокоагуляции), только после фильтра механической очистки Ф очищенная вода собирается в емкости E4, откуда подается на вторую ступень очистки - мембранную установку.

Осадок из электрокоагуляторов и осветлителя поступает на фильтр-пресс поз. ФП, где обезвоживается до влажности 80% и утилизируется, а осветленная вода направляется в емкость E4.

Для доочистки воды после электрокоагуляции с

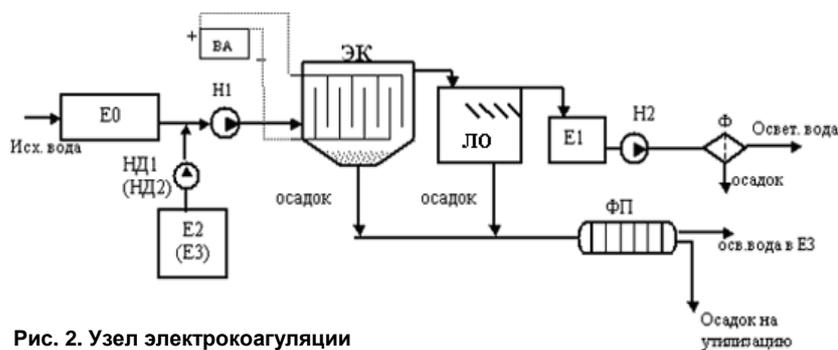


Рис. 2. Узел электрокоагуляции

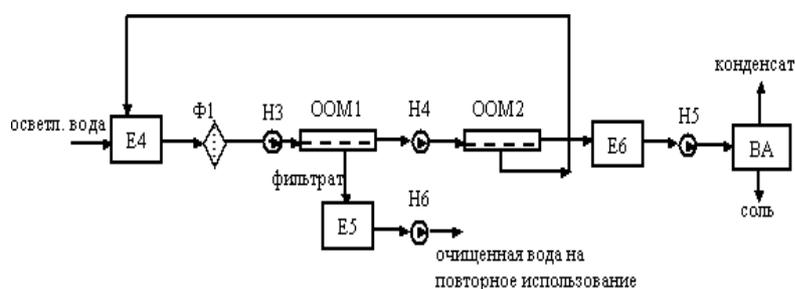


Рис 3. Мембранная установка

целью создания замкнутого водооборота предлагается мембранная установка (рис 3), включающая следующие основные узлы:

- узел тонкой фильтрации от взвешенных частиц;
- узел глубокой очистки и обессоливания на высокоселективных обратноосмотических мембранах;
- узел выпарки с получением осадка в виде влажных солей.

Осветленная вода из емкости E4 через фильтр тонкой очистки Φ1 насосом H3 подается на первую ступень обратноосмотической мембранной установки OOM1, укомплектованной рулонными мембранными элементами. В процессе разделения исходный поток делится на два: фильтрат - очищенная и обессоленная до требуемых показателей вода

и концентрат, содержащий сконцентрированные извлекаемые примеси.

Очищенная вода собирается в емкости E5 и насосом H6 подается на повторное использование на операции промывки. Концентрат первой ступени подвергается дополнительному доконцентрированию на второй ступени мембранной установки OOM2. Для чего концентрат высоконапорным насосом H4 подается на мембранные аппараты второй ступени, где происходит разделение потока на две части: фильтрат отводится в емкость E4, где смешивается с исходным потоком, и концентрат, который направляется в емкость E6, откуда далее насосом H5 подается на выпарной аппарат ВА. Соли с влажностью до 50% подвергаются утилизации.

Таким образом, предложенная нами усовершенствованная технологическая схема увеличивает эффективность очистки и обессоливания промышленных сточных вод.

Список литературы:

1. Жуков А.И., Монгайт И.Л., Родзиллер И.Д. Методы очистки производственных сточных вод. М., Стройиздат, 1977.
2. Кизевальтер Б.В. Теоретические основы гравитационных процессов обогащения. М., Недра, 1979.
3. А.с. СССР №1699501 от 25.1.1990, №1666147 от 22.5.89.

УДК 622

© Зайнитдинова Л.И., Куканова С.И., Бойко Г.Г., Исмаев А.А., Лобанова И.В. 2010 г.

## МИКРОБНОЕ ОБЕЗЖЕЛЕЗНЕНИЕ ПЕРВИЧНЫХ КАОЛИНОВ АНГРЕНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Зайнитдинова Л.И., старший научный сотрудник Института микробиологии АН РУз, канд. биол. наук; Куканова С.И., ведущий научный сотрудник Института микробиологии АН РУз, канд. биол. наук; Бойко Г.Г., старший научный сотрудник Института микробиологии АН РУз, канд. хим. наук; Исмаев А.А., младший научный сотрудник Института микробиологии АН РУз; Лобанова И.В., бакалавр Института микробиологии АН РУз

В Узбекистане Ангренское месторождение каолинов, является единственным крупным месторождением в Центральной Азии. На этом месторождении развиты каолины двух генетических типов - первичные и вторичные. Каолиновые глины сложены преимущественно каолинитом, встречается кварц, реже кальцит, турмалин, циркон, рутил, хлорит, гидроокислы железа. Первичные каолины - это продукты изменения материнских алюмосиликатных пород. Они залегают ниже разрабатываемой разрезом «Ангренский» мощной угольной залежи. Вторичные Ангренские каолины относятся к попутно добываемому сырью угледобычи. Наиболее перспективно и экономически целесообразно расширение использования первичных каолинов. Переход основных потребителей республики на као-

лины Ангренского месторождения, а также строительство на их базе новых заводов, в том числе по производству огнеупоров, сантехнических изделий из фаянса, керамической плитки позволит полностью отказаться от ввоза данного сырья из других стран. Однако, производимый каолин, уступает аналогичной продукции иностранного производства, что снижает его конкурентоспособность на мировых рынках.

В связи с этим поиск новых технологий, способных повысить качество этих каолинов, выходит на первый план. В этом ряду одним из наиболее перспективных методов обогащения каолинов является биотехнологический способ с использованием микроорганизмов. Анализ мировых достижений в области биогеотехнологии показывает, что получение

**Таблица 1**

**Химический состав первичного каолина**

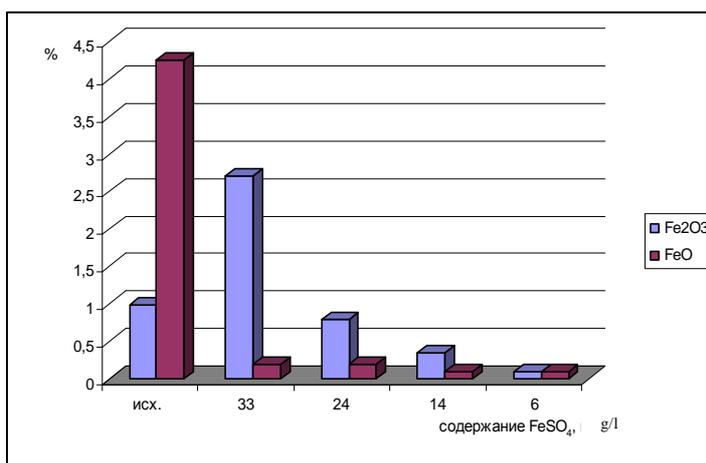
Наименование соединений	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	TiO <sub>2</sub>	MnO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S <sub>общ</sub>	CO <sub>2</sub>	SO <sub>3</sub>	H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>
Содержание веществ, %	56,48	0,98	4,25	0,5	0,5	24,2	0,69	0,8	0,07	0,13	0,08	0,09	3,52	0,05	0,52

высококачественных каолинов, пригодных для производства фарфоровых изделий, с увеличением степени белизны, может достигаться с использованием железоокисляющих бактерий. Многочисленными исследованиями было показано, что рациональным и экологически чистым способом удаления железа является использование железоокисляющих микроорганизмов, которые переводят железо в растворимую форму и понижают его содержание до 0,7-0,9% в расчете на Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> [1-3].

Обогащение каолинов и деструкция силикатных минералов также может проходить с использованием микроорганизмов. Однако, это косвенный процесс, основанный на действии экзометаболитов, образуемых микроорганизмами в специфических условиях среды. Обнаруживается селективность и специфичность микробной деструкции силикатных минералов. Этот процесс зависит от физиологических особенностей микроорганизмов и образуемых ими органических и минеральных кислот, экзополисахаридов и других поверхностно-активных веществ, а также от типа силикатных минералов и их кристаллохимических особенностей [4, 5] (табл. 1-3, рис.).

Таким образом, приведенные данные позволяют убедиться в правомерности и возможности применения микроорганизмов для обогащения каолинов.

Объектом наших исследований являлся первичный каолин Ангрэнского месторождения текущей добычи (табл. 1). Для определения возможности применения геохимически активных микроорганизмов для обогащения первичных каолинов были поставлены модельные опыты при содержании Т:Ж=1:7 с применением ассоциации бактерий К-1 с преимущественным содержанием *Acidithiobacillus ferrooxidans*, исходное значение рН пульпы 1,5. В качестве твердой фазы использовался первичный каолин. Опыты проводились как с частичной заменой жидкой фазы (до 20%) свежей питательной средой, так



**Рис. Динамика содержания Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и FeO в кеке БВ после обработки культурой *Acidithiobacillus ferrooxidans* К-1 с различным содержанием FeSO<sub>4</sub>**

и без разбавления питательной средой. Культивирование бактерий осуществлялось на среде 9К с различным содержанием FeSO<sub>4</sub>·7 H<sub>2</sub>O - 33, 24, 14 и 6 г/л. Соответственно этому вносилась свежая питательная среда с соответствующим содержанием железа.

Количество микроорганизмов определяли методом предельных разведений. При проведении исследований в условиях без частичной замены раствора питательной средой было показано, что определенное количество окисленного бактериями железа осаждается в виде гидроокислов на твердой среде.

Следует отметить, что чем больше железа в исход-

**Таблица 2**

**Результаты химического анализа кека БВ после обработки первичного каолина железоокисляющими микроорганизмами ассоциации КСБ (без разбавления питательной средой)**

Наименование соединений	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	CO <sub>2</sub>	SO <sub>3</sub>	H <sub>2</sub> O
Содержание веществ, % в исходном	56,48	0,98	4,25	0,5	24,2	0,69	3,52	0,05	0,52
Обработка <i>A.ferrooxidans</i> при 33 г/л	52,74	6,8	0,56	0,4	21,5	0,05	0	4,29	1,01
Обработка <i>A.ferrooxidans</i> при 24 г/л	21,2	5,3	0,43	0,2	58,6	0,05	0	3,56	1,4
Обработка <i>A.ferrooxidans</i> при 14 г/л	58,29	4,0	0,5	0,52	25,0	0,72	0	0,17	0,8
Обработка <i>A.ferrooxidans</i> при 6 г/л	38,5	0,96	0,2	0,25	33,2	0,18	3,52	3,2	1,2

Таблица 3

Результаты химического анализа кека БВ после обработки первичного каолина железобактериальными микроорганизмами ассоциация К-1 (с разбавлением питательной средой)

Наименование соединений	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	CO <sub>2</sub>	SO <sub>3</sub>
Содержание веществ, % в исходном	56,48	0,98	4,25	0,5	24,2	0,69	3,52	0,05
Обработка при 33 г/л FeSO <sub>4</sub>	60,0	3,70	0,2	0,4	21,2	0,05	0	1,81
Обработка при 24 г/л FeSO <sub>4</sub>	66,35	0,9	0,2	0,37	21,0	0,05	0	0,65
Обработка при 14 г/л FeSO <sub>4</sub>	66,85	0,45	0,18	0,45	21,2	0,05	0	0,64
Обработка при 6 г/л FeSO <sub>4</sub>	61,9	0,18	0,18	0,5	26,0	0,05	0,22	0,47

ной среде культивирования, тем больше его осаждалось (до 6,8%) на поверхности обрабатываемого каолина. И только в последнем варианте, где осуществлялась обработка ассоциацией К-1, его количество достигало приемлемых цифр – 0,96% Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, при исходном 0,98% и 0,2% FeO при исходном - 4, 25% (табл. 2). Наиболее полно процесс обезжелезнения проходит при культивировании микроорганизмов в плотной пульпе с разбавлением питательной среды. Анализ результатов по содержанию основных элементов, влияющих на белизну каолинов в кеке БВ, выявил, что лучшие результаты показаны при обработке культуральной жидкостью ассоциации К-1, выращенной на средах с содержанием железного купороса 14 г/л и 6 г/л (табл. 3). В этих опытах содержание Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> снижается до 0,35-0,1 % и FeO до 0,1%.

Во всех вариантах опыта отмечается значитель-

ное снижение концентрации железа в форме FeO и его переосаждение наблюдается только в первом варианте при обработке первичного каолина ассоциацией К-1, выращенной на среде с 33 г/л FeSO<sub>4</sub>·7H<sub>2</sub>O. Сравнительный анализ изменения содержания железа в кеке БВ, показанный на рис. свидетельствует, что во всех вариантах наблюдается снижение концентрации железа, однако результаты соответствующие нормативным показателям содержания окислов железа в среде наблюдаются лишь при культивировании микроорганизмов на питательных средах с 14 и 6 г/л FeSO<sub>4</sub>.

Полученные результаты свидетельствуют о том, что снижение содержания железа в исходной среде культивирования и частичная замена биораствора на свежую питательную среду, заметно увеличивают возможности применения ассоциации железобактериальных микроорганизмов для биообогащения первичных каолинов.

Проведенные исследования позволили решить в полной мере цели и задачи, поставленные для представления микробиологических процессов обезжелезнения каолина с использованием автотрофных железобактериальных микроорганизмов и получить каолин соответствующий ГОСТу.

**Список литературы:**

1. Platova R.G1. and Platov Yu.T. Application of biotechnology for the ceramic industry, «Глины и глинистые минералы», Пушино, 2006, с. 106.
2. Яхонтова Л.К. Значение конституции минералов в процессе их бактериального выщелачивания. В сб. трудов «Биотехнология металлов», 1985, с. 222-234.
3. McCarty Douglas, Mineral analysis; applications in the oil industry, «Глины и глинистые минералы», Пушино, 2006, с. 105.
4. Каравайко Г.И. Микробная деструкция силикатных минералов/ Труды Института микробиологии им. С.Н.Вернадского. Вып.12, Юбилейный сборник к 70-летию института. - М., 2004.-с. 172-196.
5. Styriaková, I. Styriak, M.P. Nandakumar and B. Mattiasson, Bacterial destruction of mica during bioleaching of kaolin and quartz sands by *Bacillus cereus*., World Journal of Microbiology and Biotechnology, Volume 19, Number 6, August 2003, Pages: 583 – 590.

УДК 622.271: 631.855: 631.895

© Федянин С.Н. 2010 г.

## СОВРЕМЕННОЕ РАДИОМЕТРИЧЕСКОЕ ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ОПРОБОВАНИЯ И ОБОГАЩЕНИЯ РУД

Федянин С.Н., зам. главного геофизика НГМК, канд. техн. наук

В г. Екатеринбурге в период с 1 по 3 октября 2008 г. проходила очередная IV Международная научно-техническая конференция на тему «Рентгенометрическая сепарация минерального сырья и техногенных отходов», организованная Уральским Центром радиометрического обогаще-

ния, который был образован в 2006 г. по инициативе ЗАО НПК «Техноген» (г. Екатеринбург), Уральского государственного горного университета (г. Екатеринбург) и ООО «РАДОС» (г. Красноярск). Основной задачей Уральского Центра является разработка и внедрение технологий рентгенометри-

рического обогащения на предприятиях горно-металлургической промышленности.

В работе конференции приняли участие представители более 20 различных организаций горно-перерабатывающего и металлургического производства, компаний малого и среднего бизнеса, отраслевой и вузовской науки из стран СНГ (Россия, Казахстан, Узбекистан, Таджикистан и Киргизия) и из ЮАР.

Подробно с докладами конференции можно ознакомиться на сайтах: [www.npk-technogen.ru](http://www.npk-technogen.ru); [www.rados.ru](http://www.rados.ru); [www.prom-tech.net](http://www.prom-tech.net); [www.egont.ru](http://www.egont.ru); [www.uralmash.ru](http://www.uralmash.ru); <http://pkbesm.ru>, но главное, на что хотелось бы обратить внимание, применительно к проблемам горно-перерабатывающего производства по вовлечению в переработку низкосортных руд, состоит в следующем.

ООО «РАДОС» совместно с ООО «ТЕХНО-РОС» разработали и производят три модификации компьютеризированных рентгенометрических средств измерений, адаптированных к условиям горного производства, которые имеют единую базу программного обеспечения:

- переносный рентгеновский комплекс ПРК-2 (устройство контроля руды);
- установка «СТАРК-МП» для непрерывного рентгенометрического контроля продуктов горного производства в транспортном потоке;
- 2-х продуктовые рентгенометрические сепараторы серии СРФ (шести типов с производительностью от 0,3 до 50 t/h) и 3-х продуктовый СРФ4-150-3П (4 ручья, класс крупности -150+30 mm) (табл., рис. 1-5).

ПРК-2 позволяет производить измерения с заранее выбранной экспозицией измерений до 100 с по точкам, с усреднением по массиву (до 100 точек) и в непрерывном режиме сканирования. Например, в движении между пикетами по профилям площадного опробования. Этот прибор окажется незаменимым подспорьем при экспрессном площадном



Рис. 1. Рентгенометрические сепараторы серии СРФ в цехе обогащения урановых руд РОФ ППГХО, г. Краснокаменск

опробовании техногенных образований, таких как низкосортные урановые (в отвалах Учкудука) и золотосодержащие (в отвалах Мурунтау) руды.

Применительно к урановым рудам рентгенометрическое (РРМ) опробование позволяет напрямую количественно определять содержание урана, что особенно важно при опробовании активно эманулирующих руд с нарушенными радиологическими свойствами, каковыми являются техногенные образования (отвалы забалансовых руд) уранового месторождения Учкудук. Используя ПРК-2 можно оперативно провести площадную съемку этих отвалов, построить сортовые планы по ним, наметить точки для заверки данных РРМ геологическим опробованием.

В случае проведения разведочного бурения на отвалах с отбором керновых (шламовых) проб ПРК-2 позволит оперативно определять содержание урана в них и тем самым сократить число проб до обязательного контрольного минимума, направляемых на лабораторные анализы.

Аналогичным образом при проведении РРМ опробования отвалов Мурунтау можно будет оценить изменчивость геохимической зональности (по содержанию кальция, мышьяка, железа и по  $Z_{эфф}$ ) и тем самым определиться с целесообразностью и технологической схемой их селективной отработки.

Установка «СТАРК-МП» предназначена для бесконтактного (дистанционного) экспрессного РРМ опробования минерального состава горнорудной массы в транспортном потоке. По сути своей это компактная подвесная рудоконтрольная станция (РКС), которую можно оперативно смонтировать в любом технологически обоснованном месте (над

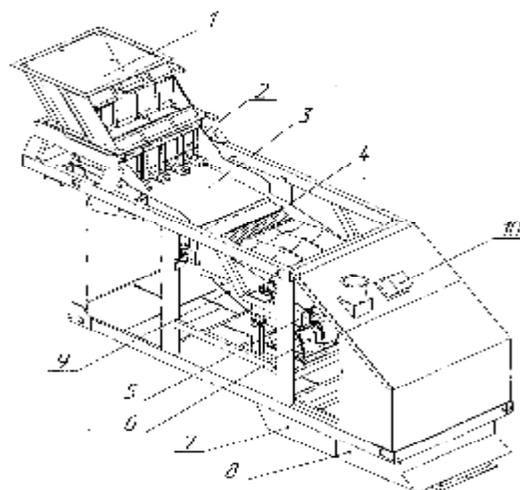


Рис. 2. Конструктивная схема двухпродуктового четырехлоткового сепаратора серии СРФ: 1 – приемный бункер СРФ; 2 – затвор; 3 – лоток питателя; 4 – лоток раскладчика; 5 - блок ОИУ и управления; 6 – исполнительные механизмы; 7 и 8 – течи приема продуктов сортировки; 9 – течка приема просыпи; 10 – видеокамера для визуального контроля и управления загрузки питателя оператором ПУ

Таблица

Характеристики основных рентгенорадиометрических сепараторов серии СРФ

Технические параметры	Тип сепаратора		
	СРФ4-50	СРФ4-150	СРФ2-300
Класс крупности сортируемой руды, mm	10...60	30...150	60...300
Диапазоны класса крупности, mm	10-40	30-80	60-200
	20-40	30-100	80-250
	20-50	40-120	100-250
	20-60	40-150	150-300
Производительность, тонн в час (в зависимости от диапазона крупности)	3-8	10-25	20-50
Источник первичного рентгеновского излучения	Специализированные портативные рентгеновские аппараты ПРАМ-50		
Детекторы рентгеновского излучения	Блоки детектирования на основе пропорциональных газовых счетчиков		
Исполнительный механизм – тип (частота срабатывания, Hz)	Быстродействующие электромагнитные шиберные устройства		
	МИ 30(15-20) МИ 80 (10-12)	МИ 400(6-8)	МИ 2 (3-4)
Количество каналов сортировки, шт.	4	4	2
Напряжение электропитания при частоте переменного тока 50 (±1 Hz), V	220/380	220/380	220/380
Потребляемая мощность, kW (не более)	3,0	5,0	5,0
Габаритные размеры сортировочной машины (L•B•H), mm	3520x1200	5040x1500	5830x1500
	x3150	x3250	x3250
Масса сортировочной машины, kg	1600	3900	4100

конвейерными линиями, над дозаторами, бункерами питателями, на пути следования автосамосвалов) без остановки транспортного потока. Предусмотрен алгоритм отключения облучательно-измерительного устройства (ОИУ) на моменты отсутствия опробуемого потока. Установка позволяет в режиме реального времени детально сканировать опробуемую горнорудную массу, оценивать ее поинтервальную геохимическую (минералогическую) неоднородность и на основании этого принимать объективное решение о целесообразности порционной сортировки в потоке, выбирать технологически обоснованный режим сортировки. Управляемая длительность микроциклов

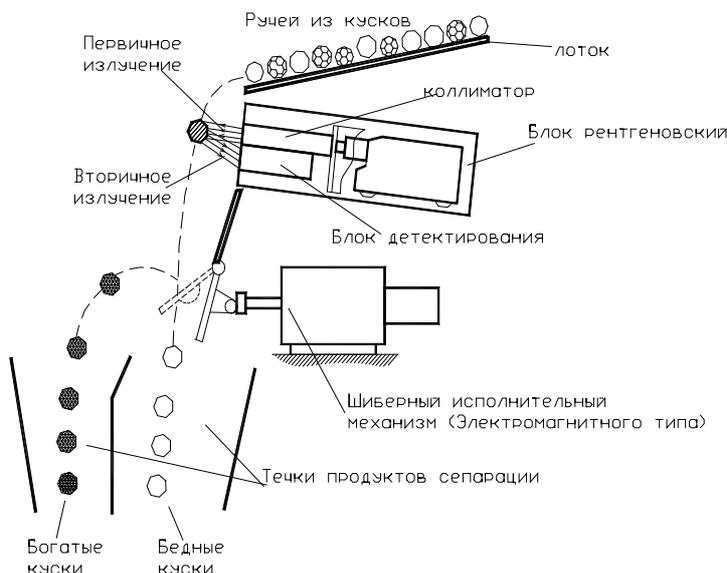


Рис. 3. Принципиальная схема работы сепаратора серии СРФ

измерений – от 0,2 с. В программном обеспечении установки предусмотрен алгоритм учета изменения расстояния от ОИУ до опробуемой поверхности в динамике движения потока горнорудной массы.

К сожалению, в горном производстве до сих пор не решен технический вопрос порционного разделения опробуемого потока (сортировки) на крупнотоннажных конвейерах большой производительности, к числу которых относится конвейерная линия ЦПТ рудника Мурунтау. Если бы эта задача была решена, то на карьере можно было бы отказаться от транспортировки товарной руды самосвалами на ППК, селективной отработки очистных забоев по сортовым планам, а всю извлекаемую массу выдавать «на гора» конвейерными линиями ЦПТ. Да-

лее, уже на борту карьера, например, в узле перегрузки с наклонного конвейера на магистральный, выделять из текущего потока товарную руду, а на узле перегрузки с магистрального конвейера на конвейер отвалообразователя выделять руду резерва из остаточного потока отвальных хвостов.

Сепараторы серии СРФ предназначены для покусковой сепарации горнорудной массы в широком диапазоне изменчивости крупности кусков (от 25 до 200 mm), перемещаемых в едином потоке (табл., рис. 1-5). Эти сепараторы выгодно отличаются от своих аналогов тем, что в них в качестве разделительного устройства используются электромагнитные шиберные механизмы. Частота их срабатывания вполне достаточна для выбивания из потока последовательно падающих кусков тех, у которых значения разделительного признака, полученного с помощью ОИУ, отличается от его заданного порогового значения в



Рис. 4. Конструкция типового исполнительного электромагнитного шиберного механизма

большую (при выделении концентрата) или меньшую (при выделении хвостов) стороны. Ресурс работы электромагнитных шибберных механизмов без профилактического ремонта и замены на порядок превышает ресурс работы пневмоклапанных устройств (ПКУ). Нет необходимости в содержании и обслуживании сложного автоматизировано управляемого компрессорного оборудования (компрессорной станции, котлов под высоким давлением, воздухопроводов под высоким давлением), используемого для питания ПКУ. Соответственно штат высококвалифицированного персонала различных специальностей, обслуживающего рудо-сепарационные комплексы (РСК), многократно меньше.

Все это благоприятным образом сказывается на экономических показателях работы РКС и комплектации его обслуживающим персоналом. Значительно упрощена процедура и минимизирован пакет разрешительных документов, необходимых для согласования с контролирующими Государственными органами надзора (Госгортехнадзор, Атомная инспекция, Котлонадзор и др.) при вводе РСК в эксплуатацию.

Сепарационные комплексы, изготавливаемые на базе ООО «РАДОС» и ООО «ТЕХНОРОС», введены в эксплуатацию на более чем пятидесяти обогатительных объектах горных предприятий СНГ. Заключены контракты на их поставку в Китай, Австралию и ЮАР.

Горно-перерабатывающие предприятия может также заинтересовать оборудование, разработанное компанией Laser Detect System (LDS), информацию по которому на конференции была представлена её официальным дистрибьютором в России, Украине и Казахстане (Web: [www.iconsteel.net](http://www.iconsteel.net), E-mail: [laser@iconsteel.net](mailto:laser@iconsteel.net)). Это «Автоматический он-лайн анализатор элементного состава полезных ископаемых и сырьевых материалов (МАУА)», который представляет собой лазерный абсолютно радиационно-безопасный дистанционный анализатор, не содержащий радиоизотопов и устройств, генери-



Рис. 5. Сепаратор СРФ2-30 («Малыш») для сортировки фракции крупностью 5-30 мм

рующих ионизирующее излучение. Он компактный, весит менее 250 kg и может быть размещен практически в любом месте над конвейером транспорта мелкой фракции. Габариты - 1,5x0,8x1,3 м; потребляемая мощность – до 3,5 kW.

Для предприятий НГМК такой анализатор был бы полезен для контроля качества рудной массы в режиме текущего времени и с накоплением по заданным интервалам времени (порция руды, смена, сутки, декада и т.д.) Например, в цехе кучного выщелачивания золота (ЦКВЗ) на стадиях вторичного и третичного дробления для непрерывного опробования с целью существенного сокращения частоты периодического отбора проб для лабораторных анализов.

УДК 622.7-17(575.1)

© Зинько Н.А., Крымов Л.Р., Морозов М.П., Очкилас Ю.И. 2010 г.

## ОСНОВНЫЕ ПРОБЛЕМЫ ХВОСТОВОГО ХОЗЯЙСТВА ГМЗ-3 И ПУТИ ИХ РЕШЕНИЯ

**Зинько Н.А.**, главный инженер СевРУ НГМК; **Крымов Л.Р.**, начальник НИЛ промышленной гидротехники НИО О`zGEOTEXLITI; **Морозов М.П.**, зам. главного инженера по новым технологиям СевРУ НГМК; **Очкилас Ю.И.**, начальник группы НИЛ промышленной гидротехники НИО О`zGEOTEXLITI

Транспортирование и складирование хвостов переработки золотоносных руд ГМЗ-3 осуществляется системой гидротранспорта и хвостохранилища. Общая схема расположения сооружений хвостового хозяйства приводится на рис. 1.

Транспортирование пульпы производится само-теком по двум магистральным пульпопроводам с

отметки 217,0 m на заводе, до отметки 151,0 m в западном секторе хвостохранилища, расположенного в 8 km от ГМЗ-3. Площадь, пригодная для само-течной подачи пульпы при существующей системе гидротранспорта, составляет менее 5% от общей площади хвостохранилища. Складирование хвостов в центральном и восточном секторах хвостохрани-

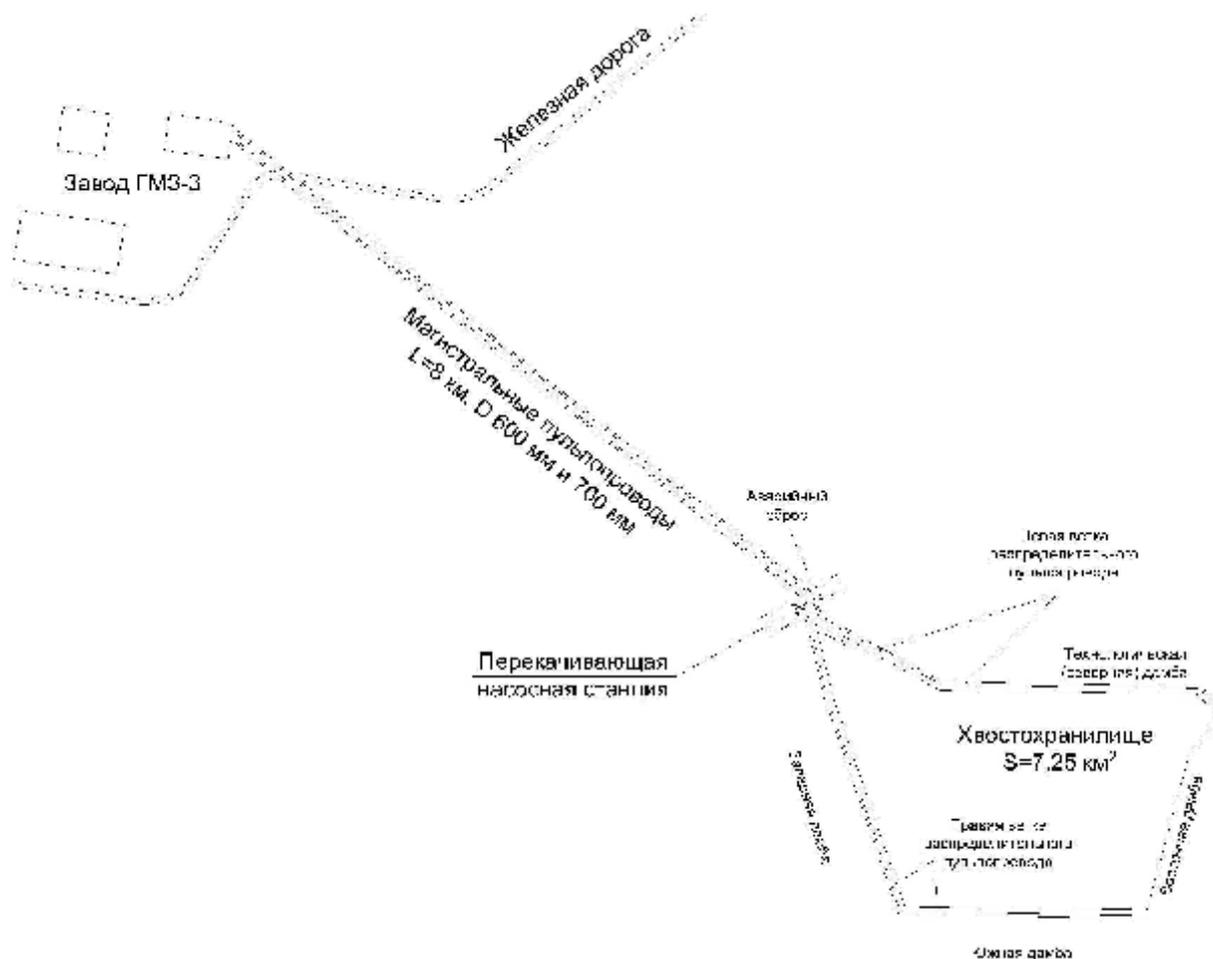


Рис. 1. Схема расположения сооружений хвостового хозяйства ГМ3-3. Существующая система гидротранспорта включает в себя: две нитки магистрального пульпопровода от завода до пульпонасосной станции; перекачивающую пульпонасосную станцию (ПНС-2); систему распределительных пульпопроводов; аварийный сброс в аварийную емкость; аварийный сброс в чашу хвостохранилища

лища и подача пульпы в реконструированные распределительные пульпопроводы осуществляется с помощью перекачивающей насосной станции (ПНС). Левая ветка распределительного пульпопровода проходит по технологической и восточной дамбам, правая ветка – по западной и южной дамбам. При полной остановке насосной станции проектом предусмотрен аварийный сброс пульпы в емкость, расположенную к северу от ПНС. Из-за трудности эксплуатации аварийного сброса в аварийную емкость в качестве резервного варианта встроены аварийный самотечный сброс в западный сектор хвостохранилища.

Хвостохранилище имеет одну карту площадью 7,25 км<sup>2</sup>, образованную технологической (северной), восточной, южной и западной дамбами. Согласно нормативу, хвостохранилище классифицируется как косогорное, наливное [1-5]. Хвостохранилище находится в стадии реконструкции. Завершено наращивание технологической дамбы до отметки 154 м и восточной дамбы до отметки 153 м с переносом на них левой ветки распределительного пульпопровода диаметром 400 мм. Реконструкция

южной и западной дамбы до отметки 153 м с переносом на них правой ветки распределительного пульпопровода диаметром 400 мм близится к завершению.

В настоящее время максимальное поступление пульпы составляет 1140 м<sup>3</sup>/h, минимальное - 720 м<sup>3</sup>/h. Эти расходы магистральные пульпопроводы диаметром 600 и 700 мм пропускают в безопасном режиме.

По конструктивным особенностям на магистральных пульпопроводах выделяется два участка. Головной участок, проходящий по территории завода, устроен на эстакадах.

Участок пульпопровода от завода до ПНС устроен в наземном варианте «змейкой» с установкой анкерных опор в середине между поворотами. Такое решение позволяет обходиться без устройства сальниковых компенсаторов и облегчает эксплуатацию пульпопроводов.

Эстакадный и наземный участки сопрягаются вертикальными переходниками, расположенными крестообразно. Результаты измерения толщины стенок магистральных пульпопроводов показывают

надежность работы пульпопровода, построенного «змейкой». В основном толщина стенок пульпопровода колеблется от 9 до 12 мм, и только на отдельных участках она снижается до 6-8 мм. Это означает, что после проведения соответствующих ремонтных работ пульпопровод может работать как в напорном, так и в безнапорном режимах. Толщина стенок труб пульпопроводов при сопряжении эстакадного и наземного участков снижается до 3 мм. Этот узел нуждается в срочной реконструкции.

Насосная станция оборудована насосами ГрАТ 900/67 производительностью 900 м<sup>3</sup>/ч с расчетным напором 67 м. Для выравнивания неравномерности поступающих расходов на ПНС предусмотрен двухсекционный зумпф размером 9x12x5 м. Длительное превышение максимальных расходов над расчетными приводит к тому, что зумпф не может аккумулировать излишние расходы. Напоры, создаваемые насосной станцией, недостаточны для подачи пульпы в восточный сектор хвостохранилища. При диаметре распределительного пульпопровода 400 мм максимальный существующий расход пульпы осуществлялся до пульповыпуска №16 (2300 м от ПНС). При сложившейся ситуации, когда в работе находится только левая ветка распределительного пульпопровода, складирование хвостов возможно только на 30% площади хвостохранилища. После ввода в эксплуатацию правой нитки эта площадь увеличится до 50%. При этом в восточный сектор, где находятся основные емкости, складирование хвостов производиться не будет.

Распределительные пульпопроводы диаметром 400 мм оборудованы пульповыпусками через каждые 120-130 м. Диаметр пульповыпусков 400 мм, диаметр задвижек 300 мм. Около 50% установленных задвижек нуждаются в замене или капитальном ремонте. Одной из основных причин выхода задвижек из строя, по нашему мнению, является разрешение нормативов применять задвижки на 100 мм меньше, чем диаметр трубопровода. Это положение, продиктованное соображениями снижения материалоемкости, применимо к чистым потокам (вода, нефть и т.п.). При транспортировании пульпы, которая обладает повышенными абразивными свойствами, увеличение скоростей и повышенная турбулентность вызывают преждевременный износ и выход из строя задвижек.

Увеличение переработки руды и освоение технологии «ВЮХ» привели к тому, что при сложившейся ситуации система гидротранспорта не может обеспечить подачу пульпы в восточный сектор хвостохранилища, где находятся основные объемы для складирования хвостов. При этом западный сектор испытывает сложности из-за избытков поступления пульпы. Для решения этой проблемы было рассмотрено несколько вариантов.

1. Замена диаметра распределительных пульпопроводов с 400 мм на 500 мм при существующей

насосной станции.

2. Перевод ПНС на последовательную работу насосных агрегатов.

3. Отбор части расхода пульпы в начальной (западной и северной) части распределительного пульпопровода и складирование основной массы хвостов в восточном и южном секторах хвостохранилища с помощью существующей насосной станции.

4. Самотечная подача пульпы на максимально возможную площадь хвостохранилища.

Первый вариант – замена диаметра распределительных пульпопроводов с 400 мм на 500 мм – технически не сложен и надежен, но требует значительных средств на строительство и эксплуатацию. Кроме того, этот вариант требует значительных сроков на приобретение и монтаж более 12 км труб диаметром 500 мм и не решает вопрос складирования хвостов при остановке насосной станции.

Второй вариант – последовательная работа насосных агрегатов – тоже технически несложен. Последовательная работа насосных агрегатов при совпадении числа оборотов, расходов и ряда других параметров позволит значительно увеличить давление. Однако, этот недорогой в строительстве прием усложняет эксплуатацию насосной станции, приводит к увеличению эксплуатационных затрат до 70% и также не решает вопрос складирования хвостов при остановке насосной станции.

Третий вариант – отбор части расхода пульпы на начальном участке распределительного пульпопровода и складирование основной массы хвостов в восточном и южном секторах хвостохранилища с помощью существующей насосной станции – наименее капиталоемкий вариант при строительстве. Для его осуществления проведены соответствующие экспериментальные работы. Суть способа заключается в том, что в головной части распределительного пульпопровода с помощью пульповыпусков с гасителями напора отбирается пульпа, содержащая преимущественно песчаные фракции. Потери напора в пульповыпуске должны быть равны потерям напора по длине распределительного пульпопровода. При проведении исследований специалистами O'zGEOTEXLITI совместно со службой эксплуатации хвостового хозяйства были сконструированы и испытаны на гидравлическом стенде гасители напора, отвечающие поставленным условиям. Испытания производились на гидравлическом стенде, устроенном на пульповыпуске №11 технологической дамбы. С помощью стенда удалось увеличить протяженность рабочей части распределительного пульпопровода с 2,3 до 5,1 км. Для внедрения данного варианта в производство необходимо осуществить опытно-промышленные работы по устройству пульповыпусков с гасителями напора и отработать технологию их использования. Приоритетом должна стать настройка системы, позволяю

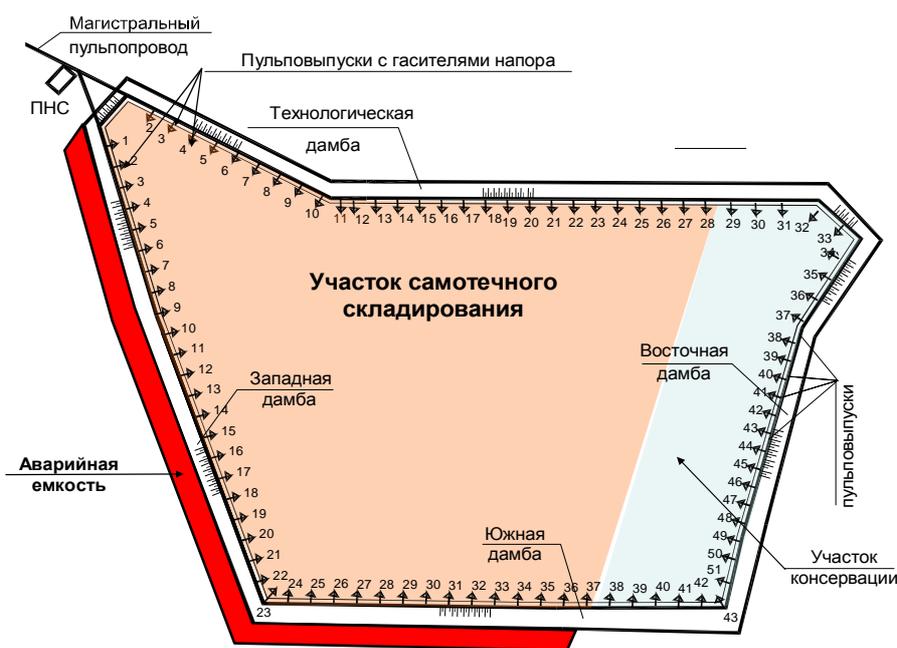


Рис. 2. Схема хвостохранилища ГМЗ-3 при самотечном складировании хвостов с использованием существующей системы гидротранспорта

щая максимально автоматизировать процесс транспортирования пульпы по распределительному пульпопроводу гидравлическим способом при изменении расходов пульпы, поступающих с завода, без изменения режима работы насосной станции. И при этом варианте не решается вопрос складирования хвостов при остановке насосной станции.

Четвертый вариант – самотечная подача пульпы на максимально возможную площадь хвостохранилища – наиболее сложная в научном и техническом плане задача. Проведенные исследования показали техническую возможность подачи пульпы на всю площадь хвостохранилища при изменении трассы магистральных пульпопроводов и замене труб диаметром 400 и 600 мм на диаметр 700 мм на протяжении 20 км. В настоящее время, в условиях кризиса, этот вариант дорогостоящий и трудно осуществим. Наиболее интересным представляется вариант

использования для самотечного складирования хвостов существующей системы магистральных и распределительных пульпопроводов с устройством аварийных емкостей. Аварийные емкости необходимы для опорожнения пульпопроводов при переходе с одного магистрального пульпопровода на другой и при возникновении аварийных ситуаций в системе гидротранспорта. Схема хвостохранилища при самотечном складировании хвостов с использованием существующей системы гидротранспорта приведена на рис. 2.

Для ее осуществления необходимо устройство пульповыпусков с гасителями напора аналогично варианту 3. Значительную часть отбираемых отходов производства, со-

стоящую преимущественно из супесей, можно использовать для наращивания технологической и западной дамб хвостохранилища и ограждающей дамбы аварийной емкости. В целях ликвидации фильтрационных потерь из аварийной емкости необходимо устроить противофильтрационный экран из пылевато-глинистых частиц отходов производства. Этот вариант имеет наименьшие эксплуатационные затраты, которые окупят затраты на создание аварийной емкости в течение 1–2 лет.

Рекомендации по устройству сооружений, предлагаемых вариантами 3 и 4, в нормативной литературе не приводятся, поэтому для их внедрения требуется проведение опытно-промышленных работ.

Состав работ по каждому из предложенных вариантов приводится в табл. 1. Стоимость работ по позициям 1-3 определена по сводным, объектным и

Таблица 1

Состав строительных работ по вариантам

Состав работ	Стоимость работ по вариантам, тыс. сум			
	Замена распределительного пульпопровода с диаметром 400 мм на диаметр 500 мм	Реконструкция насосной станции	Устройство пульповыпусков с гасителями напора	Самотечная подача с устройством аварийной емкости
Приобретение и монтаж пульпопровода диаметром 500 мм	9 905 365	-	-	-
Монтаж пульпопровода диаметром 400 мм	-	2 500 178	2 500 178	2 500 178
Реконструкция насосной станции с последовательным подключением насосов	-	45 126	-	-
Устройство пульповыпусков с гасителями напора	-	-	30 000	30 000
Устройство аварийной емкости	-	-	-	1 357 170
<b>Всего:</b>	<b>9 905 365</b>	<b>2 545 304</b>	<b>2 530 178</b>	<b>3 887 348</b>

Таблица 2

**Ежегодные эксплуатационные затраты**

Наименование		Затраты, тыс. сум			
		Замена распределительного пульпопровода с диаметром 400 mm на диаметр 500 mm	Реконструкция насосной станции	Устройство пульповыпусков с гасителями напора	Самотечная подача с устройством аварийной емкости
Капвложения		9 905 365	2 545 304	2 530 178	3 887 348
Ежегодные эксплуатационные затраты	Ежегодные затраты на распределительный пульпопровод	1 033 460	257 076	255 548	392 622
	Электроэнергия	188 806	281 321	188 806	-
	Прочие затраты на насосную станцию	788 301	1 058 081	788 301	-
	Дополнительные затраты на НИР	-	-	30 000	100 000
	Итого ежегодные расходы	3 044 026	1 853 553	1 518 202	885 244
Приведенные затраты		46 433 676	24 787 942	20 748 607	14 510 281
% затрат в сравнении с вариантом монтажа трубы 500 mm)		100	53	45	31

ресурсным сметам; по позициям 4 и 5 - по аналогу «Опытно-экспериментальные работы по намыву ограждающей дамбы до отметки 314,5 m на хвостохранилище 2 ГМЗ-2».

Как видно из приведенных данных, наиболее дорогим является вариант 1, наиболее дешевыми – варианты 2 и 3.

Стоимость ежегодных эксплуатационных затрат и приведенные затраты при сроке эксплуатации 12 лет приведены в табл. 2. Ежегодные эксплуатационные затраты в варианте 1 превышают наименьшие в варианте 4 более чем в 3 раза. Аналогичное соотношение наблюдаются при сравнении приведенных затрат.

**Выводы:**

1. Существующие магистральные пульпопроводы при соответствующем ремонте могут обеспечить пропуск пульпы при переработке руды до 8 млн. m<sup>3</sup> в год.

2. Существующие насосная станция и распределительные пульпопроводы не могут обеспечить перекачку и складирование хвостов при достигнутой производительности.

3. Замена распределительных пульпопроводов диаметром 400 mm на диаметр 500 mm, обеспечивающая складирование хвостов, требует больших затрат на строительство и эксплуатацию. При этом

не решен вопрос аварийного складирования хвостов.

4. Последовательная работа насосных агрегатов не обеспечивает перекачку максимальных расходов и, несмотря на небольшие затраты на строительство, практически на 70% увеличивает эксплуатационные затраты. При этом не решается вопрос аварийного складирования хвостов при остановке насосной станции.

5. Устройство пульповыпусков с гасителями напора в начале распределительных пульпопроводов снижает эксплуатационные затраты на 20%, приведенные затраты на 7%. При этом также не решается вопрос аварийного складирования хвостов при остановке насосной станции.

6. Существующая система гидротранспорта ГМЗ-3 позволяет складировать хвосты в хвостохранилище самотеком. Для складирования хвостов при переключении магистральных пульпопроводов и при аварийных ситуациях необходимо устройство аварийного сброса. Этот вариант обеспечивает снижение эксплуатационных и приведенных затрат в 2-3 раза по сравнению с другими вариантами.

7. Внедрение вариантов устройства пульповыпусков с гасителями напора и самотечная подача пульпы на складирование требуют проведения опытно-промышленных исследований в соответствии с требованиями нормативов.

**Список литературы:**

1. Нормы технологического проектирования хвостовых хозяйств гидromеталлургических заводов и обогатительных фабрик. РТМ 8-54-87.
2. Пояснительная записка «ГМЗ-3 НГМК. I-очередь. Хвостовое хозяйство. Проект организации складирования хвостов». Ташкент, 1996.
3. Пояснительная записка «Проект организации и эксплуатации хвостохранилища ГМЗ-3 2006-2007 гг.». Ташкент, 2006.
4. ОТЧЕТ о научно-исследовательской работе: «Исследование параметров пульпопровода ГМЗ-3 для обоснования возможности самотечной подачи пульпы в хвостохранилище и разработка рекомендаций по рациональному транспортированию хвостов». КОНТРАКТ 2302 – 1489 м. Ташкент, 2007.
5. ОТЧЕТ о научно-исследовательской работе: «Геотехнический и технологический контроль параметров складирования и разработка рекомендаций по рациональной укладке хвостового материала из пульповодов диаметром 400 mm в условиях дефицита емкости хвостохранилища ГМЗ-3». Контракт 2302-1847. Ташкент, 2009.

## СПОСОБ ПЕРЕРАБОТКИ СВИНЕЦСОДЕРЖАЩИХ МАТЕРИАЛОВ

Салдаев Л.К., начальник инженерно-технического бюро Центральной экспертно-аналитической лаборатории ОАО «Алмалыкский ГМК»

На металлургических предприятиях комбината происходит накопление свинецсодержащих материалов, включающих пыль электрофильтров, свинцово-висмутовые шламы сернокислотного цеха медеплавильного завода и свинцовые кеки цинкового завода. Это приводит к затовариванию цветных металлов, издержкам по их складированию и хранению, ухудшению экологической обстановки промышленной зоны комбината.

Комбинатом, начиная с 2001 г., выполняются научно-исследовательские и опытные работы по переработке этих материалов.

Однако, до настоящего времени приемлемой для производства технологии нет.

Для решения этой задачи лабораторией разработана технологическая схема переработки лежалых свинецсодержащих материалов с приемлемыми техническими и экономическими показателями, охватывающая все имеющиеся виды свинцового сырья, включая аккумуляторный лом. Конечным продуктом переработки является черновой свинец, продукционные растворы, содержащие медь и цинк, электролитные шламы, являющиеся сырьём для выделения золота, серебра и висмута.

Процесс переработки состоит из следующих этапов:

- аммиачно-содового выщелачивания (АСВ) и фильтрации пульпы;
- сушки кека до влажности 5%, окомкования или измельчения в зависимости от способа плавки;
- высокотемпературная (1100°C) плавка на черновой свинец в отражательной, отапливаемой природным газом или электродуговой печи, работающей в режиме электросопротивления. В качестве альтернативного способа – низкотемпературная щелочная плавка под слоем каустика;
- электролитическое рафинирование с использованием раствора сульфаминовой кислоты в качестве электролита;
- плавка рафинированного свинца и розлив в чушки;
- переработка электролитных шламов с целью выделения драгметаллов и висмута;
- переработка продукционных растворов от АСВ с целью выделения меди и цинка.

Необходимость АСВ определяется удалением из кека в раствор меди и цинка и переводом сульфата свинца в карбонат, что предпочтительнее как при щелочной, так и при высокотемпературной плавках.

Аммиачно-содовой обработке подвергаются свинцовые кеки АЦЗ и свинцово-висмутовые кеки МПЗ

совместно с конвертерной пылью в соотношении пыль: кек 70:30 или 50:50.

Аммиачно-содовое выщелачивание испытано в промышленных условиях на установке МПЗ в марте 2007 г. на конвертерных пылях и показало удовлетворительные результаты как по качеству полученного кека (содержание свинца повысилось до 70%, меди и цинка снизилось до 0,2 и 2,0% соответственно), так и по фильтрационной способности пульпы (содержание влаги 30%).

Свинец, драгметаллы, сурьма, мышьяк, висмут на 95% остаются в кеке в оксидно-карбонатной форме.

Расходные коэффициенты на АСВ, тонн на тонну пыли составили:

- аммиачная вода, 25% - 0,9;
- сода кальцинированная - 0,06;
- вода - 1,0.

Процесс выщелачивания проводится в реакторе с механическим перемешиванием, при температуре 60°C.

Необходимо создание в реакторе незначительного разрежения. Выход массы кека составил 0,6 от массы пыли.

Отношение Т:Ж в процессе выщелачивания составило 1:2. Объём продукционного раствора – 2,5 м<sup>3</sup> и содержит 7-10 и 70 г/л меди и цинка соответственно.

При этом необходимо соблюдение условия: перемешивание пульпы сжатым воздухом недопустимо в связи с высокой летучестью аммиака и, следовательно, значительными его потерями.

Полный цикл операции от загрузки реактора до разгрузки фильтра составил 5-6 ч. В т. ч. время выщелачивания – 2 ч. При этом в 10-ти кубовый реактор может быть загружено не менее 3 т пыли.

При подготовке шихты для высокотемпературной плавки, желательно дозировать к влажному кеку расчётное количество шлакообразующих материалов, перемешать, пропустить через фильеру с отверстиями 5-8 мм и просушить до влажности не выше 5% перед подачей в плавильную печь.

В случае щелочной плавки – кек просушить, смешать с восстановителем и порциями, по мере усвоения, предварительно расплавленным каустиком, подавать в расплав.

Расход каустика на одну тонну чернового свинца составляет 0,7 т.

В связи с достаточно высокой стоимостью каустика и отсутствием отечественного производства его, проведен поиск технологического процесса исключая его использование.

В качестве такого способа предлагается так назы-

ваемая содовая плавка, заключающаяся в шихтовке кека от выщелачивания, полученного по вышеописанной технологии, с плавнем, шлакообразующим, восстановителем и последующей плавке её на черновой свинец в имеющейся электродуговой или отражательной печи, при температуре 1100°C. Плавка в электродуговой печи незначительно отличается от режимов её использования при выплавке свинца, освоённой АЦЗ.

Расходные коэффициенты на плавку конвертерных пылей и смеси пыль-кек из расчёта на 1 t смеси, из пыли смеси:

- плавень, kHz 250-400;
- кварц, kHz 200-100;
- восстановитель, kHz 60-50.

В качестве восстановителя может быть использован уголь с содержанием углерода 80-85%. Продолжительность плавки составляет один час. В дуговой печи возможен непрерывный процесс плавки, с периодическим сливом металла и шлаков.

Извлечение свинца из кека составляет 90%. Шлаки содержат 1-2% свинца, 0,5% меди, 5-6% цинка и представляют собой стекловидную массу, не разлагающуюся при длительном хранении. Кратность шлака 1.

Полученный черновой свинец имеет следующий состав, %: Ag - 0,04, As - 0,04, Bi - 1,09, Ca - 0,004, Cu - 0,05, Mg - 0,001, Na - 0,005, Sb - 1,06, Te - 0,07, Zn - 0,001.

При переработке свинцово-висмутовых кеков черновой свинец может содержать значимые количества золота, которое также будет концентрироваться в металле.

Черновой свинец разливается в аноды для электрорафинирования или в чушки для дальнейшего рафинирования щелочным способом.

Для получения товарного свинца и выделения драгметаллов, черновой свинец как от печевой так и от щелочной плавки подвергается рафинированию от

примесей. Из известных способов рафинирования, более приемлемым для комбината, является - электролитический, исходя из следующих соображений:

- имеются свободные мощности электролиза как на АЦЗ так и на МПЗ;
- имеются квалифицированные кадры электролизников;
- за одну операцию происходит очистка от всех примесей;
- все используемые материалы отечественного производства.

Получаемый свинец соответствует марке СО.

В качестве электролита используется сульфаминовая кислота собственного изготовления, по одному из двух известных способов:

- автоклавный – смешением газообразных  $\text{NH}_3$  и  $\text{SO}_2$ ;
- реакционный – воздействием концентрированной серной кислоты на мочевины.

Расход электролита составляет 20 г на 1 t рафинированного свинца. Процесс электролиза применительно к условиям комбината разрабатывается коллективами АЦЗ, МПЗ и ЦНИЛ.

Электролитные шламы, содержащие золото, серебро, висмут перерабатываются с целью их выделения в отдельные продукты по известной технологии с некоторой доработкой применительно к условиям комбината. Медь из растворов после АСВ выделяется цементацией на цинке. Цинк осаждается из раствора после цементации продувкой сернистым газом, осадок отфильтровывается и передаётся в цех выщелачивания АЦЗ.

Экономический эффект проекта не просчитан в связи с неустойчивостью цен, но с учётом выделения всех металлов, по крайней мере, убыточным не будет. Описанный «Способ переработки свинецсодержащих материалов» является интеллектуальной собственностью авторов.

УДК 622

© Лаккай Н.Э., Дадабаев К.К., Ан В.Ф. 2010 г.

## ИННОВАЦИОННЫЕ ПРОДУКТЫ СТАНКОСТРОИТЕЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Лаккай Н.Э., директор ПО НМЗ НГМК; Дадабаев К.К., главный инженер ПО НМЗ НГМК; Ан В.Ф., зам. директора по станкостроению ПО НМЗ НГМК

Когда речь идёт об инновационной технике и инновационных технологиях, то это, безусловно, и верно относится к находящемуся на этапе поступательного развития станкостроению Узбекистана, примером которого являются инновационные продукты, пока на сегодня единственного в республике, станкостроительного производителя ПО НМЗ НГМК (рис. 1-13).

С первых изделий - широкоуниверсальных токарно-винторезных станков НТ-200, 16Н25 начался

прорыв в области приводной техники и СЧПУ. Это были первые попытки создать станок с микропроцессорной техникой и упрощённой диалоговой системой в программном обеспечении. Данная идеология была усовершенствована и расширена на следующем изделии с маркой НТ-250И (рис. 1).

Данный станок с интерполятором и цифровой индикацией стал прекрасным образцом сотрудничества механиков, электроспециалистов, металлообработчиков, приводчиков и системщиков.



Рис. 1. Станок НТ-250И

Станки в кратчайшие сроки вошли в жизнь мастерских, заводов, цехов, фирм имеющих дело с резанием металлов как лучшие образцы металлообрабатывающей техники. Эта модель со временем не стала удовлетворять станкостроителей.

Практически с первых лет эксплуатации витал вопрос об усовершенствовании системы управления в плане расширения его технических возможностей и, в частности, увеличения технологических «Кадров».

Долгие поиски вывели нас на контакт с ЗАО «МШАК», г. Ереван. Эта фирма была создана в бывшее Советское время на небольшой части научно-производственной базы известного проектно-технологического авиационного института г. Еревана. По нашему техническому заданию был создан привод и система управления (СУ) фирмы ЗАО «МШАК». С этой фирмой мы расширили область сотрудничества, и она стала поставлять нам не только приводную часть и СУ, но и органично объединённую с ними силовую часть станка - электроавтоматику, все кабели связи с кабелеукладчиками, т.е. поставлять комплектное устройство управления (КУУ).



Рис. 3. Приветствие на дисплее КУУ «Джин»



Рис. 2. Станок НТ-250М

Таким образом, результатом совместного двух-летнего труда с фирмой «МШАК» стал станок НТ-250М (рис. 2), имеющий не только мощные технические возможности, но и современный привлекательный дизайн, жидкокристаллический дисплей и широкие программные возможности.

С помощью КУУ расширена технологическая возможность привода и СУ до 99 рабочих «Кадров», т.е. стало возможным программировать и изготавливать сложнейшие многооперационные детали с множеством переходов и проходов.

СУ перешла с аппаратной логики на программную, что придало большую гибкость в управлении эл. автоматикой и позволило корректировать многие ранее жёстко заданные параметры (отключение шпинделя через определённое время, электронные упоры, задание времени смазки направляющих и т.д.). Появился жидкокристаллический экран, отображающий как программирование, так и исполнение. Панель управления, жостик и штурвалы имеют современные формы и дизайн.

Вместе с совершенствованием «мозгов» станка совершенствовалась как механическая структура, так и его внешний вид.



Рис. 4. Станок НФ630

Мы считаем достоинством нашего НТ-250И простоту управления (не требуется инженерное сопровождение), самообучаемость, лёгкость работы на нём (возможность использования женского труда) привлекательные исполнения и дизайн, пробуждающий интерес молодёжи к работе на этих станках.

Стремление к совершенствованию аппаратной части, подто-

лкнуло нас к поиску партнёров по разработке приводов и СУ по нашим ТЗ и по нашей идеологии.

Поиски привели к сотрудничеству с ООО «Техсервис» г. Самара, Россия и ООО «Модмашсофт» Н. Новгород, Россия. В содружестве с ООО «Техсервис», разработано комплектное устройство управления, состоящее из привода и СУ, электроавтоматики и кабелей связи на основе комплектующих передовых японских товаропроизводителей.

Программная же часть разработана по нашему техническому заданию и представляет продукт, вобравший в себя наш многолетний опыт и сложившееся на это время представление об управлении процессом металлообработки с наибольшей эффективностью в сочетании с простотой и привлекательностью. Это КУУ условно названо «Джин». Это самообучающаяся диалоговая система, которую может освоить любой выпускник (ца) колледжа в кратчайшие сроки и выполнять операции по обработке металла (тел вращения) максимальной сложности. Для сравнения отметим, что, работая на традиционном «железном» станке типа 1К62, 16К20, 1М63 и т.д., не каждый токарь, имеющий квалификацию 7 разряда и стаж более десяти лет, сможет выполнить то, что может сделать токарь 4-го разряда на НТ-250М. В самом названии «Джин» уже заложен намёк, что он как волшебник может почти всё и претензия на то, что на сегодня аналогов ему нет.

Руководство станкостроительного производства при создании новых образцов станкопродукции руководствовалось идеей создания таких изделий, которые одновременно бы вобрали в себя и простоту управления, и широчайшие функциональные возможности с современным дизайном. Станки рассчитывались на молодёжь, выпускников колледжей и школ, а так же на девушек, входящих в последнее время в промышленное производство и, в частности в металлообработку. Это уже было реализовано в НТ-250М.

В 2008-2009 гг. наша работа была направлена на решение вопросов психологической совместимости станка и человека, на повышение его партнёрских качеств. Станочник при виде своего станка, ещё на подступах к нему должен испытывать чувство волнения и восторга, видеть в нём не просто машину, не просто орудие, а партнёра по труду, единомышленника и собрата. Он должен любить и лелеять станок, а по окончании рабочей смены с чувством величайшего сожаления расставаться с ним. Но и станок должен отвечать тем же. Он должен быть привлекателен и эргономичен, его цвета должны воодушевлять человека на

труд, как бы приглашать станочника к производственному общению.

Частично это направление реализовано в комплектном устройстве управления под названием «Джин». Прикосновение человека к пусковой кнопке приводит к тому, что включается жидкокристаллический дисплей и станок приветствует рабочего - «О, мой Повелитель! Приветствую тебя! Слушаю и повинуюсь!» (рис. 3).

В дальнейшем машина будет это делать приятным мужским или женским голосом. Так же задумано, чтобы станок предостерегал рабочего от неправильных действий и от ошибочных решений, помимо этого, станок будет обучать сложным технологическим приёмам, т.е. показывать на примере, как выполнять те или иные операции. Этим осуществится полноценный диалог станка и человека, и, конечно же, в таких условиях станочник будет чувствовать себя более комфортно и с чувством самоуважения и личной значимости станет выполнять порученную ему работу.

В 1995 г. был изготовлен первый широкоуниверсальный фрезерно-расточной станок НФ-630 (рис. 4), а летом 2009г. на заводе прошли заводские приёмно-сдаточные испытания нового образца фрезерно-расточного станка НФ-630МФ4 (рис. 5).

Примечательно, то, что теперь этот станок обзавёлся инструментальным магазином на 20 единиц. Это не единственное и не главное изменение. Очень важен тот момент, что каждый модернизированный станок становится «Умнее» и привлекательнее в эстетическом качестве.

На этом фоне завод, между основными делами, освоил производство обдирочно-заточного станка ЗН340 (рис. 6), настольно-сверлильного 21Н16 (рис. 7), деревообрабатывающих станков СДУ-1 (рис. 8) и СДУ-Ш.

На базе современных аппаратных комплектующих



Рис. 5. Станок НФ-630МФ4



Рис. 6. Станок ЗН340



Рис. 7. Станок 21Н16



Рис. 8. Станок СДУ-1

Наш приоритет на создание токарного и фрезерного станка, подтвержден патентами.

Особое направление в деятельности станкостроительного производства занимает создание специальных станков, каждый из которых является примером инновационной техники, вобравшей в себя массу инновационных технологий.

Инновационные проекты станкостроения:

*1. Спроектированы и изготовлены:*

1.1. Специальный расточной станок НС-2М, предназначенный для расточки траков и пластин питателя, что позволяет увеличить производительность труда и высвободить



Рис. 9. Станок 16А20Ф3

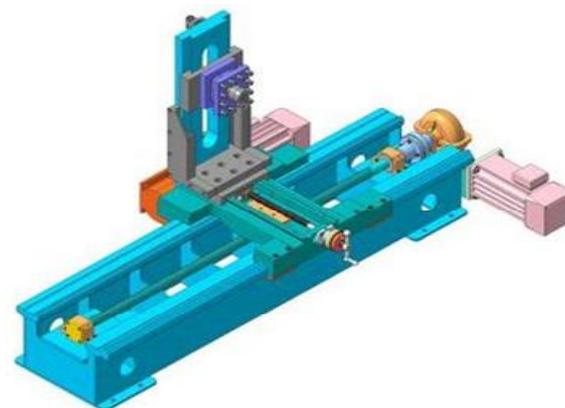


Рис. 11. Станок НС-2М

и радиокомпонентов освоена модернизация станков 16А20Ф3 и 16К20Ф3 (рис. 9). Капитальный ремонт указанных станков выполняется с одновременной модернизацией.

Мы вдохнули в груды металла вторую жизнь, вернув в строй дорогостоящее металлорежущее оборудование.

На фоне разработки и изготовления инновационной металлорежущей техники, без изменений помпы было освоено совместно с Рязанским станкостроительным заводом производство таких всемирно известных станков, как 1М63 и 16К40 (рис. 10).

горизонтально-расточные станки (рис. 11).

1.2. Спец. станок для обработки роторов электромоторов до  $\varnothing 700$  mm и длиной до 2,5 m.

1.3. Специальный станок 19Н1000 с электроприводами и программной системой управления для расточки труб роликкоопор  $\varnothing 194 \times 5$ , L до 720 mm и торцевания осей роликкоопор, центровки и проточки осей  $\varnothing 60$  mm, L до 820 mm (рис. 12).

1.4. Разрабатывается в производство станок НС-1Ф3 для обработки опорных роликов и бандажей (рис. 13), размеры которых составляют (L= до 1350 mm,  $\varnothing = 2200$  mm, вес до 15 t) и бандажей ( $\varnothing = 8350$  mm, H= 1200 mm, вес - около 100 t) установленных на цементных печах ОАО «Кызылкумцемент».

1.5. Разрабатывается станок специальный для



Рис. 10. Станок 1М63Н

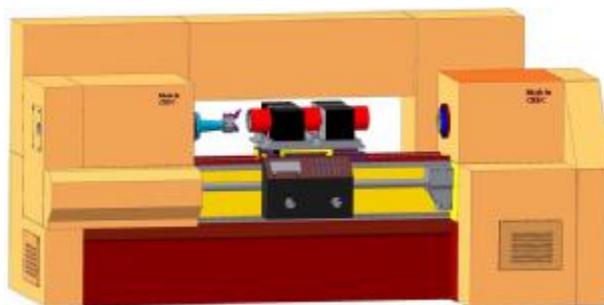


Рис. 12. Твердотельная модель станка 19Н1000

обработки труб роlikоопор длиной до 2300 mm и соответственно осей к ним.

Особое место в работе станкостроения занимает разработка приводов и СУ для металлорежущих станков производства ПО НМЗ.

2. Закончено совместное проектирование:

2.1. Приводов и СУ с интерактивным дисплеем нового поколения к металлорежущим станкам (токарным и фрезерным) с ООО «Техсервис» г. Самара, Россия.

2.2. Приводы и СУ с упрощенной схемой ввода данных и команд оператора с сенсорным дисплеем с ООО «Модмашсофт» г. Нижний Новгород, Россия.

2.3. В стадии разработки Узбекский вариант привода и СУ к широкоуниверсальному токарно-винторезному станку с ОАО «Алгоритм» концерн «Узэлтханоат» г. Ташкент, РУз.

Успешное выполнение этих проектов позволит

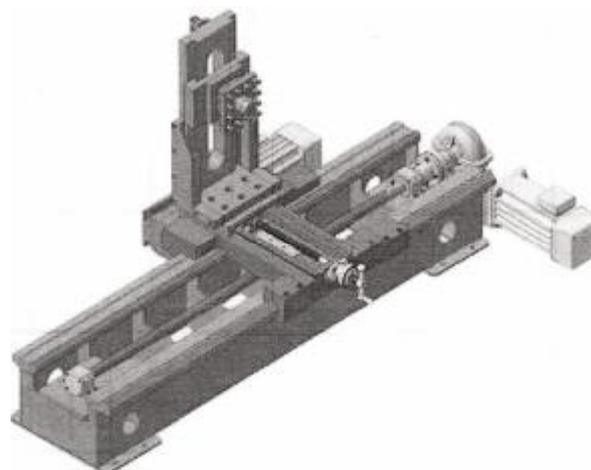


Рис. 13. Станок НС-1Ф3

нашему объединению оставаться на передовых позициях по производству современных станков.

УДК 622

© Лой В.В. 2010 г.

## Автоматизация мельничных блоков

Лой В.В., заместитель главного инженера ГМЗ-2 по ИТ Центрального рудоуправления НГМК

Одним из основных направлений для повышения эффективности работы цеха измельчения является интенсификация процесса измельчения I стадии путем автоматизации мельничных блоков. В 2004 г. на ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК были проведены успешные испытания по внедрению автоматизированной системы оптимального управления технологическим процессом на мельничном блоке № 2, что дало стабильный прирост переработки на мельничном блоке в среднем на 5%.

Система оптимального управления мельничными блоками «GrindExpert» на ГМЗ-2 предназначена для управления мельничными блоками в автоматическом режиме с целью достижения максимальной производительности мельничных блоков, снижения удельного расхода электроэнергии на измельчение 1-й тонны руды при сохранении заданного качества помола.

Для использования в качестве интеллектуальной части системы оптимального управления мельничным блоком принята экспертная система управления GrindExpert, созданная на базе платформы "NeuroModel" фирмы ATLAN-tec, которая является лидером в области neurosetej в Германии. Общая структура системы приведена на рис. 1. В состав экспертной системы GrindExpert входят программы управления гидроциклонными

установками "CONTICLASS® SYSTEM" и следующие контуры регулирования:

- Стабилизация коэффициента заполнения мельницы первой стадии в пределах 30-37%, при этом подача руды регулируется в пределах 120-170 t/h.
- Предотвращение глубоких перегрузов мельницы первой стадии по шуму путём своевременного снижения переработки руды. При достижении значения шума 40% мельница автоматически переходит в режим выработки, снижая подачу руды до 50 t/h.
- Стабилизация соотношения Т:Ж в мельнице первой стадии на уровне 1:0,23.
- Стабилизация плотности слива спирального классификатора на уровне 1120-1130 g/l.
- Подача воды в песковую течку спирального классификатора и подача воды в зумпф мельницы второй стадии.
- Переключение вибропитателей в автоматическом режиме.

На рис. 2-4 показаны, соответственно, шкаф управления, информация о работе мельничного блока, выводимая на дисплей компьютера и технологическая схема автоматизации мельничного блока.

Заполнение мельницы 1-й стадии измельчения определяется посредством шумомера. Для измере-

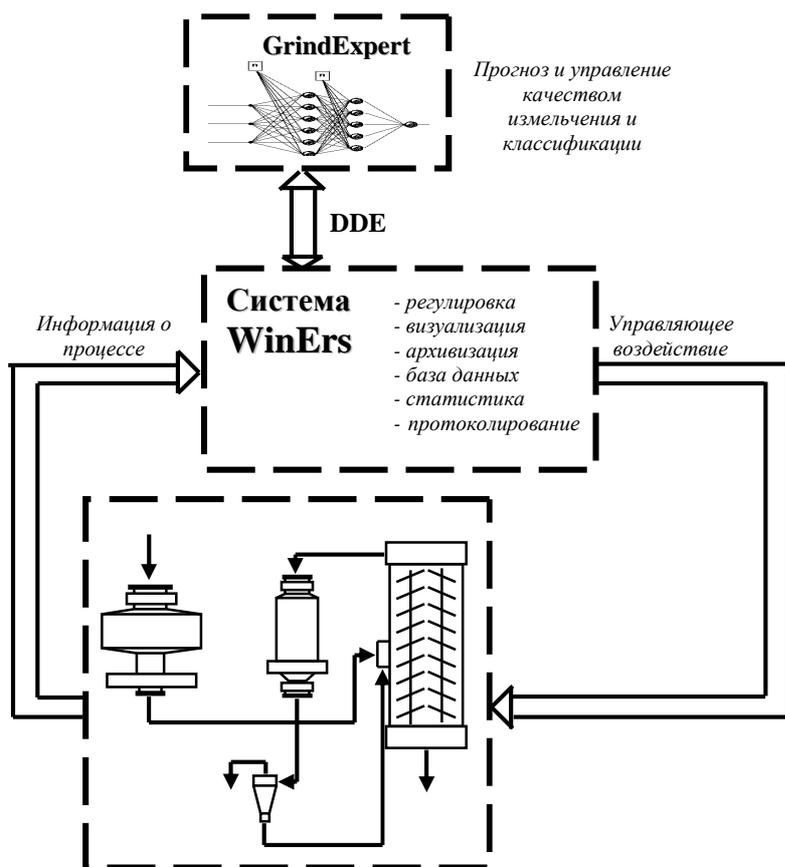


Рис. 1. Структура системы управления процессом измельчения и классификации

ния крупности руды используется ультразвуковой датчик, установленный над конвейером подачи руды в мельницу. Аналоговый сигнал с датчика подается на плату аналогового ввода АРСІ-3001 ADDI-DATA и используется, после программной обработки SCADA-системой "WinErs", в качестве корректирующего сигнала адаптивного регулятора подачи руды в мельницу.

Для определения расхода пульпы из зумпфа 2-й стадии измельчения и вывода промпродукта из ван-

ны классификатора использованы индукционные расходомеры с износостойчивой резиновой футеровкой. Расход пульпы из зумпфа 1-й стадии измельчения определяется расчетным путем, как сумма расхода воды и руды в мельницу 1-й стадии измельчения.

Измерение расхода воды в различных точках мельничного блока производится с помощью индукционных расходомеров с полиуретановой футеровкой.

Используются следующие точки измерения расхода:

- расход оборотной воды в мельницу 1-й стадии измельчения;
- расход оборотной воды в зумпф 2-й стадии измельчения;
- расход оборотной воды в песковую течку классификатора;
- расход оборотной воды в боковой карман классификатора;
- расход технической воды на гидроуплотнение вала технологических насосов;
- расход оборотной воды на отсадочные машины.

Для измерения уровня пульпы в зумпфах мельниц 1 и 2 стадий использованы ультразвуковые уровнемеры.

Измерение уровня в бункерах производится с помощью ультразвуковых датчиков повышенной мощности и большого диапазона измерения, установленных в верхней точке бункера. Сигналы уровня над отдельными вибропитателями передаются на управляющий компьютер мельничного блока и по сети ETHERNET на отдельный компьютер в центральном диспетчерском пункте (ЦДП). Выбор необходимого вибропитателя и управление его работой осуществляет экспертная система GrindExpert. Уровень заполнения бункеров над каждым вибропитателем и количество руды в бункере



Рис. 2. Шкаф управления и шкаф контроллера в ОП мельника



Рис. 3. Информация о работе мельничного блока на дисплее компьютера

отображается на экране компьютера управления блоком, на компьютере в ЦДП, центральной базе данных и архивируется на жёсткий диск. Для измерения и контроля температуры, защиты от перегрева подшипников синхронного электродвигателя, подшипников вала-шестерни привода, коренных подшипников мельниц использованы сигналы от существующих датчиков температуры. Информация о температуре отображается на экране компьютера управления мельничным блоком, на компьютере в ЦДП, центральной базе данных и архивируются на жёсткий диск.

Для измерения активной мощности мельниц 1-й и 2-й стадии измельчения использована существующая схема. Песковая нагрузка классификаторов определяется посредством измерения активной мощности электродвигателей привода спиралей классификатора. Общая циркуляционная нагрузка классификаторов вычисляется из массового баланса по твёрдому продуктам технологического процесса.

Системой предусмотрена следующая регулирующая арматура:

- регулирующий клапан (РВ) оборотной воды в мельницу 1-й стадии измельчения;
- РВ оборотной воды в зумпф 2-й стадии измельчения;
- РВ оборотной воды в песковую течку классификатора;
- РВ оборотной воды в боковой карман классификатора.

Все регулирующие клапаны имеют электропривод. Система оптимального управления Grind Expert,

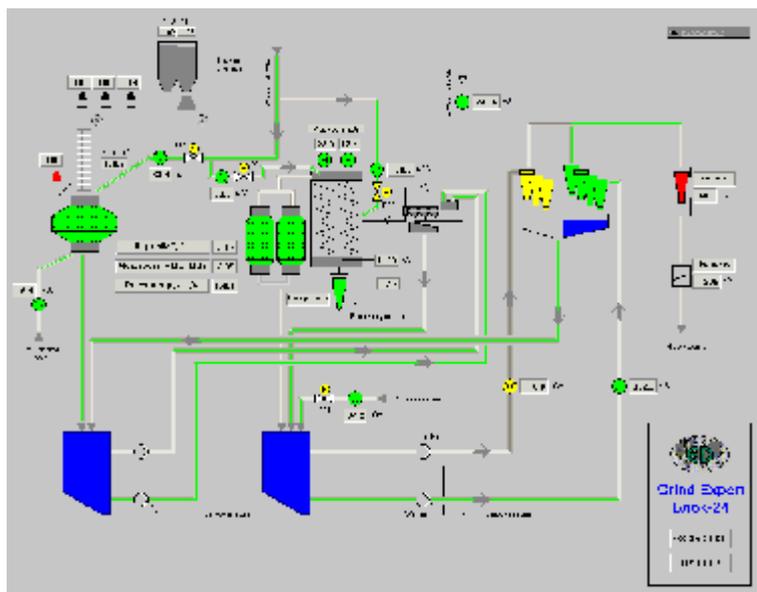


Рис. 4. Технологическая схема автоматизации мельничного блока

кроме функций управления процессом измельчения, осуществляет контроль и защиту измельчительных агрегатов от аварийных режимов: превышения температуры подшипников мельниц и двигателей, перегруза мельницы ММС и т.д.

**Технико-экономические характеристики:** Стабильный 5% прирост по переработке руды на мельничном блоке. Экономия электроэнергии до 2,89 млн. кВт×h в год на один мельничный блок.

**Степень внедрения:** Внедрено на 7-ми мельничных блоках из 28, два из которых автоматизированы силами ГМЗ-2.

**Ожидаемый или полученный экономический эффект:** 200 тыс. \$ в год с каждого мельничного блока.

УДК 620.19

© Погребняк А.Д., Махмудов Н.А., Хакимов Т.М., Каландаров У.Х., Синдоров О. 2010 г.

## АНАЛИЗ ДЕФЕКТОВ МОДИФИЦИРОВАННОЙ В РЕЗУЛЬТАТЕ ВОЗДЕЙСТВИЯ МОЩНОГО ИОННОГО ПУЧКА СТРУКТУРЫ $\alpha$ -Fe

**Погребняк А.Д.**, профессор НИИ ЯФ Томского политехнического университета, док. физ.-мат. наук; **Махмудов Н.А.**, доцент Самаркандского филиала ТУИТ, канд. физ.-мат. наук; **Хакимов Т.М.**, доцент Самаркандского филиала ТУИТ, канд. физ.-мат. наук; **Каландаров У.Х.**, старший преподаватель Самаркандского филиала ТУИТ; **Синдоров О.**, ассистент Самаркандского филиала ТУИТ

филиала ТУИТ

В течение последнего времени разработаны новые способы модифицирования поверхностных слоев. Во-первых, имеются лазерные и электронные пучки с энергией, достаточной для разогрева и оплавления больших поверхностей за очень короткое время. Скорости нагрева и охлаждения при использовании наносекундных (или пикосекундных) ла-

зерных и электронных пучков достаточно высоки для получения метастабильных сплавов и аморфных поверхностных слоев. Во-вторых, появились методы ионной имплантации, ионного перемешивания, осаждения низкоэнергетической плазмы с одновременным или последовательным воздействием высокоэнергетического ионного пучка, которые

позволяют вводить примесные атомы непосредственно в поверхность твердых тел в концентрациях,

превышающих предел растворимости. Перечисленные методы модифицирования поверхности - хороший инструмент для создания новых материалов. Вместе с тем необходимо исследование новых физических процессов и новых явлений, имеющих место в мишени при импульсных воздействиях пучков ионов. В этой связи, прежде чем исследовать процессы, происходящие в конструкционных материалах при воздействии мощного ионного пучка (МИП) наносекундной длительности и целенаправленно изменять механические свойства, необходимо выяснить закономерности формирования дефектной структуры в чистых металлах. Анализ литературы последних лет указывает на большую перспективу использования МИП в технологии. Цель настоящей работы - выяснить некоторые закономерности формирования дефектов в поверхностном слое, исследовать их связь с механическими свойствами (изменением микротвердости и уменьшением коэффициента трения). Использовали ряд методов, которые позволяют достаточно информативно и достоверно исследовать многие дефекты. Так, например, метод аннигиляции позитронов (измерение времени жизни позитронов и измерение кривых углового распределения аннигиляционных фотонов (УРАФ)) позволяет идентифицировать дефекты вакансионного типа (вакансии, кластеры вакансий, петли, дислокации [1]). Метод просвечивающей электронной микроскопии (ПЭМ) позволяет непосредственно анализировать дислокационную структуру.

**Методы исследования.** В качестве материала исследования выбраны образцы  $\alpha$ -Fe. Содержание углерода не превышало 0,001 вес. %. В исходном состоянии после рекристаллизационного отжига ( $950^\circ$ , 2 h) плотность дислокаций была равна  $0,5 \cdot 10^9 \text{ см}^{-2}$ , размер зерна 400 нм. Использовали образцы размером  $14 \times 14 \times 2 \text{ мм}$  и  $10 \times 10 \text{ мм}$  толщиной 0,25-0,3 мм. Облучение проводили на ускорителях Тонус и Вера [2] с параметрами пучка:  $E_{cp}$ -450 keV, длительность  $t=80 \dots 100 \text{ нс}$ ;  $E_{cp}=300 \text{ keV}$ ,  $t=100 \text{ нс}$ ;  $j=60 \dots 2500 \text{ А/см}^2$ . Образцы облучали в камере ускорителя с вакуумом  $1,33 \cdot 10^{-2} \text{ Па}$  одиночными импульсами с частотой 1 имп./мин.

Состав пучка  $C^*=50\%$ ,  $H^+=50\%$  (результаты по составу пучка получены в НИИЯФ при ТПИ, г. Томск). Изменяли величину плотности тока (60, 100, 150, 200, 600, 1500 и  $2500 \text{ А/см}^2$ ) и число импульсов (от 1 до 11).

Для электронно-микроскопических исследований дислокационной структуры, формирующейся в приповерхностных слоях мишеней при МИП-воздействии, готовили фольгу при заданном состоянии от облученной поверхности. Методика приготовления фольги описана в работе [2]. На электронно-микроскопических снимках измеряли скалярную плотность дислокаций методом «секущей» [3]. По результатам измерений построены

следующие зависимости: плотность дислокаций в приповерхностном слое, непосредственно прилегающем к поверхности (0,5 мкм), от числа импульсов и плотности тока МИП; плотность дислокаций от расстояния до облученной поверхности (число импульсов  $n=1$ ; плотность ионного тока  $j=100 \text{ А/см}^2$ ). Время жизни позитронов измеряли на спектрометре [4] с временным разрешением 220 пс, с фиксированной шириной на половине высоты  $\Delta t=208 \text{ пс}$ . Источником позитронов был  $^{22}\text{Na}$ , выпаренный на алюминиевую фольгу в майларовом пакете. Интенсивность источника  $\tau=150 \text{ пс}$ ,  $I_1=6,6\%$ ,  $\tau_2=450 \text{ пс}$ ,  $I_2=2,5\%$ . Спектр корректировали с помощью  $^{207}\text{Bi}$ . Обработку спектров времени жизни позитронов проводили на две и три компоненты. Определяли концентрацию дефектов по модели захвата с одним и двумя типами дефектов. Кривые УРАФ измеряли на установке с угловым разрешением  $1,0 \text{ mrad}$  [5]. Для идентификации и интерпретации результатов проводили изохронный отжиг облученных образцов в вакууме  $1,2 \cdot 10^{-2} \text{ Па}$  с шагом  $\sim 15^\circ$ .

Микротвердость измеряли на установке Micromet (нагрузка на индентор 5 и 25 г). За содержанием концентрации C, N, O в поверхностном слое следили с помощью установки ВИС с разрешением по концентрации  $\sim 10^{-5} \text{ ат.}\%$  и по глубине - 3 нм.

**Результаты и их обсуждение. Аннигиляция позитронов  $\alpha$ -Fe.** В табл. 1 приведены параметры жизни позитронов, концентрация дефектов, микротвердость и плотность дислокаций, измеренные в  $\alpha$ -Fe, облученном одиночными импульсами МИП. Все спектры времени жизни позитронов были разложены на две компоненты. Время жизни позитронов в исходном (отожженном) образце  $\tau=114 \pm 2 \text{ пс}$ , что близко по значению к данным, приведенным в работе [4], где в бездефектном  $\alpha$ -Fe значение  $\tau=110 \pm 2 \text{ пс}$ . В исходном состоянии образцов позитроны аннигилируют в основном с электронами  $3d^6 4s^2$ . При облучении образцов МИП с плотностью тока  $j=60 \dots 600 \text{ А/см}^2$  на поверхности металла происходит плавление, испарение и сублимация.

В результате протекания этих процессов в приповерхностном слое  $\alpha$ -Fe возникают термомеханические напряжения, величину которых можно оценить по модели, предложенной в работе. Оценки показывают величину напряжений  $10^7$ - $10^8 \text{ Па}$ , достаточную для протекания пластической деформации.

Одновременно проведены измерения уноса массы с поверхности образцов при воздействии МИП, при этом измеряли импульс отдачи с помощью гравитационного маятника. Измерения, проведенные с помощью аperiодических датчиков, и оценка импульса отдачи вместе с уносом материала позволили определить амплитуду ударной волны, формирующейся за счет газодинамического разлета пара и плазмы. Величина амплитуды ударной волны состав-

вляла 0,5-2 GPa в зависимости от плотности внешней энергии. В результате нагружения образца ударной волновой нагрузкой в структуре образцов формируются дислокационные структуры с высокой плотностью дислокаций, значительные концентрации точечных дефектов и кластеров вакансий [5]. Позитроны эффективно захватываются вакансионными кластерами, преимущественно дивакансиями с временем жизни  $\tau_2=191\pm 4$  пс. При этом наблюдается рост захвата позитронов с увеличением плотности тока МИП. Значительное повышение плотности тока приводит к изменению размеров вакансионных кластеров. При плотности тока  $j=2500$  A/sm<sup>2</sup> позитроны захватываются дефектами с  $\tau_2=222\pm 4$  пс, что, согласно работе, соответствует плоской тривакансии. Кроме того,  $\tau_1$  (116 пс) значительно больше объемного времени. Оно включает в себя время жизни позитронов, локализованных в дислокациях, которые по сравнению с вакансиями и кластерами являются мелкими ловушками. Таким образом, позитроны, аннигилирующие в объеме, имеют время жизни  $\tau_1=108$  пс, а время жизни  $\tau_2=165\pm 2$  пс соответствует позитронам, захваченным дислокациями, что хорошо согласуется с известными данными.

Дислокации являются более мелкими ловушками позитронов, чем вакансии и кластеры вакансий, поэтому время жизни у них меньше, чем у вакансий. Ход полученной зависимости связан с особенностями формирования вакансионных кластеров и дислокаций в модифицированном слое  $\alpha$ -Fe после действия МИП. Увеличение плотности дислокаций является следствием возникновения термомеханических напряжений, возникающих в приповерхностной области (которые, как указано выше, могут составить  $10^8-10^9$  Па), что действительно приводит к пластической деформации.

**Электронно-микроскопические исследования облученного МИП  $\alpha$ -Fe.** В исходном состоянии  $\alpha$ -Fe до облучения МИП дислокационная структура представлена одиночными хаотически распределенными дислокациями (рис. 1, а). На рис. 1, б и в приведены типичные изображения дислокационной структуры, которая сформировалась в приповерхностном слое после облучения МИП. Дислокационная структура неоднородна в сечениях, перпендикулярных и параллельных облученной поверхности мишени, и изменяется от однородного распределения дислокаций до сложных дислокационных переплетений. Повышение плотности тока МИП до 200 A/sm<sup>2</sup> и числа импульсов до

пяти сопровождается существенной перестройкой дислокационной структуры: наблюдается начальная стадия образования дислокационных ячеек (рис. 1, в). Следует отметить, что дислокационные структуры, формирующиеся в  $\alpha$ -Fe при воздействии МИП, подобны дислокационным структурам в  $\alpha$ -Fe, деформированном на 1-10%. Для сравнения на рис. 1, г приведено изображение дислокационной структуры деформированного сжатием  $\alpha$ -Fe ( $\epsilon=8,5\%$ ).

На рис. 2 приведены зависимости скалярной плотности дислокаций в приповерхностном слое толщиной 0,5 мкм от плотности тока МИП для различного числа импульсов.

Видно, что плотность дислокаций непосредственно у поверхности линейно растет с увеличением плотности тока МИП. Увеличение числа импульсов (число импульсов пропорционально дозе облучения) также сопровождается ростом плотности дислокаций.

Для режима облучения  $\alpha$ -Fe при  $n=1$  и  $j<100$  A/sm<sup>2</sup> проведены послойные электронно-микроскопические исследования микроструктуры.

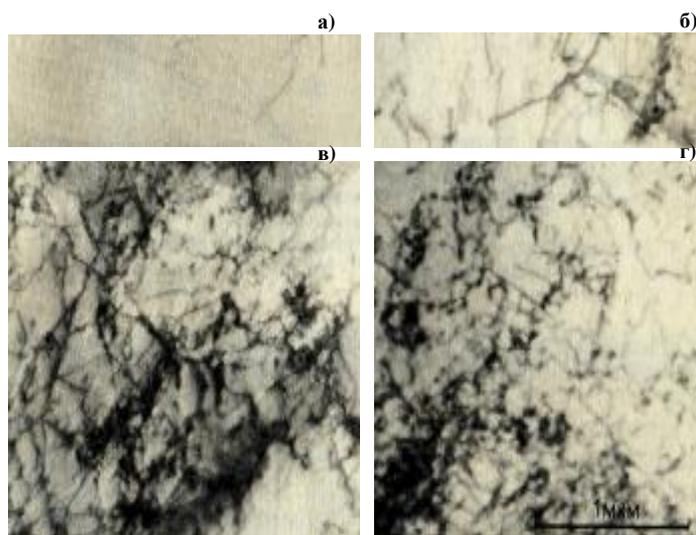


Рис. 1. Электронно-микроскопическое изображение дислокационных структур  $\alpha$ -Fe: а — исходное состояние; б, в — после облучения МИП;  $j=60$  и  $200$  A $\cdot$ sm<sup>-2</sup>, число импульсов 1 и 5 (б и в соответственно); г — после деформации сжатием,  $\epsilon=8,5\%$

Таблица 1

**Параметры времени жизни позитронов, концентрация дефектов, величина микротвердости и плотность дислокаций, измеренные в  $\alpha$ -Fe, облученном импульсами МИП**

$j$ , A/sm <sup>2</sup>	$\tau_1$ пс	$I_1$ , %	$\tau_2$ пс	$I_2$ , %	$H_v^5$ МПа	Концентрация точечных дефектов $10^9$ sm <sup>-3</sup>	Скалярная плотность дислокаций $10^9$ sm <sup>-2</sup>
-	114	100	-	-	780 $\pm$ 35	-	0,5
60	112 $\pm$ 1	88,2 $\pm$ 2,7	193 $\pm$ 10	11,8 $\pm$ 2,7	880 $\pm$ 42	0,136	2,7
600	108 $\pm$ 2	64,6 $\pm$ 3,0	191 $\pm$ 4	35,4 $\pm$ 3,0	1120 $\pm$ 64	0,479	9,7
1500	108 $\pm$ 3	52,7 $\pm$ 3,0	195 $\pm$ 3	47,3 $\pm$ 3,0	1230 $\pm$ 72	0,686	-
2500	116 $\pm$ 3	70,5 $\pm$ 2,1	222 $\pm$ 4	29,5 $\pm$ 2,1	1350 $\pm$ 60	0,377	-

Для этого использована специальная методика, позволяющая готовить фольги для просмотра в электронном микроскопе с заданного расстояния от облученной поверхности мишени. В приповерхностном слое толщиной до 5 мкм дислокационная структура представлена индивидуальными, равномерно распределенными дислокациями. Непосредственно у облученной поверхности мишени средняя плотность дислокаций составляет  $1,8 \cdot 10^9 \text{ см}^{-2}$ ; на глубине 5 мкм  $-2,2 \cdot 10^9 \text{ см}^{-2}$ . На расстоянии 10 мкм от облученной поверхности дислокационная структура становится неоднородной: наблюдаются области с индивидуальными дислокациями и области с сетчатой дислокационной структурой. Существенные качественные изменения в дислокационной структуре образца начинаются с глубины 30 мкм, где дислокационная структура становится весьма неоднородной. Наряду с хаотической дислокационной структурой, представленной отдельными дислокациями и дислокационными сплетениями, в структуре появляются малоугловые границы, которые изменяются от дислокационных стенок с углом разориентации  $\sim 1^\circ$  до границ с углом разориентации  $\sim 5^\circ$ , когда отдельные дислокации уже не разрешаются на электронно-микроскопических изображениях. Начиная с глубины 50 мкм наблюда-

ются области с полигонизованной структурой, когда малоугловые границы группируются с образованием протяженных фрагментов, простирающихся через все исходное зерно поликристалла (рис. 3).

Значения плотности дислокаций в каждой структурной составляющей для всех исследованных расстояний от облученной поверхности приведены в табл. 2.

На рис. 2 представлена зависимость средней плотности дислокаций от расстояния до облученной МИП поверхности  $\alpha$ -Fe (кривая 4). Полученная зависимость имеет два максимума. Один находится вблизи поверхности; он связан с формированием термомеханических напряжений, возникающих в поверхностном слое при плавлении, испарении и сублимации [6]. Другой, более протяженный максимум, на расстоянии 100 мкм от облученной поверхности, соответствует области образца, где формируется ударная волна, возникающая за счет импульса отдачи при разлете пара и плазмы с поверхности.

По формуле, предложенной в работе [7], определена глубина формирования ударной волны, которая качественно совпадает с полученными результатами:

$$d = \frac{C\epsilon^2}{z(\Gamma+2)} \left[ \frac{2t\Delta m}{(g-1)kd} \right]^{-1/2}$$

где  $\Delta m$  - масса испаренного вещества;  $t$  - длительность импульса ( $10^{-7}$  с);  $\Gamma$  - параметр Грюнайзена;  $d$  - эффективная плотность потока энергии;  $\gamma$  - показатель адиабат;  $\zeta = \kappa = 1$ .

Полученное значение  $d$  по порядку величины хорошо совпадает с результатами эксперимента (второй максимум на глубине  $\sim 100$  мкм). Из анализа электронно-микроскопических изображений дислокационных структур в облученном  $\alpha$ -Fe и кривой, следует, что глубина слоя с измененной дислокационной структурой составляет более 150 мкм (для конкретного режима облучения  $j=100 \text{ А/см}^2$ ).

Измерения профилей ударных волн дают два

**Таблица 2**

**Величина плотности дислокаций в различных типах дислокационных структур**

Расстояние до поверхности, облученной МИП, мкм	В области с индивидуальными дислокациями, $10^9 \text{ см}^{-2}$	В области с сетчатой структурой, $10^9 \text{ см}^{-2}$
0	1,8	-
5	2,2	-
10	1,5	3,7
30	0,6	-
50	1,5	2,0
70	1,5	2,0
90	1,5	2,0

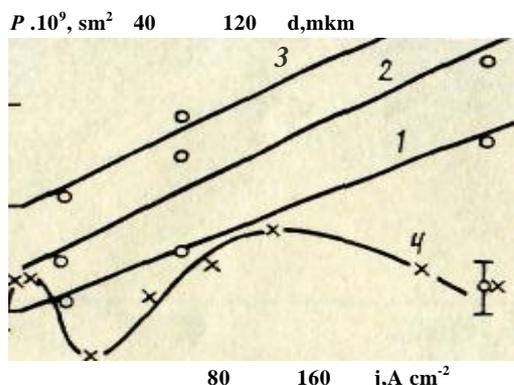


Рис. 2. Зависимость скалярной плотности дислокаций от плотности тока МИП (1-3) и от расстояния до облученной поверхности (4),  $j=100 \text{ А/см}^2$ . Число импульсов: 1, 4-1, 2-3, 3-5

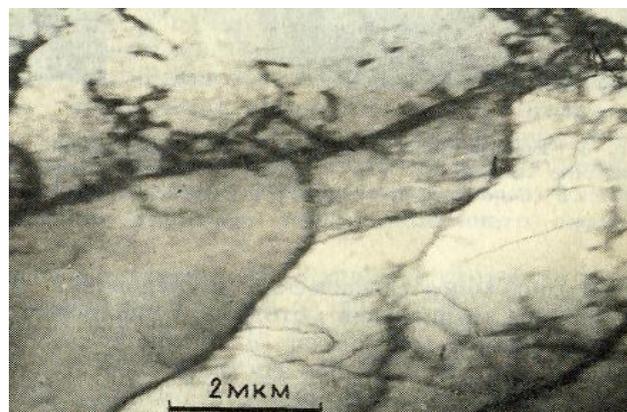


Рис. 3. Электронно-микроскопическое изображение дислокационной структуры  $\alpha$ -Fe после воздействия МИП на расстоянии 50 мкм от поверхности;  $j=100 \text{ А/см}^2$ , число импульсов - 1

важных параметра - характерные напряжения (упругий предвестник, давление фазового перехода) и время сжатия. При не очень высоких давлениях 2 GPa (что соответствует прямым измерениям амплитуды) перед основной волной сжатия со скоростью звука идет упругий предвестник, амплитуда которого обычно в несколько раз (для кристаллов меди в 20 раз) превышает квазистатическое значение. Поскольку в работе [8] показано, что реальные толщины фронтов (ударных волн) при давлениях до 10 GPa составляют тысячи-сотни межатомных расстояний, то появление второго максимума на глубинах 90-150 мкм вполне согласуется с такой трактовкой и соответствует реальному процессу. Сложная дефектная структура хорошо коррелирует с изменением микротвердости по глубине модифицированного слоя облученных МИП образцов Al, Cu и  $\alpha$ -Fe. Чтобы оценить вклад пластической деформации в процесс модификации при облучении МИП проведены исследования дефектной структуры  $\alpha$ -Fe, деформированной при одноосном сжатии.

Результаты исследований, проведенные с помощью масс-спектрометрии вторичных ионов (ВИМС) свидетельствуют о появлении в поверхностном слое легких примесей C, O, N. В исходном состоянии на поверхности величина их незначительна (кроме углерода). После воздействия МИП на поверхности  $\alpha$ -Fe не обнаружено формирования карбидов, оксидов и нитридов, которые могли бы привести к уменьшению величины коэффициента трения и повысить микротвердость. Что же касается содержания элементов C, O, N, то их также заметно меньше, чем в исходном состоянии, поэтому наблюдаемое нами уменьшение коэффициента трения и увеличение микротвердости обусловлено в первую очередь формированием дефектной структуры: вакансионных кластеров, дислокаций, петель.

**Исследование структуры дефектов в пластически деформированных образцах  $\alpha$ -Fe.** На рис. 4 представлены зависимости  $\Gamma_{1/2}$  (ширины на половине высоты кривых УРАФ) и  $S_p/S$  (отношение площади под параболой к площади под всей кривой) от степени деформации  $\epsilon$  образцов  $\alpha$ -Fe при одноосном сжатии. Видно, что в интервале деформаций 0-17% наблюдается быстрое падение  $\Gamma_{1/2}$  с дальнейшим выходом этой зависимости на насыщение. Из этого следует, что уже при  $\epsilon=17\%$  и выше все позитроны захватываются дефектами и дальнейшее повышение не приводит к изменению параметров аннигиляции. Результаты данного эксперимента по-

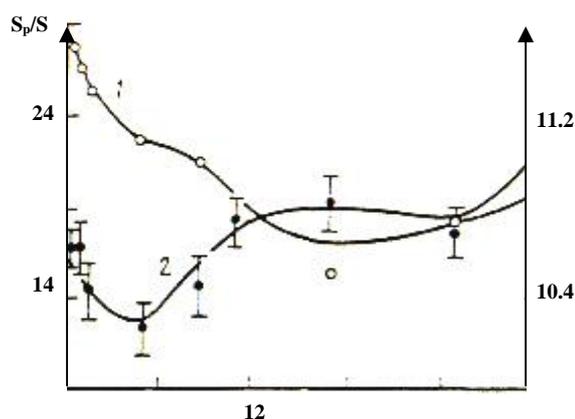


Рис. 4. Зависимости ширины на половине высоты кривых УРАФ  $\Gamma_{1/2}$  (1) и отношения площади под параболой к площади под всей кривой УРАФ  $S_p/S$  (2) от величины деформации в  $\alpha$ -Fe при одноосном сжатии

зволили оценить величину плотности дислокаций на начальном участке деформации  $\alpha$ -Fe. Так, при  $\epsilon=10\%$  значение плотности дислокаций  $\rho \approx 10^{10} \text{ см}^{-2}$  хорошо согласуется с результатами подобного эксперимента, проведенного на монокристаллах  $\alpha$ -Fe, а также с результатами измерения внутреннего трения. Прямые электронно-микроскопические измерения плотности дислокаций в деформированном  $\alpha$ -Fe свидетельствуют о правомерности оценок плотности дислокаций.

**Выводы.** Анализ полученных результатов позволяет отметить следующее. При облучении образцов  $\alpha$ -Fe МИП происходит модификация приповерхностного слоя толщиной до 150 мкм. В этом слое формируется широкий спектр дефектов, который меняется при изменении потока внесенной энергии.

Отмечена высокая концентрация вакансионных кластеров (ди- и тривакансий), а также высокая плотность дислокаций. Дислокационная структура варьирует от хаотически распределенных дислокаций и дислокационных переплетений до малоугловых границ с разориентацией от 1 до 5° и протяженных фрагментов. Увеличение числа импульсов МИП и плотности ионного тока приводит к увеличению плотности дислокаций. Высокая концентрация дефектов обуславливает увеличение микротвердости и уменьшение коэффициента трения. Основным механизмом формирующейся при воздействии МИП микроструктуры является пластическая деформация.

#### Список литературы:

1. Логачев Е.И., Ремнев Г.Л., Усов Ю.Л. Приборы и техника эксперимента. 1983. № 1. С. 21.
2. Диденко А.Н., Козлов Э.В., Шаркеев Ю.П., Рябчиков А.И., Лигачев А.Л., Пушкарева Г.В., Пауль А.М., Арзубов Н.М. Никонова И.В. // Поверхность. 1989. № 3. С. 120.
3. Хирш П., Хови А., Николсон Р., Пэшли Д., Узлеп М. Электронная микроскопия тонких кристаллов. М.: Мир, 1964. 574 с.
4. Vehanen A. Rytsoja K. // Positron Solid State Physics A. Amsterdam; North-Holland. 1983. P. 659.
5. Pogrebniak A.D. // Phys. Satt. Col. A 1984. V. 86. P. 191.
6. Погребняк А.Д., Ремнев Г.Е., Чистяков С.А., Лигачев А.Е. Ц Изв. вузов. Физика. 1987. Вып. 1. С. 52.
7. Янушкевич В.А. // Физика и химия обраб. материалов. 1975. №5. С. 9.
8. Мозилевский М.А. Механизмы деформации при ударно-волновом нагружении. Дис. докт. физ.-мат. наук. Новосибирск, 1986. 386 с.

## ПЕНООБРАЗОВАНИЕ И ЕГО ПОДАВЛЕНИЕ ПРИ АЗОТНО-КИСЛОТНОМ РАЗЛОЖЕНИИ ИЗВЕСТНЯКА

Рузиева З.Т., доцент кафедры «Химия» КИЭИ, канд. техн. наук; Эркаев А.У., профессор кафедры «Технология неорганических веществ» ТХТИ, докт. техн. наук; Абдурахмонов Э., зав. кафедры «Металлургия», НГГИ, канд. техн. наук; Нурмурадов Т.И., доцент кафедры «Химия и химическая технология» НГГИ, канд. техн. наук

Растущие объемы выпуска концентрированных фосфорных удобрений предопределяют расширение фосфатно-сырьевой базы страны, как за счет освоения новых месторождений, так и за счет более полного рационального использования фосфатных ресурсов обрабатываемых месторождений. В указанном аспекте одной из важнейших задач, стоящих перед НГМК является использование ресурсов фосфатного сырья Джерой-Сардаринского месторождения, на базе которого развивается промышленность фосфорных удобрений Узбекистана.

В связи с этим исследование, направленное на разработку технологии переработки (декарбонизация) высококарбонатных фосфоритов является актуальной.

Разложение известняка, присутствующего в перерабатываемых природных карбонатных рудах, сопровождается бурным обильным вспениванием пульпы. Выделяющийся при этом диоксид углерода является главной причиной образования пены на поверхности реакционной массы [1].

В литературе нет достаточных данных о пенообразовании и методах его устранения при азотно-кислотной переработке известняка. Необходимость решения этой задачи побудила нас исследовать пенообразование и возможность его подавления при различных вариантах азотно-кислотного разложения этого вида сырья (табл., рис. 1-3).

Исследования процесса пенообразования проводились по методике, применяемой для процессов сернокислотной экстракции.

Определяли время достижения максимальной высоты пены  $\tau_1$  (s) и фиксировали его величину  $h$  (mm). Определяли также время разрушения основного объема пены  $\tau_2$  (s).

Отношение  $h/\tau_1=w$  описывает интенсивность образования пены, а  $\tau_2$  характеризует её стабильность [2].

Полученные данные представлены на рис. 1, 2 и в табл. 1. Результаты проведенных опытов показали, что с увеличением концентрации азотной кислоты вспенивание реакционной пульпы сначала увеличивается до 12 mm (при 30%), а затем уменьшается. При этом количество пены снижается в 1,1-1,4 раза, а интенсивность её образования ( $w$ ) уменьшается в 2,53 раза. Однако ее стабильность увеличивается в 1,8-4,45 раза. Это объясняется, по-видимому, увеличением поверхностного натяжения жидкой фазы.

Данные табл. показывают, что при разложении руды грубого помола значительно снижаются интенсивность пенообразования и ее максимальный объем, но стабильность повышается. Причем, с увеличением размера частиц, разница указанных величин становится большей. Это происходит вследствие уменьшения поверхности контакта реагирующих фаз, что приводит к уменьшению скорости разложения известняка [1].

Увеличение интенсивности пенообразования наблюдается с ростом температуры. Одновременно при этом возрастает скорость разложения.

Необходимо отметить, что после загрузки расчет-

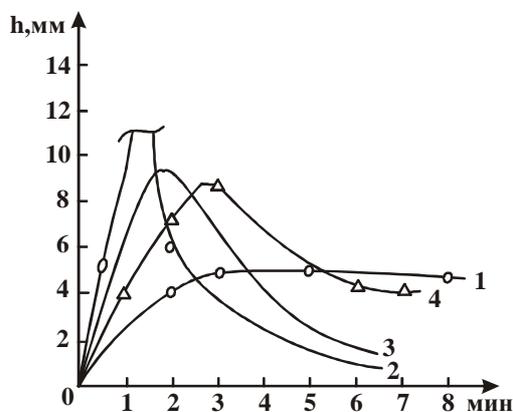


Рис. 1. Зависимость изменения высоты пены от концентрации азотной кислоты, %: 1-15; 2-30; 3-45; 4-59

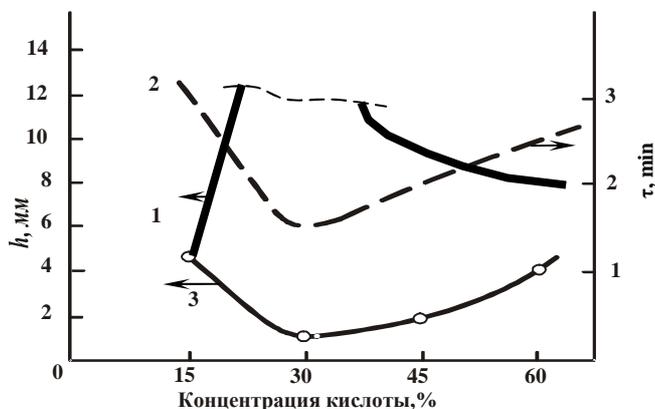


Рис. 2. Влияние концентрации азотной кислоты на максимум высоты (1), продолжительность достижения максимума высоты (2) и на уровень пены через 6 мин (3)

Таблица

Показатели процесса пенообразования при азотно-кислотном разложении известняка

Концентрация $\text{HNO}_3$ , %	Размер частиц, мм	$t_1$ , min	h, mm	h/ $t_1$	ht <sub>2</sub> , при >6 min
15	0,014	3,0	5	1,67	4,8
30	0,014	1,30	12	9,23	1,0
45	0,014	2,00	9,25	4,63	1,8
59	0,014	2,30	8,40	3,65	4,45
45	0,640	2,63	9,04	3,45	4,5
45	1,250	2,55	8,0	3,14	5,5
45	2,000	2,39	7,4	3,09	6,5

ного количества известняка в реактор процесс пенообразования достигает максимального уровня, затем постепенно снижается. Это объясняется тем, что основная масса известняка разлагается кислотой в первые 2-4 min (рис. 1).

При норме 30, 45% азотной кислоты после загрузки известняка в течение 3-4 min высота пены составляет 4÷6 см соответственно (рис. 2, кр. 2 и 3). Через 1-2 min после загрузки известняка высота пены достигла 14-15 см.

Устойчивое пенообразование в значительной степени влияет как на процессы разложения, так и на производительность основного технологического оборудования.

Данные опытов показывают, что с повышением концентрации азотной кислоты до 30% высота пены достигает максимума за короткое время, а через 6 минут уровень пены снижается до самого низкого значения.

Максимум высоты пены наблюдается при 25-

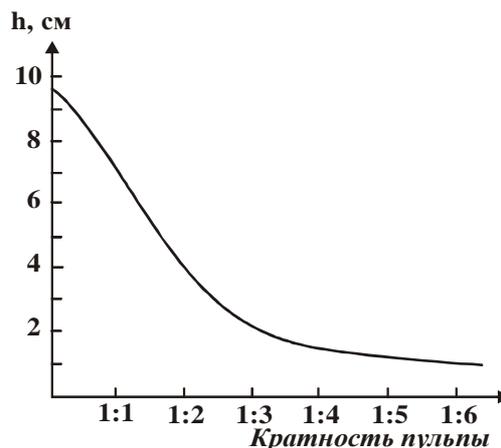


Рис. 3. Зависимость изменения высоты пены от кратности циркулирующей пульпы

35% - ной концентрации азотной кислоты и поэтому оптимальной выбрана концентрация азотной кислоты более 35%.

В случае предварительного взаимодействия известняка с циркулирующей пульпой при температуре 40-50<sup>0</sup>С сильного пенообразования не наблюдается. Результаты опытов представлены на рис. 3, из которого видно, что с повышением кратности циркулирующей пульпы от 1:1 до 6:1 высота пены снижается от 9,3 до 1,1 см.

На основании полученных результатов лабораторных экспериментов следует сделать заключение о том, что известняк можно легко разлагать азотной кислотой при норме 45% после предварительной декарбонизации сырья циркулирующей пульпой при кратных соотношениях пульпы в интервале 3÷4:1.

#### Список литературы:

- Беглов Б.М., Кондратьевская Л.Е. и др. Кристаллизация  $\text{Ca}(\text{NO}_3)_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$  из азотнокислотной вытяжки, полученной разложением флотоконцентрата фосфоритов Каратау азотной кислотой. // Узб. хим. журн. -1972 - №5 -23-26 с.
- Беглов Б.М., Намазов Ш.С., Дадаходжаев А.Т. и др. Нитрат кальция. Его свойства, получение и применение в сельском хозяйстве. Ташкент – «Мехнат», - 2001. - 280 с.

УДК 661.877.+ 661.878:546.77/78

© Асадов И.С., Эрназаров М. 2010 г.

## ОСАЖДЕНИЕ ВОЛЬФРАМА ИЗ МОЛИБДЕНСОДЕРЖАЩИХ РАСТВОРОВ

Асадов И.С., внешний управляющий ОАО «УзКТЖМ»; Эрназаров М., начальник лаборатории O'zGEOTEXLITI, канд. техн. наук

Методы осаждения являются основными приемами в технологии производства молибдена и вольфрама. В подавляющем большинстве случаев применяют неорганические осадители.

Из теории и практики применения органических реагентов в осадительных процессах следует, что применяемый реагент содержит определенные соле-

образующие группы, такие как  $-\text{COOH}$ ,  $-\text{SO}_2-\text{OH}$ ,  $-\text{OH}$ ,  $=\text{NOH}$ ,  $=\text{NH}$ ,  $-\text{NH}_2$  и др., а атомы водорода, входящие в состав этих группировок при определенных условиях могут замещаться на ионы металла.

Из органических осадителей, предложенных для разделения молибдена и вольфрама, известны лишь некоторые реагенты типа 8-оксихинолин и др. Одна-

ко из-за дороговизны и дефицитности этих реагентов предложенные методы не получили широкого применения при решении технологических задач. Учитывая бесспорные преимущества органических осадителей для извлечения и разделения молибдена и вольфрама перед осадителями неорганической природы, поиски в этом направлении продолжаются.

Исследования, направленные на разработку способа извлечения и разделения тугоплавких металлов из промышленных растворов с использованием органических осадителей, должны проводиться с учетом их стоимости, токсичности и взрывоопасности. Такими продуктами могут быть органические соединения со специфическими функциональными группами, синтезированные сотрудниками ИХ АН РУз на основе сульфидирования тяжелых фракций продуктов термического и каталитического крекинга нефти (табл. 1-3, рис.1, 2).

Они содержат аминные и другие активные группы, характеристики которых приведены в табл. 1. Удельный вес всех ПАВ составляет от 0,9 до 0,92 g/sm<sup>3</sup>.

Поверхностно-активные вещества содержащие ионогенные группы, склонны вступать во взаимодействие с молибдат-, вольфрамат- и их более сложными ионами и образовывать труднорастворимые соединения в кислой среде.

Ранее нами были исследованы некоторые другие

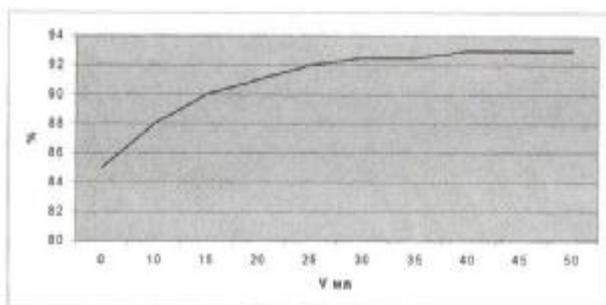


Рис. 1. Зависимость полноты осаждения вольфрама от концентрации ПАВ из азотнокислых растворов

ПАВ синтезированные в ИХ АН РУз для осаждения меди [1].

В связи с этим в задачу данного исследования входит изучение возможностей использования продуктов азотнокислотного расщепления ПАВ при осаждении вольфрама и количественного разделения его от молибдена из раздельных, смешанных и технологических азотнокислых растворов с установлением оптимальных условий проведения опытов, а также его влияния на полноту осаждения и вскрытия искусственного шеелита азотной кислотой.

Опыты по осаждению вольфрама проводились в зависимости от концентрации ПАВ, кислотности раствора, времени осаждения и температуры.

Методика проведения опытов заключалась в следующем: в заданный объем раствора вольфрама вносится определенный объем 0,2% раствора ПАВ 4, который подкислялся азотной кислотой до нужной степени кислотности и при энергичном перемешивании осаждался вольфрам.

После отстоя при определенной температуре осадок промывался и прокаливался.

Результаты опытов по изучению влияния концентрации ПАВ на степень осаждения вольфрама, представленные на рис. 1, показывают, что по мере увеличения содержания реагента в растворе происходит рост количества вольфрама в осадке, а при его содержании выше 20-25 ml 0,2% реагента выход осадка остается практически постоянным. Это указывает на достаточность 20 ml 0,2% раствора ПАВ для осаждения 0,1838 g вольфрама из азотнокислых

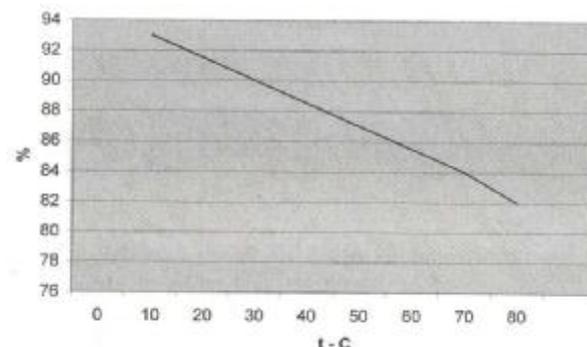


Рис. 2. Зависимость полноты осаждения вольфрама от температуры

Таблица 1

Характеристика использованных ПАВ

ПАВ	Растворимость в воде	Активная группа	Вид
1	Хорошо	-N-(CH <sub>3</sub> ) <sub>2</sub>	Белый гелеобразный
2	Хорошо	P-O - N-(CH <sub>3</sub> ) I	Бесцветный гелеобразный
3	Хорошо	-COOH -N-CL I	Бесцветный гелеобразный
4	При нагревании	-CH- -NH(CH <sub>2</sub> ) <sub>6</sub> - I I OH CL	Белый пористый порошок
5	Хорошо	-NH-CL- I	Коричневый

Таблица 2

Влияние pH среды на полноту осаждения вольфрама из азотнокислых растворов (t-20°C, исходное количество - 0,1838 g)

pH раствора	Количество вольфрама			
	В осадке		В фильтрате	
	g	%	g	%
1,0	0,1785	97,16	0,0024	1,35
0,5	0,1754	95,43	0,0035	1,49
0,4	0,1718	93,48	0,0041	4,99
0	0,1246	67,82	0,0573	31,20

растворов при pH 0,1.

Результаты исследований по изучению влияния кислотности среды на полноту осаждения вольфрама из азотнокислых растворов приведены в табл. 2.

Полнота осаждения вольфрама сильно зависит от кислотности среды. С увеличением концентрации водородных ионов происходит рост количества вольфрама в осадке. Наиболее полное осаждение вольфрама наблюдается при pH 1,0.

Результаты опытов по выявлению влияния температуры на осаждение вольфрама при оптимальных условиях (pH 1,0 объем 0,2% реагента 20 ml) представлены на рис. 2.

По мере увеличения температуры образующийся осадок становится относительно плотным, степень полноты осаждения вольфрама падает. Это свидетельствует о том, что растворимость осадка вольфрама при высокой температуре высока, поэтому для достижения полноты осаждения вольфрама следует вести опыты при комнатной температуре.

Результаты исследований, полученных по осаждению вольфрама из искусственно смешанных растворов вольфрама и молибдена давали основание проводить подобные исследования осаждения вольфрама из технологических растворов. В качестве таковых использовались растворы вольфрамата натрия, полученные при автоклавном содовом выщелачивании молибденосодержащего вольфрамового концентрата (шеелита).

Укрупненно-лабораторные опыты по извлечению вольфрама из содержащих молибден и вольфрам

Таблица 3

Содержание контролируемых примесей в составе WCh, %

Вид проб	Mo	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	As	Ni	CaO	Na	SiO <sub>2</sub>	п/пп
WO <sub>3</sub> через соедин.	0,15	0,006	0,033	0,001	0,001	0,008	много	0,037	0,36
WO <sub>3</sub> через ПАВ	0,02	0,01	0,011	0,001	0,001	0,01	много	0,028	0,34

промышленных щелочных растворов (380 g/l WO<sub>3</sub> и 1,5 g/l MoO<sub>3</sub>) с применением ПАВ дали положительные результаты. Осаждение вольфрама проводилось из объема 500 ml раствора.

Полученный осадок с полнотой осаждения 95-97% по вольфраму разделялся на две части. Из одной части непосредственно получался вольфрамовый ангидрид путем прокаливанию осадка при 650 °С, а из другой - через выделение паравольфрамата аммония с последующим прокаливанием при той же температуре.

Результаты анализов на контролируемые примеси, характеризующие степень чистоты получаемых окислов, представлены в табл. 3.

Можно сделать вывод, что применение ПАВ для осаждения вольфрама позволяет получить целевой продукт с содержанием молибдена и контролируемых примесей, отвечающий требованиям технических условий химически чистой марки.

#### Список литературы:

1. У.Г. Таджиев, М. Эрназаров, А.А. Атакузиев, Ш.У. Ганиев //Осаждение меди с применением ПАВ // Материалы Республиканского научно-технического семинара Проблемы переработки минерального сырья (3-4октября) 2005г. Ташкент 2005г. С.69.

УДК 543.842

© Петухов О.Ф., Мазур П.С., Серова Е.С., Суходоева О.А., Черчиева Е.О. 2010 г.

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОБЩЕЙ И СУЛЬФИДНОЙ СЕРЫ МЕТОДОМ ИНФРАКРАСНОЙ АБСОРБЦИИ ПРИ СЖИГАНИИ ПРОБ В ТОКЕ КИСЛОРОДА

Петухов О.Ф., главный инженер ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук; Мазур П.С., начальник аналитической лаборатории ЦНИЛ НГМК; Серова Е.С., руководитель группы аналитической лаборатории ЦНИЛ НГМК; Суходоева О.А., инженер аналитик ЦНИЛ НГМК; Черчиева Е.О., инженер ЦНИЛ НГМК

В процессе контроля технологии переработки руд, флотоконцентратов, кеков биоокисления и других серосодержащих продуктов весьма актуальной является проблема точного и быстрого (экспрессного) определения общей и сульфидной серы.

Гравиметрический метод определения общей серы ( $S_{\text{общ}}$ ) [1] отличается многооперационностью, длительностью и большим расходом реагентов.

Йодометрический метод определения общей серы с предварительным прокаливанием навески в токе кислорода [2, 3] по точности относится к контрольным, но не позволяет проводить раздельное определение общей серы и серы сульфидной ( $S_s$ ). Кроме того, этот метод длителен по времени и предполагает большой расход реактивов.

Новейшие разработки в технологии сжигания и

последующей регистрации окиси серы методом ИК-абсорбции позволили сконструировать анализаторы серы, совмещающие высокую точность и экспрессность определения. К таким анализаторам относятся, например анализаторы фирмы LECO: «LECO SC-144DR», «LECO SC-400» и другие. Однако с использованием этих анализаторов возможно определение только  $S_{общ}$ .

Целью работы явилась разработка методики выполнения измерений общей и сульфидной серы методом инфракрасной абсорбции при сжигании проб в токе кислорода. Работы проводились на анализаторе серы и углерода «LECO SC-144DR». Схема прибора представлена на рис. 1.

Анализ начинается с процедуры взвешивания пробы в специальной керамической лодочке. После этого значение веса образца вносится в программу и запускается процесс анализа. Анализатор автоматически продувает весь измерительный тракт чистым кислородом и устанавливает значение нулевого фона, после чего лодочка с образцом помещается в трубчатую печь, нагретую до температуры  $1350^{\circ}\text{C}$

(максимально  $1450^{\circ}\text{C}$ ). Камера сгорания заполняется кислородом и начинается горение образца в токе кислорода. В процессе сгорания вся сера, содержащаяся в пробе, окисляется до окиси серы, концентрация которой определяется в инфракрасной ячейке. Величина абсорбции, измеренная в ячейке, прямопропорциональна содержанию серы в пробе. Вода, выделяющаяся при горении пробы, поглощается ячейками, заполненными ангидроном.

В анализаторе установлены две инфракрасные ячейки для определения общей серы.

На первом этапе исследования проводились на стандартных образцах солей сульфатов, не содержащих в своём составе сульфидной серы. Результаты измерений массовой доли  $S_{общ}$  при  $n=5$  и  $P=95\%$  приведены в табл. 1.

Как видно из представленных в табл. 1 данных, получена очень хорошая сходимость между стехиометрическими содержаниями  $S_{общ}$  и найденными значениями  $S_{общ}$  методом инфракрасной абсорбции при сжигании проб в токе кислорода.

На втором этапе исследования проводились на стандартных образцах, в которых сера представлена только сульфидной серой. Результаты измерений массовой доли  $S_s$  при  $n=5$  и  $P=95\%$  приведены в табл. 2.

Как видно из представленных в табл. 2 данных, получена очень хорошая сходимость между стехиометрическими содержаниями  $S_s$  и найденными значениями сульфидной серы методом инфракрасной абсорбции при сжигании проб в атмосфере кислорода.

И, наконец, на заключительном этапе исследования проводились на стандартных образцах, в которых сера представлена как в виде сульфатной, так и в виде сульфидной серы, сумма содержаний которых составляет серу общую.

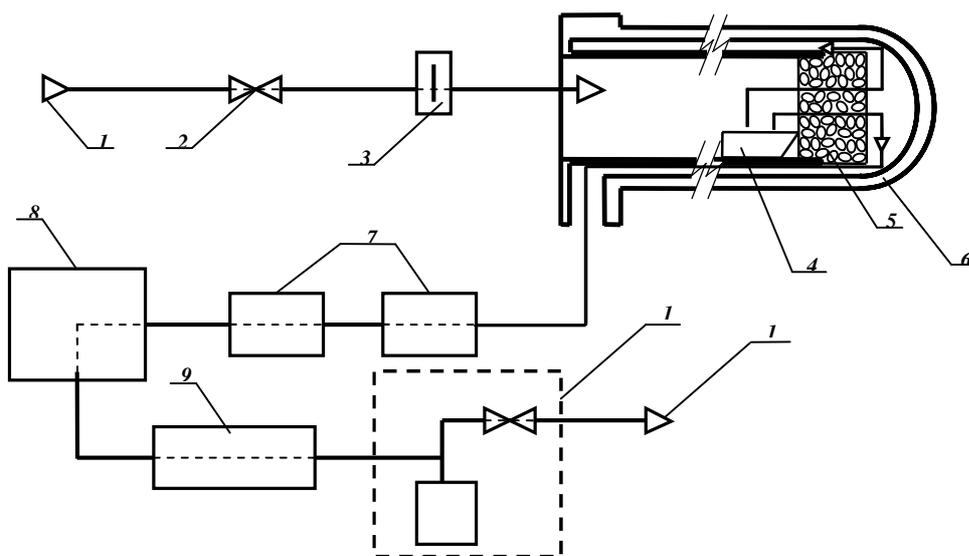
Поскольку рассматриваемый метод определяет только общую серу, проблема состояла в пробоподготовке анализируемых проб, то есть в поиске оптимальной методики разделения сульфидных и сульфатных форм серы.

Из литературы [4] известно два основных метода пробоподготовки: солянокислый и карбонатный. Солянокислый метод основан на обработке исходной пробы соляной кислотой (1:1) и последующим разделением суспензии фильтрованием. При этом в раствор переходят все сульфаты и раство-

**Таблица 1**

**Результаты измерения массовой доли  $S_{общ}$  в солях некоторых сульфатов**

Наименование соли	Химическая формула	Содержание $S_{общ}$ , %	
		по стехиометрии	найдено
Сульфат калия	$K_2SO_4$	18,39	18,31
Сульфат натрия	$NaSO_4$	22,54	22,50
Сульфат магния (семиводный)	$MgSO_4 \cdot 7H_2O$	13,01	12,97
Сульфат железа (пятиводный)	$FeSO_4 \cdot 5H_2O$	13,22	13,06



**Рис. 1** Схема анализатора серы: 1 - линия кислорода, кислородный баллон, 2 - входной кислородный редуктор, 3 - предохранительный сбросной клапан, 4 - керамическая лодочка с навеской, 5 - фильтр грубой очистки, 6 - трубчатая печь, 7 - ангидрон, 8 - вакуумный насос, 9 - серная инфракрасная ячейка, 10 - регулятор выходного давления, 11 - вытяжная вентиляция

Таблица 2

Результаты измерения массовой доли  $S_s$  в стандартных образцах

Наименование соли	Формула	Содержание $S_s$ , %	
		по стехиометрии	найдено
Сульфид железа (пирротин)	FeS	36,36	36,30
Сульфид натрия	Na <sub>2</sub> S	41,03	41,00

римые в соляной кислоте сульфиды: сульфиды свинца, цинка, железа (галенит, сфалерит, пирротин). Пирит FeS<sub>2</sub> – основной сульфидный минерал железа, нерастворим в соляной кислоте, он остаётся в осадке. В осадке также остаются нерастворимые в соляной кислоте сульфиды меди и мышьяка.

Карбонатный метод основан на обработке навески исходной пробы раствором Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub> при нагревании. При этом все сульфаты металлов (средние и трудно-растворимые основные) переходят в соответствующие карбонаты. Все соединения сульфидной серы остаются в осадке. Следовательно, для руд, флотоконцентратов и кеков биоокисления, содержащих в своём составе не только пирит и арсениопирит, но и галенит, сфалерит, пирротин, карбонатный метод более корректен. Об этом свидетельствуют данные табл. 3.

Как видно из результатов табл. 3, определение сульфидной серы методом инфракрасной абсорбции при сжигании проб в токе кислорода с предварительной содовой пробоподготовкой обеспечивает высокую точность измерений. В табл. 4 приведены данные по определению  $S_{общ}$  и  $S_s$  в стандартных образцах методом инфракрасной абсорбции при сжигании проб в токе кислорода с предварительной содовой пробоподготовкой.

На основе проведённых исследований разработана МВИ массовой доли серы общей и серы сульфидной в рудах, флотоконцентратах и кекак биоокисления методом ИК-абсорбции. Согласно этой методике навеску пробы массой от 0,2000 до 0,3000 г помещают в лодочку. Лодочку с навеской пробы помещают в печь, и сжигают пробу в токе кислорода. Определяют значение  $S_{общ}$ . Для определения массовой доли  $S_s$  навеску пробы массой от 0,2000 до 0,3000 г помещают в стакан вместимостью 250 см<sup>3</sup>, приливают от 25 до 35 см<sup>3</sup> 5 % раствора карбоната натрия, перемешивают, нагревают до кипения и кипятят от 20 до 25 min (до полного растворения сульфатов) при частом переме-

Список литературы:

1. Методика выполнения измерений массовой доли серы общей гравиметрическим методом при кислотном разложении проб в горных породах, минералах, рудах, технологических продуктах и концентратах.// Сертификат МВИ OzOU № 0191:2002 Агентства «Узстандарт».
2. Пономарёв А.И. Методы химического анализа минералов и горных пород. - М.: Издательство Академии Наук, 1955, т.2.
3. Методика выполнения измерений массовой доли серы общей йодометрическим методом при сжигании проб в токе кислорода в горных породах, минералах, рудах, технологических продуктах и концентратах.// Сертификат МВИ OzOU № 0190:2002 Агентства «Узстандарт».
4. Филиппова Н.А. Фазовый анализ руд и продуктов их переработки. – М.: Химия, 1975. - с.264-269.

Таблица 3

Сравнительные результаты по определению  $S_s$

Стандартный образец	Содержание $S_s$ , %	Найдено $S_s$ (%) с пробоподготовкой	
		HCl	Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub>
PЗ – ЗХО	0,22	0,21	0,22
PЗК – 6ХГ	0,62	0,47	0,60
PKC – 2ХФ	2,06	1,32	1,98

Таблица 4

Сравнительные результаты по определению  $S_{общ}$  и  $S_s$  с содовой пробоподготовкой проб

Стандартный образец	Содержание в CO <sub>2</sub> , %		Найдено в CO <sub>2</sub> , %	
	$S_{общ}$	$S_s$	$S_{общ}$	$S_s$
PЗК – 6ХГ	0,71	0,62	0,69	0,60
PKC – 2ХФ	2,34	2,06	2,34	1,98
PЗ – ЗХО	0,39	0,22	0,36	0,22
PЗС – 6	0,26	0,20	0,26	0,15
TK – 3	3,45	4,13	3,21	3,50
TA -1	1,85	1,62	1,85	1,61

Таблица 5

Диапазон измерений $S_{общ}$ , %	Погрешности относительные, %	
	$d_{сх}$	$d_{в}$
от 0,1 до 0,4	12	15
от 0,4 до 1,5	10	12
от 1,5 до 5,0	10	12
от 5,0 до 10,0	10	12
свыше 10,0	10	12

Таблица 6

Диапазон измерений $S_s$ , %	Погрешности относительные, %	
	$d_{сх}$	$d_{в}$
от 0,1 до 0,4	15	20
от 0,4 до 1,5	15	20
от 1,5 до 5,0	15	20
от 5,0 до 10,0	15	18
свыше 10,0	15	18

шивании. Затем стаканы снимают с электроплитки, обмывают стенки стакана 5%-ным раствором карбоната натрия и отфильтровывают нерастворимый осадок через фильтр «синяя лента». Промывают осадок и стакан, в котором велось разложение навески, 5%-ным раствором карбоната натрия. Пробу, отмывают от сульфатов, вместе с фильтром высушивают в естественных условиях. После полного высыхания пробу осторожно переносят в лодочку и, по возможности, полностью соскребая осадок с фильтра. Лодочку с навеской пробы помещают в печь, и сжигают пробу в токе кислорода. Таким образом, определяют значение  $S_{общ}$ .

Погрешности, полученные между результатами трёх параллельных наблюдений  $d_{сх}$  (сходимость) и измерений  $d_{в}$  (воспроизводимость) для  $S_{общ}$  и  $S_s$  при доверительной вероятности P=0,95 приведены в табл. 5 и 6.

## ИЗМЕРЕНИЕ КАЧЕСТВЕННЫХ ПАРАМЕТРОВ ПРОДУКТОВ ПЕРЕРАБОТКИ В ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

**Исмадуллаев П.Р.**, профессор кафедры «Метрология, стандартизация и сертификация» ТашГТУ, докт. техн. наук; **Тургунбаев А.**, доцент кафедры «Метрология, стандартизация и сертификация» ТашГТУ, канд. техн. наук; **Чориев А.А.**, аспирант кафедры «Метрология, стандартизация и сертификация» ТашГТУ; **Руппо Н.С.**, главный метролог ОАО «Алмалыкский ГМК»

Влажность является одним из основных измеряемых свойств многих объектов в технологических отраслях, определяющих качество продуктов.

От влажности зависят физические, биохимические, механические и технологические свойства сырья и продуктов и сроки их хранения, а также производительность оборудования.

Влажность на различных стадиях производства и транспортирования влияет также и на производственные издержки.

Почти все влагомеры, выпускаемые в нашей стране и за рубежом, - приборы ограниченного применения. Актуальной и важной задачей влагометрии является создание универсального агрегатного комплекса средств измерений влажности.

Из существующих современных методов измерения влажности указанным требованиям в наибольшей степени соответствуют сверхвысокочастотные (СВЧ) методы [1, 2]. Эти методы основаны на зависимости диэлектрических параметров материалов от их влажности при измерении этих параметров в диапазоне СВЧ.

Однако и они до настоящего времени не имеют широкого распространения в промышленности. Причинами, сдерживающими практическое применение СВЧ метода для широкого круга материалов, являются отсутствие обоснованных требований к точности измерительной информации, недостаточная

изученность электрофизических свойств материалов в СВЧ диапазоне и влияние на эти свойства влажности и различных технологических характеристик, отсутствие унификации влагомеров, ограниченное применение современных достижений микропроцессорной и робототехники, а также отсутствие единой системы метрологического обеспечения влагомеров.

В настоящее время практически принятыми измерительными средствами влажности во всех отраслях, в том числе в горноперерабатывающей отрасли являются термогравиметрические методы и приборы, основанные на сушке материалов. Этими средствами оснащены все заготовительные пункты и заводские лаборатории. Недостатки термовлагомера, - длительное время анализа и непредставительность анализируемой пробы, что при пересчете по массе, от которой отобрана проба, приводит к погрешности более 10% (отн).

Перечисленные технические средства не в состоянии обеспечить оперативное получение информации о влажности и удовлетворить современные темпы и объемы производства в горноперерабатывающей промышленности.

За последние два-три десятилетия были разработаны электрические влагомеры различных типов для различных материалов. Однако эти влагомеры не нашли широкого применения в перерабатывающей промышленности.

Опыт исследования, разработки и применения влагомеров для различных материалов и системный подход к решению поставленных выше задач привели к выводу о необходимости создания единого унифицированного комплекса средств измерения влажности, содержащего базовую модель влагомера [3].

Результаты выполненных теоретических и экспериментальных исследований в группе «Влагометрия» (в ТашГТУ) привели к необходимости создания универсального микропроцессорного СВЧ прибора для измерения влажности сыпучих и твердых продуктов переработки [4].

Структура предлагаемой обобщенной системы показана на рис. 1.

Базовым измерительным устройством (БИУ), служит СВЧ-влагомер с вращающейся кюветой [5]. Внешний вид разработанного влагомера приведен в рис. 2. Кювету вращает вокруг вертикальной оси шпалочный двигатель (ШД), который управляется выключателем, расположенным на крышке влагомера.

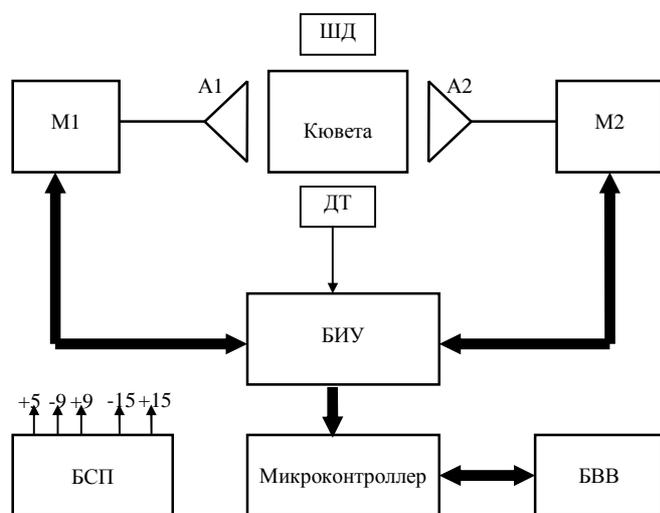


Рис. 1. Структурная схема СВЧ - влагомера со встроенным микропроцессорным устройством

Базовый влагомер построен по блочно-модульному принципу. СВЧ тракт влагомера состоит из следующих частей: А1, А2 - передающая и приемная антенны, М1, М2 - СВЧ модули (соответственно, СВЧ-генератор и детектор). Сигналы с М1, М2 и датчика температуры (ДТ) поступают на БИУ. Здесь сигналы ослабления СВЧ волны и температуры образца формируются в виде стандартных сигналов для сопряжения с микроконтроллером. Во влагомере предусмотрены коррекции погрешностей, вызванных основными влияющими величинами (температура, плотность).

В постоянную память микропроцессора вводят градуировочные характеристики (зависимости выходного сигнала от влажности) измеряемого параметра с помощью клавиатуры (блока ввода и вывода - БВВ), а также градуировочные характеристики влияющих факторов математически связанных с влажностью материала. В этом случае выходные сигналы измерительного устройства поступают на микроконтроллер. Через аналоговый интерфейс сигналы преобразуются в цифровые сигналы с помощью аналого-цифрового преобразователя и поступают на интерфейс внешних устройств микропроцессора. Микропроцессор выполняет все вычислительные операции. После вычисления полинома выводится влажность материала в цифровом виде через индикатор (БВВ).

Применение микропроцессорных устройств позволяет не только эффективно решить задачи оптимизации влагомеров СВЧ, но и улучшить их эксплуатационные и экономические характеристики, а также значительно расширить их функциональные возможности. Это достигается переходом от традиционных измерений с жесткой логикой к выполнению под управлением программы всех арифметических и логических действий, необходимых для обработки данных, преобразования и вывода измерительной информации; причем, возможность замены программы другой программой, хранимой в памяти, обеспечивает большую гибкость и многофункциональность средства измерения.

Нами в лабораторных условиях в ТашГТУ проведены эксперименты по измерению влажности шихты с помощью разработанного автоматического прибора. Графическая зависимость этих данных изображена на рис. 3. Они аппроксимируются регрессионным уравнением второго порядка. Значение последнего свидетельствует о высокой степени соответствия аппроксимирующей зависимости и эксперименталь-



Рис. 2. Общий вид СВЧ-влагомера с микропроцессорным устройством

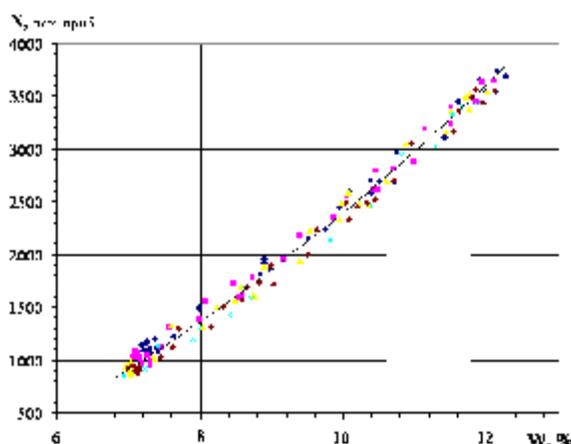


Рис. 3. Зависимость показаний прибора от влажности шихты

ных данных во всех случаях

$$W = A N^2 + B N + C.$$

Результаты метрологических исследований экспрессного универсального микропроцессорного СВЧ - влагомера показали соответствие его метрологических характеристик техническим требованиям контроля влажности шихты. По результатам исследований можно сделать заключение, что в условиях горноперерабатывающего производства можно добиться измерения влажности сыпучих материалов, в том числе шихты на основе СВЧ преобразователей с абсолютной погрешностью  $\pm 0,7\%$  в основном диапазоне.

#### Список литературы:

1. Исмагуллаев П.Р., Туреунбаев А. и др. *Фундаментальные исследование в области влагометрии материалов АПК и оптимизация структуры влагомеров. Отчет о НИР ТашГТУ, Ташкент, 1993. № гос. рег. 01.030003401.164 с.*
2. Исмагуллаев П.Р., Туреунбаев А. и др. *Разработка приборов контроля влажности хлопко-сырца и хлопкового волокна при их сертификации. Отчет о НИР, ТашГТУ, Ташкент, 1996. № гос. рег. 01.94.0002700.150 с.*
3. Исмагуллаев П.Р., Туреунбаев А. и др. *Разработка опытных образцов измерителей влажности хлопко-сырца и волокна и исследование их метрологических характеристик. Отчет о НИР, ТашГТУ, Ташкент, 1999. № гос. рег. 01.97.0006110. 111 с.*
4. Исмагуллаев П. Р., Туреунбаев А., Махмудов М. И. *Автоматический универсальный СВЧ-влагомер // Приборы и системы. Управление, контроль, диагностика. М.: Научтехиздат, 2000. №6. С.51-53.*
5. Патент РУз № 5106. *Автоматический СВЧ-влагомер /А. Туреунбаев, П.Р. Исмагуллаев, М.И. Махмудов. Оф. бюлл. №2 (20), с.84-85.*

# СИЛОВОЙ РАСЧЕТ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ БАЗАЛЬТОВОЙ БАЛКИ С МАТЕРИАЛОМ ОСНОВЫ

Курбанов А.А., доцент кафедры «Электроснабжение» НГГИ, канд. техн. наук

Эффективное использование запасов природы, экономии дорогостоящих материалов, сырьевых ресурсов, металлов, повышение долговечности, надежности существующих машин и оборудования, а также изделий народного хозяйства становится делом государственной важности по развитию народного хозяйства Республики Узбекистан. Особенно в последние годы ощущается потребность в экономии металла и в разработке конкурентоспособных металлозамениителей, которые иногда по своим специфическим особенностям и свойствам должны намного превосходить отдельные виды металлов.

Материалы или изделия в целом виде металлозамениителей давно вошли в производство и широко используются на практике. В их числе стеклянные, керамические, композиционные, пластмассовые, базальтовые и другие изделия. Присутствие в этом ряду базальтовых изделий может аргументироваться тем, что в последние годы из базальта изготавливают трубы различного диаметра, бруски, арматуру, сетки, балки, огнеупорные и композиционные материалы, отдельные детали машин и т.д. Возможно, до конца не изучены, и не исследованы материалы и изделия, полученные из базальта. В технических литературах нет достаточной информации, касающейся взаимодействия материалов и базальтового изделия с другими элементами или рабочими органами действующих устройств. К таким изделиям можно отнести и базальтовые балки. Базальтовая балка, это остывшая масса после плавления базальтовой породы, имеющая кристаллическую, стеклянную структуру и одновременно являющаяся прочным и твердым материалом по сравнению с самой породой. Получение твердой массы достигается в процессе расплавления измельченной

горной массы, отливки однородного расплава в формы и так называемого отжига, где происходит медленная раскristализация. Плавка, происходящая при температуре 1550-1650<sup>0</sup>С раздробленной базальтовой породы до получения однородного расплава не содержит пузырей. Отжиг производится в специальных печах, где отливка выдерживается при температурах 900-1000<sup>0</sup>С определенное время, в течение которого происходит кристаллизация отливки. Регулируя температуру и время отжига, можно из одной и той же исходной породы получить изделия с различной микроструктурой: фарфоровидной (стекловидной), сферолитовой и мелкополнокристаллической. В их число можно отнести и базальтовую балку.

Литый базальт, полученный петругическим способом, может приобрести любую конфигурацию, например балку в виде четырехугольника любой толщины, если этому соответствует конструкция пресс-формы.

Преимущество литого базальта по сравнению с металлической заготовкой заключается в том, что после остывания внешняя поверхность заготовки базальта становится гладкой, и при этом исключается потребность её дополнительной обработки. Исследования показали, что попытки резать литый базальт, например металлической ножовкой или с помощью наждачного круга не дают положительного результата. Потому целесообразно получить балку литьевым способом.

В результате попытки разрезать литой базальт наждачным кругом оставались зернистые, некачественные и мелкие - волокнообразные остатки. Зная, что базальт является хорошим продуктом, из которого получают базальтовое кристаллическое волокно, то можно прийти к выводу, что литая базальтовая масса может состоять из многочисленных кристаллических, твердых волокон, которые нельзя заметить невооруженным глазом.

Таким образом, последние теоретического исследования дают возможный вариант использования литого базальта-балки в качестве опоры или демпфера. Надо отметить, что на практике опоры или демпфера приблизительно выполняют одинаковую функцию.

В науке для теоретического исследования, анализа и изучения балок-опор (далее опоры), их рассматривают как статическую неопределимую балку на упругом основании (рис. 1). Разработана теория о балке лежащей на упругом основании и о состоя-

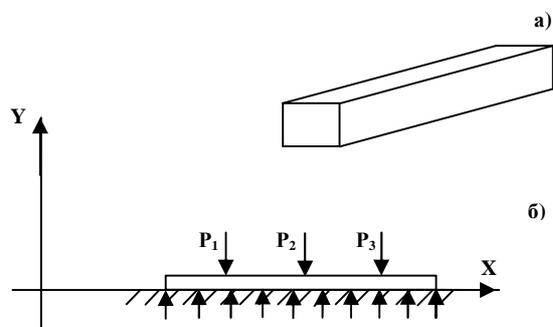


Рис. 1. Условная схема статической неопределимой балки, лежащей на упругом основании: а) балка; б) положения балки на упругом основании

нии балок при взаимодействии их с материалом основы [1].

Такая балка, опирающаяся по всей длине на упругом основании, оказывает в каждой ее точке реакцию, пропорциональную «Y»- прогибу балки в этой точке.

На практике принято вводить название коэффициента пропорциональности, позднее коэффициента «постели», который обозначается «K» [1]. Стоит заметить, что в процессе работы машины и оборудования нарушается покой балки, и она приходит в напряженно-деформированное состояние. Так как балка обладает упругими свойствами, как и любая балка, изготовленная из других материалов, базальтовая тоже будет испытать многоосное деформирование.

Размерность коэффициента «K» при этом (по Н.М. Беляеву) примем  $N/l^2(kg/sm^2)$ . Заметим, что основание оказывает реакцию при прогибах балки как вниз, так и вверх. Н.М. Беляев рассматривает решения такой задачи применительно в железнодорожном деле (рельс, шпала), в строительстве фундамента сооружений.

В нашем случае состояние базальтовой балки, упирающейся на грунт, на фундамент или на станину машины приблизим к методике Н.И. Фусса, которая являлась основой в расчетах Н.М. Беляева. Данная методика основывается на нахождении решения задачи, где в начале, необходимо найти уравнение изогнутой оси (рис. 2)  $y=f(x)$ .

Базальтовая балка в любых вышеперечисленных случаях будет закреплена на основании минимум в двух точках. Тогда будем считать, что базальтовая балка нагружена по концам поперечными силами P и растягивающей силой S, действующей вдоль нитки в деформированном состоянии Z (рис. 2).

На рис. 2 и в самом деле ось «Z» направлена вправо, а ось «Y» вертикально вверх. Направление нагрузок вверх примем положительным. Тогда выражение изгибающего момента в поперечном сечении участка базальтовой балки на упругом основании можно представить как:

$$M_x = EJY'' = PZ + SY - \int (Z - \Sigma) \cdot KY d\Sigma, \quad (1)$$

где EJ – жесткость участка базальтовой балки на изгибе; S- текущее натяжение балки (трение базальтовой балки о материал основы учитывать не будем, и считаем, что сила натяжения кристаллических волокон балки по всему сечению одинакова); Y- величина прогиба.

После двукратного дифференцирования получим дифференциальное уравнение упругой линии (оси) участка базальтовой балки:

$$EJY^{IV} = SY'' - KY. \quad (2)$$

Введем следующие обозначения:  $4a^2 = S/EJ$ ,

$$4b^4 = K/EJ.$$

Представим выражение (2) в виде:

$$Y^{IV} - 4a^2Y'' + 4b^4Y = 0.$$

Корнями его характеристического уравнения будут:

$$r^4 - 4a^2r^2 + 4b^4 = 0,$$

$$r = \pm\sqrt{b^2 - a^2} \pm i\sqrt{b^2 + a^2}.$$

$$\text{Обозначим } g = \sqrt{b^2 + a^2}; d = \sqrt{b^2 - a^2}.$$

Тогда его решение имеет вид:

$$Y = e^{gz} (C_1 \cos dZ + C_2 \sin dZ) + e^{-gz} (C_3 \cos dZ + C_4 \sin dZ), \quad (3)$$

где  $C_1, C_2, C_3$ , и  $C_4$  - произвольные постоянные, которые определяются из граничных условий. На левом конце участка базальтовой балки (учитывая податливость материала, момент изгиба принимаем равным нулю):

$$Y''(0) = 0 \text{ - момент изгиба;}$$

$Y'''(0) = P/EJ$  - поперечная сила, которая возникает за счет крепления базальтовой балки к основанию.

Это условие определяется тем, что рассматриваемая система является цепной и состоит из достаточно большого числа участков с одинаковыми геометрическими параметрами. По той же причине следует принять, что в середине участка базальтовой балки:

$$Y^1(l/2) = 0 \text{ - угол поворота сечения;}$$

$Y'''(l/2) = 0$  - поперечная сила, что вытекает из соображений симметрии.

Для использования этих условий необходимо провести трехкратное дифференцирование выражения (3), откуда получим [2]:

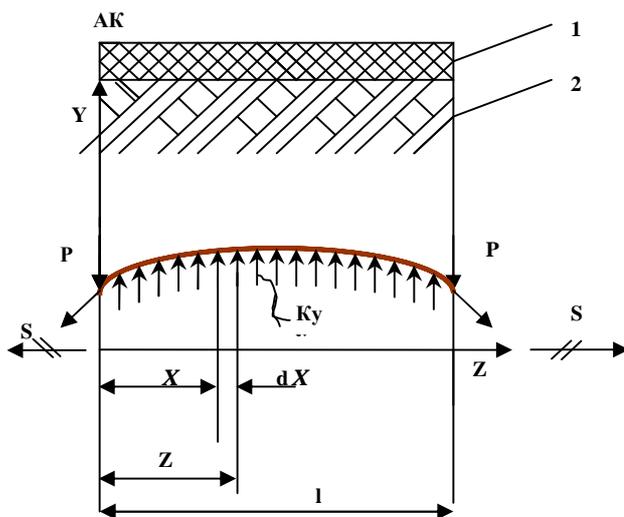


Рис. 2. Схема деформации участка базальтовой балки: 1- базальтовая балка; 2- рабочая площадь (грунт, основная опора и т.д.)

$$\left. \begin{aligned} Y^I &= e^{gz} (C_1^{(1)} \cos dz + C_1^{(1)} \sin dz) + \\ &+ e^{-gz} (C_3^{(1)} \cos dz + C_4^{(1)} \sin dz) \\ Y^{II} &= e^{gz} (C_1^{(2)} \cos dz + C_2^{(2)} \sin dz) + \\ &+ e^{-gz} (C_3^{(2)} \cos dz + C_4^{(2)} \sin dz) \\ Y^{III} &= e^{gz} (C_1^{(3)} \cos dz + C_2^{(2)} \sin dz) + \\ &+ e^{-gz} (C_3^{(2)} \cos dz + C_4^{(2)} \sin dz) \end{aligned} \right\} (4)$$

$$\left. \begin{aligned} C_1^{(1)} &= C_1 g + C_2 d; \\ C_2^{(1)} &= -C_1 d + C_2 g; \\ \text{где } C_1^{(2)} &= C_1 (g^2 - d^2) + 2gdC_2; \\ C_2^{(2)} &= -2gdC_1 + (g^2 - d^2)C_2; \\ C_1^{(3)} &= g(g^2 - 3d^2)C_1 + d(3g^2 - d^2)C_2; \\ C_2^{(3)} &= -d(3g^2 - d^2)C_1 + g(g^2 - 3d^2)C_2. \end{aligned} \right\} (5)$$

Полагая, что  $Z = h.i$ , где  $i = 1, 2, 3, \dots, h$  шаг,

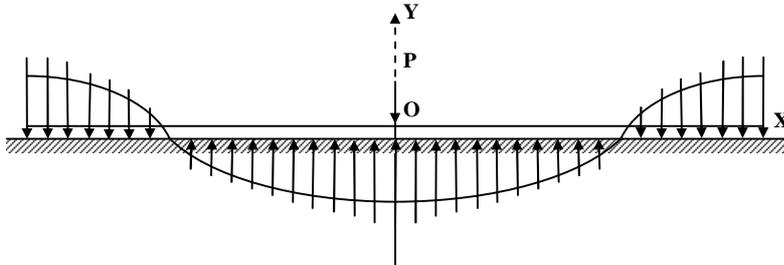


Рис. 3. Базальтовая балка бесконечной длины с сосредоточенной силой

который целесообразно создать как некоторую долю длины базальтовой балки, например:  $h = l/10$ .

Аналогичные соотношения получим для третьей и четвертой констант, поставив в эти выражения в место  $g (-g)$ . Тогда, определение постоянных сводится к решению системы алгебраических уравнений:

$$\left. \begin{aligned} C_1^{(1)} + C_3^{(1)} &= 0 \\ C_1^{(3)} + C_3^{(3)} &= P/EJ \\ E^* \left( C_1^{(1)} \cos \frac{ge}{2} + C_2^{(1)} \sin \frac{ge}{2} \right) + C_3^{(1)} \cos \frac{ge}{2} + C_4^{(1)} \sin \frac{ge}{2} &= 0 \\ E^* \left( C_1^{(3)} \cos \frac{ge}{2} + C_2^{(3)} \sin \frac{ge}{2} \right) + C_3^{(3)} \cos \frac{ge}{2} + C_4^{(3)} \sin \frac{ge}{2} &= 0 \end{aligned} \right\} (6)$$

Подставляя значения констант в виде (5), получим систему уравнений:

$$\left. \begin{aligned} a_{11}C_1 + a_{12}C_2 + a_{13}C_3 + a_{14}C_4 &= 0 \\ a_{21}C_1 + a_{22}C_2 + a_{23}C_3 + a_{24}C_4 P/EJ & \\ a_{31}C_1 + a_{32}C_2 + a_{33}C_3 + a_{34}C_4 &= 0 \\ a_{41}C_1 + a_{42}C_2 + a_{43}C_3 + a_{44}C_4 &= 0 \end{aligned} \right\} (7)$$

где  $l$  - длина участка базальтовой балки:

$$\begin{aligned} a_{11} &= g^2 - d^2; \quad a_{12} = 2gd; \quad a_{13} = g^2 d^2; \\ a_{14} &= -2gd; \quad a_{21} = g(g^2 - 3d^2); \\ a_{22} &= d(3g^2 - d^2); \quad a_{23} = -g(g^2 - 3d^2); \end{aligned}$$

$$a_{24} = d(g^2 - 3d^2); \quad a_{31} = e^{ge} \left( g \cos \frac{de}{2} - d \sin \frac{de}{2} \right);$$

$$a_{32} = e^{ge} \left( d \cos \frac{de}{2} + g \sin \frac{de}{2} \right); \quad a_{33} = g \cos \frac{de}{2} + \sin \frac{de}{2};$$

$$a_{34} = d \cos \frac{de}{2} - \sin \frac{de}{2};$$

$$a_{41} = e^{ge} \left[ g(g^2 - 3d^2) \cos \frac{de}{2} + d(3g^2 - d^2) \sin \frac{de}{2} \right];$$

$$a_{43} = -g(g^2 - 3d^2) \cos \frac{de}{2} - d(3g^2 - d^2) \sin \frac{de}{2};$$

$$a_{44} = d(3g^2 - d^2) \cos \frac{de}{2} - g(g^2 - 3d^2) \sin \frac{de}{2};$$

Основываясь на полученных результатах, попытаемся решить задачу об изгибе длинной базальтовой балки нагруженной одной сосредоточенной силой методом Н.М. Беляева.

Данный метод позволит путем последовательных приближений рассчитывать и базальтовую балку конечной длины (рис. 3).

Точку приложения силы «P» располагаем в начале координат, что позволяет определить постоянные А, В, С и D. Поскольку вся реакция основания, равная силе «P», должна быть конечной величиной, то прогибы балки в точках, бесконечно удаленных от точки приложения силы, должны будут стремиться к нулю:

$$y_{x \rightarrow \infty} = 0. \quad (8)$$

При больших значениях «X» два вторых слагаемых в правой части формулы (8) обращаются в нуль, благодаря множителю  $e^{-bx}$ , два же первых слагаемых могут обратиться в нуль лишь при А=0 и В=0. Таким образом:

$$y = e^{-bx} (C \sin bx + D \cos bx) \quad (9)$$

Далее, по симметрии нагрузки и реакции основания, касательная к изогнутой оси в точке приложения сил должна идти параллельно оси абсцисс  $\left( \frac{dy}{dx} \right)_{x=0} = 0$ .

$$\left( \frac{dy}{dx} \right)_{x=0} = 0.$$

Дифференцируя (9), получим:

$$\frac{dy}{dx} = 0 = -be^{-bx} [\sin bx(C+D) + \cos bx(D-C)].$$

Поставляя в это выражение  $x=0$  и приравнявая результат нулю, находим:

$D - C = 0$  и  $C = D$ , таким образом, уравнения принимают следующий вид:

$$y = e^{-bx} C (\sin bx + \cos bx), \quad (10)$$

$$\frac{dy}{dx} = 0 = -2e^{-bx} C b \sin bx. \quad (11)$$

Для определения последней постоянной С имеем ещё одно уравнение (используем известную величину поперечной силы в начале координат).

Разрезав балку с сечением в точке «О» справа от силы «Р» и рассматривая правую часть балки, заметим, что поперечная сила в этом сечении равна реакции основания, действующей на правую половину балки с отрицательным знаком. Так как реакция направлена вверх (для правой половины) и вся реакция основания равна «Р», значит, поперечная сила в сечении при  $x=0$  равна  $Q(x)_{x=0} = -\frac{P}{2}$ . Учитывая, что

$EJ \frac{d^3 y}{dx^3} = Q(x)$ , получим:

$$EJ \left( \frac{d^3 y}{dx^3} \right)_{x=0} = -\frac{P}{2}. \quad (12)$$

Тогда используя  $\frac{d^2 y}{dx^2}$  и  $\frac{d^3 y}{dx^3}$ , а также (11) имеем:

$$\frac{d^2 y}{dx^2} - 2Cb^2 e^{-bx} [\cos bx - \sin bx], \quad (13)$$

$$\frac{d^3 y}{dx^3} = +4C b^3 e^{-bx} \cos bx. \quad (14)$$

Поставляя (14) в (12) и приравнивая «х» нулю, получаем:

$$4EJCb^3 = -\frac{P}{2} \text{ и } C = -\frac{P}{8EJb^3}. \quad (15)$$

В таком случае «у» и её производные получают

вид:

$$y = -\frac{P}{8EJb^3} e^{-bx} (\sin bx + \cos bx) = -\frac{P}{8EJb^3} \cdot h, \quad (16)$$

$$\frac{dy}{dx} = 0 = +\frac{P}{4EJb^2} e^{-bx} \sin bx = +\frac{P}{4EJb^2} \cdot h_3, \quad (17)$$

$$M(x) = EJ \frac{d^2 y}{dx^2} = \frac{P}{4b} e^{-bx} [\cos bx - \sin bx] = \frac{P}{4b} \cdot h_1, \quad (18)$$

$$Q(x) = EJ \frac{d^3 y}{dx^3} = -\frac{P}{2} e^{-bx} \cos bx = -\frac{P}{2} \cdot h_2. \quad (19)$$

Используя полученные математические модели был разработан алгоритм программы, выполнен расчет на компьютере и подана заявка на получения патента компьютерной программы.

В результате проведенного теоретического исследования установлено:

- напряженное состояние и деформации базальтовой балки на упругом основании в совокупности зависят от приложенной к ней нагрузки и коэффициента «b»;

- нагрузка и коэффициент «b» зависит от отношения жесткости базальтовой балки и материала основы;

- установлены расчетные значения «К» - коэффициента «постели» для каменной кладки: под основание базальтовой балки - 400-:-600 kg/sm<sup>2</sup> и для бетона - 800-:-1500 kg/sm<sup>2</sup>.

#### Список литературы:

1. Н.М. Беляев. «Сопротивление материалов», М., «Наука», 1965 г.
2. А.А. Курбанов, В.Г. Владикин, В.В. Сторожев и В.Н Соколов. «Расчёт сил взаимодействия металлизированных ниток с материалом основы». Изв. ВУЗов. Технология лёгкой промышленности. № 6 1990 г., с. 27-31.

УДК 621.315.

© Асраров Ш.А. 2010 г.

## ИЗГОТОВЛЕНИЕ СЕГНЕТОКЕРАМИЧЕСКИХ ОБРАЗЦОВ НА ОСНОВЕ ТИТАНАТА БАРИЯ

Асраров Ш.А., зав. кафедрой «Общая физика и основы электротехники» НГГИ, канд. физ.-мат. наук

Сегнетоэлектриками называются такие кристаллические вещества, у которых при отсутствии внешнего электрического поля в определенном интервале температур возникает спонтанная поляризация, направление которой может быть изменено электрическим полем и в ряде случаев - механическими напряжениями.

Сегнетоэлектрики широко используются во многих областях современной техники: радиотехнике, электротехнике, квантовой электрике и измерительной технике. Сегнетоэлектрики применяются для малогабаритных конденсаторов, пьезоэлементов, пироэлектрических приемников лучистой энергии,

нелинейных емкостных элементов, модуляров лазерного излучения, параметрических генераторов.

Исследование сегнетоэлектрических твердых растворов (СЭТР) со структурой типа перовскита (АВХ) представляет интерес в двух различных, и в тоже время связанных между собой аспектах: с точки зрения изучения физических явлений и закономерностей, которым подчиняются зависимости параметров вещества при постепенном изменении состава, а также с точки зрения создания новых эффективных материалов для таких важных отраслей техники, как радио - и оптоэлектроника [1, 2].

*Приготовление шихты.* При изготовлении кера-

мики  $BaTiO_3$  рассчитывают массовое соотношение исходных компонентов, исходя из заданного соотношения  $BaCO_3$  и  $TiO_2$ . Операции подбора взвешивания называют составлением шихты. В данной работе использовались исходные компоненты:  $BaCO_3$ ,  $TiO_2$ ,  $CaSnO_3$ , в случае составления шихты для получения керамики ( $Ba$  0,9;  $Sn$  0,1)  $TiO_3$ , иначе говоря, процентное содержание  $BaCO_3$  составляет 90%, а содержание  $SnO_3$  10%.

Составление шихты важнейшая операция в технологии керамики, и если расчет шихты и взвешивания проведены грубо, то выполнение последующих операций с повышенной точностью окажется бесполезной. Составлялись отдельно шихта  $BaCO_3$  и  $TiO_2$  и шихта  $CaCO_3$  и  $SnO_3$ , а затем обе шихты смешивались в одну.

*Смешивание.* Для составления шихты использовались ступка с пестиком. Смешивание происходило в течение 30 min. При смешивании необходимо добиться однородности раствора. После процесса смешивания, для вязкости в шихту добавляют несколько капель этилового спирта, после чего раствор также тщательно перемешивается.

*Обезвоживание и сушка.* После процесса смешивания следует произвести процесс обезвоживания и сушки. Для этого шихту ставят в сушилку - печь с температурой внутри камеры  $200^\circ C$ , которая должна поддерживаться непрерывно в течении 2 часов. Процесс сушки служит для того чтобы из шихты удалась влага.

*Прессование.* После сушки смеси ее необходимо спрессовать, чтобы получить таблетку определенной формы. Прессование происходило с помощью специальной пресс-формы. В работе применялся гидравлический пресс с односторонней подачей давления величиной 400 МПа. Процесс происходит следующим образом: пресс-форму предварительно смазывают керосином, для того чтобы образовавшаяся таблетка после прессования не слипалась со стенками пресс-формы. После смазывания порошок равномерно засыпают в пресс-форму, после чего пресс-форму ставят под пресс. После процесса прессования таблетка из исходного материала готова к обжигу.

*Обжиг и печи для обжига.* Сформированную заготовку помещают в капсулу на подсыпку, которая не реагирует с компонентами заготовки. Капсула представляет собой кварцевую трубку с вырезом посередине для засыпания подсыпки, на которой спекается заготовка. Капсулу с заготовкой помещают в печь. Температуру в печи определяют и регулируют с помощью платина-платинородиевой термопары, помещенной вблизи заготовки. Платино-платинородиевая термопара применяется при высоких температурах порядка  $1500^\circ C$ .

В электропечи в качестве нагревательных элементов используются электроды из карбида кремния в виде стержней.

Процесс обжига заготовки происходит следующим образом: изготовленную заготовку в виде таблетки определенной толщины и площади сечения,

помещают внутрь печи. Поместив заготовку в печь, задается температура  $200^\circ C$ , которая выдерживается в течении 2 h. При этом, из заготовки удаляется влага и органические соединения. Далее, путем прибавления тока на трансформаторе плавно поднимают температуру с определенным шагом, равным  $120^\circ C$  в час. Таким образом нагревание до температуры  $1250^\circ C$  (период нагрева заготовки от  $200^\circ C$  до  $1250^\circ C$ ) составит одиннадцать часов.

После периода нагрева необходимо заготовку выдержать при постоянной температуре  $1250^\circ C$ , в течении двух часов. В этот период весьма важно поддержать заданную температуру. После периода выдержки происходит процесс охлаждения полученного керамического образца, что должно происходить плавно, в закрытой печи, не вытаскивая образец.

Из вышеизложенного следует, что процесс обжига керамики на основе титаната бария можно разделить на 4 интервала:

1. Интервал линейного расширения ( $20-700^\circ C$ ). Размеры спрессованных заготовок увеличиваются только в результате теплового расширения. При этом влага испаряется, а также разлагается и удаляется связка.

2. Интервал твердофазовых реакций ( $700-1100^\circ C$ ),  $BaCO_3$  и  $TiO_2$  взаимодействуют в твердой фазе с образованием  $BaTiO_3$  и удалением  $CO_2$ .

3. Интервал усадки ( $1100-1350^\circ C$ ), после завершения твердофазных реакций начинается усадка.

4. Интервал роста зерен - постепенно растут зерна (кристаллиты).

Указанные четыре фазы есть процесс перехода от порошковой заготовки к твердому телу.

*Изготовление образца  $BaTiO_3+CaSnO_3$ .* В данной работе был изготовлен образец на основе титаната бария с примесью оловинита кальция  $CaSnO_3$ .

Полученный образец изготавливался из смеси порошков  $BaTiO_3$  - 90% и  $CaSnO_3$  -10%. После процесса подготовки заготовки к обжигу, заготовку помещают в печь.

Полученный образец керамики  $BaTiO_3_{0,9}+CaSnO_3_{0,1}$  имеет следующие геометрические размеры: площадь поверхности образца  $S=147.37 \cdot 10^{-6} m^2$ , толщина образца  $d=1.7 \cdot 10^{-3} m$ , что удовлетворяет условиям плоского конденсатора. После получения керамического образца необходимо нанести на обе его поверхности слой электропроводящих электродов.

При этом раствор индия-индия-галлия путем втирания раствора на поверхность образца, наносился тонким равномерным слоем.

Таким образом, на поверхности образца появлялся электропроводящий слой электродов. Затем к электродам припаивались выводы из тонкой проволоки. Полученный образец готов к исследованию его диэлектрических свойств. Емкость полученного образца при комнатной температуре составила  $C=310 pF$ .

*Изготовление образца  $BaTiO_3+BaSrO_3$ .* Вторым

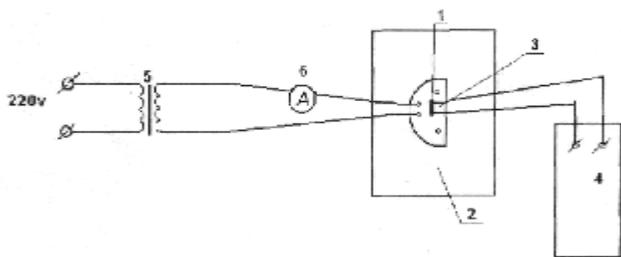


Рис. 1. Блок-схема экспериментальной установки

шагом для исследования свойств керамики на основе титаната бария было получение образца с примесью стронция  $BaSrO_3$ . Полученный образец изготавливался из смеси порошков  $BaTiO_3$  - 70% и  $BaSrO_3$  - 30%.

Технология обжига схожа с технологией получения образца с добавкой оловинита кальция, лишь с тем отличием, что температура выдержки образца составила  $1150^{\circ}C$ .

Полученный образец керамики  $BaTiO_{3,0,7}+BaSrO_{3,0,3}$  имеет следующие геометрические размеры: площадь поверхности образца  $S=226 \cdot 10^{-6} m^2$  толщина образца  $d=3 \cdot 10^{-3} m$ .

Данный образец так же удовлетворяет требованиям плоского конденсатора.

После нанесения электродов, образец имел емкость  $C=244 pF$ .

Исследование диэлектрических свойств полученных образцов. Для измерения диэлектрических свойств полученных образцов использовалась установка представленная на рис. 1.

Образец 1, помещают в печь 2, которая питается от сети переменного тока через ЛАТР 5. Подачу тока регулируют с помощью амперметра 6. Показания температуры определяют с помощью термопары 3, изготовленную из хромель-алюмеля. Измеритель емкости 4 измеряет показания емкости образца в печи. По полученным результатам емкости, по формуле плоского конденсатора:

$$C = \frac{\epsilon \epsilon_0 S}{d},$$

находим диэлектрическую проницаемость:

$$\epsilon = \frac{Cd}{\epsilon_0 S}.$$

Графики температурной зависимости  $\epsilon(T)$  для образцов  $BaTiO_{3,0,9}+CaSnO_{3,0,1}$  и  $BaTiO_{3,0,7}+CaSrO_{3,0,3}$  представлены на рис. 2.

В настоящей работе так же исследовались диэлектрические свойства образца керамики чистого  $BaTiO_3$  полученного в заводских условиях. График зависимости  $\epsilon(T)$  для образца  $BaTiO_3$  представлен на рис. 3.

**Результаты экспериментов:**

Керамика на основе титаната бария имеет два фазовых перехода. Первый фазовый переход наблюдается в образце  $BaTiO_3$  ниже комнатной температуры, и поэтому в настоящей работе он не рассматривается. Важное значение имеет второй фазовый переход

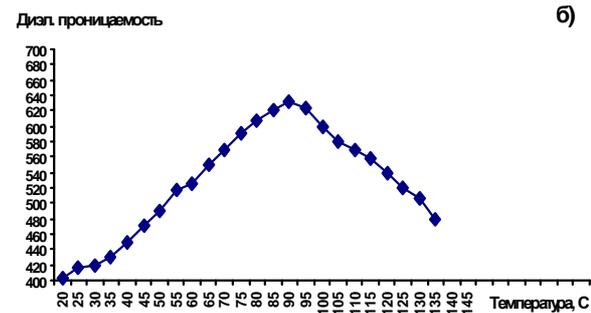
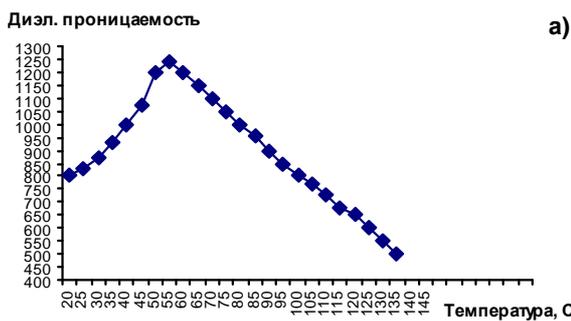


Рис. 2. Графики температурной зависимости  $\epsilon(T)$  для образцов: а)  $BaTiO_{3,0,7}+CaSrO_{3,0,3}$  и б)  $BaTiO_{3,0,9}+CaSnO_{3,0,1}$

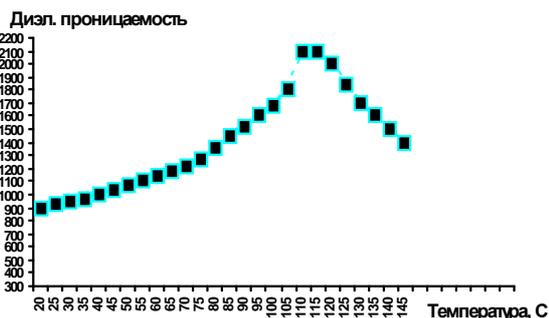


Рис. 3. Температурная зависимость  $\epsilon(T)$  для образца  $BaTiO_3$

вблизи точки Кюри ( $120^{\circ}C$ ). При повышении температуры от комнатной происходит непрерывный рост емкости образца, до точки фазового перехода ( $T_c=112^{\circ}C$ ).

На кривой  $\epsilon(T)$  четко идентифицируется фазовый переход при ( $112^{\circ}C$ ). Далее, при дальнейшем увеличении температуры до  $140^{\circ}C$  происходит уменьшение емкости образца до прежнего значения.

Как видно из графиков температурных зависимостей  $\epsilon(T)$  при влиянии примесей, точка фазового перехода смещается ближе к комнатной температуре, и чем больше содержание примеси, тем ближе точка Кюри к комнатной температуре.

**Список литературы:**

1. К. Окадзаки «Пособие по электротехническим материалам» М. «Энергия» 1979г.
2. К. Окадзаки «Технология керамических диэлектриков» М. «Энергия» 1976 г.

## АНАЛИТИЧЕСКИЙ КОНТРОЛЬ ПРОИЗВОДСТВА ЗАКИСИ-ОКИСИ УРАНА

**Петухов О.Ф.**, главный инженер ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук; **Думбрава А.А.**, директор ГМЗ-1 НГМК; **Ослоповский С.А.**, главный инженер ГМЗ-1 НГМК; **Комарова А.А.**, начальник ОТК ГМЗ-1 НГМК; **Мазур П.С.**, начальник аналитической лаборатории ЦНИЛ НГМК; **Корницкая Г.Е.**, руководитель группы аналитической лаборатории ЦНИЛ НГМК; **Серова Е.С.**, руководитель группы аналитической лаборатории ЦНИЛ НГМК

Аналитический входной контроль продукции, поступающей на ГМЗ-1 и анализ готовой продукции – закиси - окиси урана - производит аккредитованная Агентством Узстандарт аналитическая лаборатория ЦНИЛ НГМК, а оперативный контроль производства осуществляет ЗТЛ ГМЗ-1. Лаборатории работают по разработанным в ЦНИЛ и аттестованным Агентством Узстандарт методикам выполнения измерений (МВИ).

Исходным сырьём для получения высококачественной закиси – окиси урана являются растворы сернокислых солей, поступающие на завод с рудников ПВ. В соответствии с разработанными специалистами комбината и согласованными Агентством Узстандарт техническими условиями [1] в сернокислых солях, поставляемых на ГМЗ-1, анализируются следующие показатели: содержание урана, содержание нитрат - ионов, остаточное содержание серной кислоты, содержание твёрдых взвесей и эмульгируемость (табл. 1-4).

Содержание урана в растворах солей сернокислых определяется титриметрическим методом с использованием МВИ [2]. Метод измерений основан на восстановлении урана (VI) раствором соли железа (соли Мора), окислении избытка железа (II) азотной кислотой в фосфорнокислой среде и титровании эквивалентного урану количества железа (II), выделившегося при взаимодействии урана (IV) с железом (III) в сернокислой среде, раствором дихромата калия в присутствии индикатора дифениламинсульфоната натрия.

Определению урана мешают нитрат – ионы, органические вещества и элементы, степень окисления которых изменяется при взаимодействии с восстановителем (Fe, V, Mo, Ti, As и др.). Влияние нитрат - ионов и органических веществ устраняют обработкой аликвоты пробы серной кислотой в присутствии перекиси водорода. Влияние Fe, V, Mo, Ti, As устраняют фосфорной кислотой, связывающей уран в прочный комплекс, не окисляющийся азотной кислотой.

Метрологические характеристики МВИ урана приведены в табл. 1.

Содержание свободной серной кислоты в растворах солей сернокислых определяется титриметрическим методом с использованием МВИ [3]. Измерение массовой концентрации свободной серной

кислоты основано на реакции нейтрализации серной кислоты раствором гидроксида калия (натрия) в присутствии смешанного индикатора.

Мешающее влияние урана устраняют разбавлением пробы.

Метрологические характеристики МВИ свободной серной кислоты приведены в табл. 2.

Содержание нитрат – ионов в растворах солей сернокислых определяется титриметрическим методом с использованием МВИ [4]. Измерение массовой концентрации нитрат – ионов в растворах солей сернокислых основано на восстановлении нитрат – ионов ионами железа (II), содержащимися в растворе соли Мора, в сернокислой среде. Избыток ионов железа (II) оттитровывают раствором дихромата калия в присутствии индикатора – дифениламинсульфоната натрия. Метрологические харак-

Таблица 1

Метрологические характеристики МВИ урана

Диапазон массовой концентрации урана, g/dm <sup>3</sup>	Суммарная погрешность, Δ
от 15,0 до 50,0	± 1,5
от 50,0 до 100,0	± 2,5
от 100 до 150,0	± 3,0
от 150 до 200,0	± 3,5

Таблица 2

Метрологические характеристики МВИ свободной серной кислоты

Диапазон массовой концентрации свободной серной кислоты, g/dm <sup>3</sup>	Суммарная погрешность, Δ
от 50,0 до 105,0	± 3,0
от 105,0 до 160,0	± 4,0
от 160 до 240,0	± 5,0

Таблица 3

Метрологические характеристики МВИ нитрат-ионов

Диапазон массовой концентрации нитрат - ионов, g/dm <sup>3</sup>	Суммарная погрешность, Δ
от 10,0 до 25,0	± 1,0
от 25,0 до 65,0	± 1,5

теристики МВИ свободной серной кислоты приведены в табл. 3.

Содержание твёрдых взвесей основано на измерении их массы гравиметрическим методом и определяется в соответствии с МВИ [5].

Анализ готовой продукции – закиси – окиси урана – проводится в соответствии с разработанными специалистами комбината и согласованными Агентством Узстандарт техническими условиями [6]. В табл. 4 приведены данные по МВИ, которые используются для анализа примесей в закиси –

окиси урана. Благодаря использованию на ГМЗ-1 НГМК инновационных технологий и современных аналити-

Анализ примесей в закиси - окиси урана

№ п/п	Примеси	Предельные величины по ТУ, % к урану	Пределы измерений по МВИ, % к урану	Метод определения
1	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,100	0,001-0,100	Эмиссионно-спектральный
2	PO <sub>4</sub>	0,100	0,01-0,100	Фотометрический
3	Cl+Br+I	0,050	0,005-0,050	Фотометрический
4	F	0,010	0,002- 0,010	Фотометрический
5	Mo	0,100	0,001-0,100	Эмиссионно-спектральный
6	SO <sub>4</sub>	3,000	0,05 -3,000	Гравиметрический
7	Fe	0,150	0,001-0,15	Эмиссионно-спектральный
8	As	0,010	0,00005-0,01	Фотометрический
9	CO <sub>3</sub>	0,200	0,07 – 0,200	Титриметрический
10	Ca	0,050	0,001- 0,05	Атомно-абсорбционный
11	Na	0,500	0,001- 0,2	Пламенно-фотометрический
12	B	0,005	0,00001 – 0,005	Эмиссионный-спектральный
13	K	0,200	0,001- 0,5	Пламенно-фотометрический
14	Ti	0,010	0,001-0,010	Эмиссионно-спектральный
15	Zr	0,010	0,001-0,010	Эмиссионно-спектральный
16	SiO <sub>2</sub>	0,500	0,001-0,500	Эмиссионно-спектральный
17	Mg	0,020	0,001- 0,02	Атомно-абсорбционный
18	H <sub>2</sub> O	2,000	0,0-2,000	Гравиметрический
19	Th	1,000	0,00005-1,000	Фотометрический

ческих методов контроля технологических процессов удаётся на протяжении многих лет выпускать закись – окись урана высокого качества.

#### Список литературы:

1. Соли сернокислые. Технические условия TSh 81.2 – 15:2005, внесённые в реестр Агентства Узстандарт 17.08. 2005 г.
2. МВИ массовой концентрации урана в растворах солей сернокислых титриметрическим методом. Сертификат Агентства Узстандарт № 277:2006.
3. МВИ массовой концентрации свободной серной кислоты в растворах солей сернокислых титриметрическим методом. Сертификат Агентства Узстандарт № 278:2006.
4. МВИ массовой концентрации свободной нитрат – ионов в растворах солей сернокислых титриметрическим методом. Сертификат Агентства Узстандарт № 279:2006.
5. МВИ массовой концентрации твёрдых взвесей в растворах солей сернокислых гравиметрическим методом. Сертификат Агентства Узстандарт № 280:2006.
6. Уран. Закись – окись. Технические условия TSh 81 – 32:2009, внесённые в реестр Агентства Узстандарт 05.10. 2009 г.

УДК 541.64.183.12.

© Набиев А.Н., Каримова Д.А., Ёриев О.М., Ниёзов Л.Н., Мухсинова М.И. 2010 г.

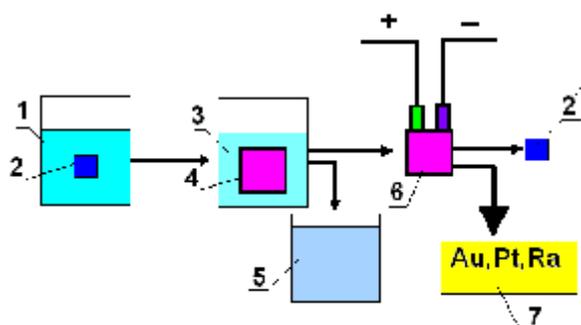
## ОБ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ГЕЛИНТЕРПОЛИМЕРНЫХ МАТЕРИАЛОВ ПОЛИАНИЛИНОВ В ЦЕЛЯХ ОБЕЗЗАРАЖИВАНИЯ СТОЧНЫХ ВОД ПРЕДПРИЯТИЙ

Ёриев О.М., ректор БухГУ, докт. хим. наук, профессор; Набиев А.Н., докторант кафедры «Общая химия» БухГУ; Каримова Д.А., старший преподаватель НГПИ; Ниёзов Л.Н., магистрант кафедры «Общая химия» БухГУ; Мухсинова М.И., магистрант кафедры «Общая химия» БухГУ

Интерполимерные комплексы и композиции полианилинов весьма перспективны, поскольку у них обнаруживаются ряд свойств, которые не могут быть обеспечены другими органическими и неорганическими твердыми веществами [1, 2]. В настоящее время проблема очистки загрязнённых про-

мышленных вод, а также обеззараживание выхлопных газов приобретают важную экологическую актуальность.

Существующие методы и условия утилизации сточных вод и выбросных газов не полностью удовлетворяют современным требованиям. В связи



**Рис. Схема очистки промышленной воды в присутствии гелинтерполимерного материала:** 1 – промышленная вода, 2 – гель интерполимерного комплекса, 3 – очищенная вода, 4 – набухший гель, 5 – сборник очищенной воды, 6 – электролиз геля продукта, 7 – полученные металлы

с этим изучение интерполимерных сорбентов и гелинтерполимер материалов в качестве очищающего компонента в процессах очистки загрязненных вод и выбросных газов приобретают особую актуальность.

Нами были изучены процессы взаимодействия гелинтерполимерных композиционных материалов с растворами содержащих ионы металлов. Исследования показали, что при погружении интерполимерного гидрогеля в очищаемый водный раствор протекает эффективная сорбция ионов металлов с образованием тройного интерполимерметаллического комплекса. В результате сорбции ионы металлов внедряются в глубь гелинтерполимерного материала, наблюдается значительное набухание с характерным изменением цвета гелинтерполимерного материала.

Эти набухшие интерполимерметаллокомплексные образования электроконтрактны, что даёт возможность легко и просто извлекать сорбированные металлы. Схема осуществления очистки промышленной

воды показана на рис.

Сначала подготавливают гель интерполимерного материала в пересчете на содержание ионметаллов в составе очищаемого водного раствора. Приготовленный гелинтерполимерный материал (2) помещают в емкость очищаемого водного раствора (1). После чего начинается процесс очищения воды (3) и набухания гелинтерполимер материала (4). Надо отметить, что в процессе набухания изменяется цвет получаемого гелинтерполимерметалл продукта (1). После завершения процесса отделяют очищенную воду (5) и в процессе электроконтракции (6) отделяют сорбированный металл (7) от геля интерполимерного материала. При этом подготовленный гель интерполимерного материала принимает исходный объем. Очищенный гелинтерполимерный материал может многократно использоваться. Высушенные продукты материалов эластичны и способны (обратимо) удлиняться в 500 раз, при этом пропорционально изменяется их электропроводность. Выяснилось, что интерполимерные материалы со связанными поликислотами в растворах образуют полимер-металл-полимерные соединения, при этом происходит интенсивное сорбирование ионов тяжелых, радиоактивных и цветных благородных металлов.

Интерполимерные комплексы полианилина с гидрогелями эффективно сорбируют из промышленных вод тяжелые радиоактивные, цветные металлы и обладают свойством электроконтракции, что даёт доступность полной утилизации промышленных вод.

#### Список литературы:

1. Hagiwara T., Imaura M., Iwata K. Thermal stability of polyaniline Synth. Metals. 1998. v25. №3 P 243-252.
2. Mac Diarmid A.G. Polyanilines doping, structure and derivatives. // Synth. Metals. 2001. v 29. №1. P.141-150.

УДК 64:739.2

© Самадов А.У., Холикулов Д.Б. 2010 й.

## ЗАРГАРЛИК СОҲАСИДА ИШЛАТИЛАДИГАН ҚОТИШМАЛАРНИНГ РАНГИ ВА СИФАТИГА БОШҚА МЕТАЛЛАРНИНГ ТАЪСИРИ

Самадов А.У., «Фонон» ИИЧДК ишлаб чиқариш бўйича директори, техн. фанл. номз.; Холикулов Д.Б., НДКИ КМФ декани, техн. фанл. номз

Нархининг юқорилиги, юмшоқлиги ва емирилишга чидамсизлиги учун соф ҳолатдаги металллардан заргарлик бўюмлари тайёрлаш ҳар доим ҳам мақсадга мувофиқ бўлавермайди. Сифатли қотишмалар олиш учун қимматбаҳо металлларга керакли микдорда бошқа металллар қўшилади. Бу металлларни легириловчи ёки лигатура деб аталади. Легириловчи металллар қимматбаҳо ёки оддий рангли металллар бўлиши мумкин. Бунга қарамадан қотишмалар қимматбаҳо қотишмалар деб юритилади. Заргарлик қотишмаларининг тури жуда ҳам кўп. Қотишмаларининг ва легириловчи қўшимчаларининг

сони жиҳатидан юқори ўринларда олтин, кейин кумуш, платина ва палладий туради.

Олтиннинг қотишмалари таркибига легириловчи элементлар сифатида кумуш, мис, палладий, никель, платина, кадмий ва рух металлари кириши мумкин. Ҳар бир қўшилаётган элемент қотишманинг хусусиятига таъсир этади. Масалан: кумуш - қотишманинг юмшоқлигини, болғаланувчанлигини оширади, эриш ҳароратини пасайтиради, олтиннинг рангини ўзгартиради. Қотишма таркибидаги кумушнинг микдорига қараб қотишманинг ранги яшил рангга ўтиб

боради. Таркибида 30% кумуш бўлган қотишма оч сарик рангли бўлиб, 65% кумуш бўлган қотишмада эса сарик ранг тўлиқ йўқолади.

Мис қотишманинг қаттиқлигини ошириб, болғаланувчанлигини ва чўзилувчанлигини сақлаб қолади. Қотишма таркибидаги миснинг миқдорига қараб қотишманинг ранги қизил рангга ўтиб боради. Таркибида 14,6% мис бўлган қотишманинг ранги тўқ қизил бўлади. Мис қотишманинг емирилишга чидамлилигини камайтиради ва таркибида мис миқдори

Қотишма таркибидаги кадмий эриш ҳароратини пасайтиради, лекин қотишманинг болғаланувчанлигини ва эгилювчанлигини сақлаб қолади.

Таркибида 0,3% рух қотишманинг мўртлигини оширади. Рух қотишманинг рангини тиниқлаштиради, заргарлик буюмларини кавшарлаш учун ишлатиладиган қотишма (припой)нинг ранги яшил сифатида бўлади.

Ҳар бир легирловчи элемент софлик даражасини ва рангини ҳисобга олган ҳолда қотишмага қўшилади (1 ва 2 жадвал). Қимматбаҳо металлларнинг сарфи давлат

1 - жадвал

Олтиннинг турли рангдаги қотишмалари  
(мингдан бир улушда)

Ранги	Au	Ag	Cu	Ni	Zn	Pb
Оч сарик	585	320	95	-	-	-
Сарик	585	280	135	-	-	-
Тўқ сарик	585	230	185	-	-	-
Қизғиш сарик	585	140	275	-	-	-
Қизил	585	70	345	-	-	-
Кизил	585	51	364	-	-	-
Яшил	585	390	23	-	-	-
Оқ (каттик)	585	-	185	155	75	-
Оқ (юмшок)	585	185	-	-	80	150
Сарик	750	122	123	-	-	-
Қизил	750	60	190	-	-	-
Яшил	750	250	-	-	-	-
Оқ	750	-	55	155	40	-

2 - жадвал

«Фонон» илмий ишлаб чиқариш давлат корхонасида  
ишлатиладиган олтиннинг турли рангдаги қотишмалари  
(мингдан бир улушда)

Ранги	Au	Ag	Cu	Ni	Zn	Pb	Cu+Co	Brass	Прилега
Қизил	585	80	335	-	-	-	-	-	-
Сарик	750	12,5	237,5	-	-	-	-	-	-
Оқ	585	-	262	84,8	68,2	-	-	-	-
Оқ	750	-	150	75,0	25,0	-	-	-	-
Сарик	585	94,0	99,0	-	-	-	25,0	197,0	-
Оқ	585	30,0	-	-	-	-	-	-	385,0
Сарик	585	100,0	173,0	-	-	-	-	142,0	-
Сарик	750	145,0	75,0	155,0	75,0	-	-	30,0	-
Сарик	750	130,0	90,0	-	-	-	-	30,0	-
Оқ	585	-	-	-	-	-	-	-	415,0
Оқ	750	-	-	-	-	-	-	-	250,0

ошиб кетганда қотишма юзаси қораяди.

Палладий қотишманинг эриш ҳароратини оширади ва рангини кескин ўзгартиради. Таркибида 10% палладий бўлган қотишманинг ранги оқ бўлиб, қотишманинг эгилювчанлигини ва боғаланувчанлигини сақлаб қолади.

Никель қотишманинг рангини оч сарик рангга ўзгартиради. Болғаланувчанлик хусусиятини сақлаган ҳолда қаттиқлигини ва қуюлувчанлигини оширади. Никель миқдорининг ошиб кетиши қотишмани магнитланиш ҳолатига олиб келади. Платина қотишманинг рангини палладий каби кескин оқ рангга ўзгартиради. 8,4% платина бор қотишмада сарик ранг тўлиқ йўқолади. Платинанинг миқдори 20% дан ошса қотишманинг мустахкам(бикир)лигини оширади.

томонидан назорат остига олинган. Уларнинг асосий қисми қотишмаларда ишлатилади. Шу сабабли қотишма таркибидаги қимматбаҳо металлларнинг соф ҳолдаги миқдорини аниқлаш зарурати туғилди. Таркибида қимматбаҳо металллар бор қотишмалардан тайёрланган буюмларни тамғалаш анча қулайликлар яратди. Буюмлардаги тамғаларга қараб қотишманинг таркибидаги қимматбаҳо металллар миқдорини аниқлаш мумкин. Масалан: 585 софлик даражаси билан тамғаланган буюмда 1 кг қотишма таркибида 585 g соф ҳолдаги қимматбаҳо металл мавжуд. Метрик ўлчов тизимида заргарлик саноати учун қуйидаги пробалар қабул қилинган: олтин учун - 375, 500, 583, 585, 750, 958 ва 999; кумуш учун - 800, 875, 916, 925, 960 ва 999; палладий учун - 500, 850, 999; платина учун - 950, 999.

УДК 331.1

© Улашев И.О., Кабулов С.К., Расулов Б.М. 2010 г.

## КОМПЛЕКСНОЕ РАЗВИТИЕ РЕГИОНАЛЬНОЙ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ КООПЕРАЦИИ

Улашев И.О., зав. кафедрой «Экономика и менеджмент» НГГИ, докт. экон. наук, профессор; Кабулов С.К., доцент кафедры «Экономика и менеджмент» НГГИ, канд. экон. наук; Расулов Б.М., начальник ПЭО НГМК

В условиях интеграции и глобализации экономики при современном мировом экономическом кризисе промышленные предприятия как крупные, так и малого и среднего бизнеса вынуждены бороться за сохранение и развитие своих репутаций. Одним из путей решения этой проблемы являются партнерские взаимоотношения на принципах кооперации. Западный

экономист П. Друкер назвал современное конкурентное поведение бизнесменов «объединением ради выживания и развития» [1].

Успешное развитие бизнеса требует взаимной интеграции малого и крупного бизнеса на основе кластерной технологии и субконтракции [2]. В этом плане эффективное применение субконтракции и

аутсорсинга, - процессы актуальные, требующие понимания, поддержки и развития.

В современной экономике развитых стран, таких как США, Япония, Германия, Англия, Италия и т.п. синтез крупного и мелкого производства возведен в систему. Крупное производство - это «скелет» системы, а мелкое производство - это её гибкие ткани, это - мощная нижняя платформа, фундамент.

Так, например, существующие в Навоийской области гиганты промышленности как НГМК, АО «Навоиазот», ОАО «Кизилкумцемент» способны возложить выполнение части своих заказов на малые структуры. Изготовление запасных частей, комплектующих деталей, тары, оказание услуг под силу и им. Ведь сегодня эти предприятия большинство необходимых, комплектующих деталей, материалов, запасных частей и т.д. получают из-за рубежа, хотя многое из них возможно произвести на местах из местного сырья.

Если промышленное предприятие закажет малым фирмам услуги, комплектующие или другие необходимые им материалы и при этом будет участвовать в их деятельности и контролировать его качество, выступит гарантом его приобретения или заявит свою заинтересованность в его создании, то это предприятие естественно получит хорошую экономию, прежде всего в цене, в транспортных расходах, в качестве и т.д. Вместе с этим часть трудоспособного населения трудоустроится.

Крупные компании становятся более конкурентоспособными, если вокруг них сформирована система поставщиков, в том числе из малых и средних предприятий - производственных, инновационных, сервисных, способных предложить как расширенный перечень комплектующих изделий, сборочных узлов, деталей или материалов, так и оказание разнообразных услуг по ценам ниже себестоимости собственного производства. Только в таких условиях предприятие становится конкурентоспособным.

Предприятие - заказчик, передавая стороннему подрядчику на оговоренный срок для выполнения по контракту некоторые свои производственные заказы, бизнес-процессы или управленческие функции в целом или частично, добивается достижения: требуемого качества продукции или выполнения бизнес-функций, при этом сократив собственные издержки; упрощения сложных бизнес-процессов; возможности высвобождения необходимых ресурсов, сосредоточившись на основной деятельности, на том направлении, где организация обладает ключевыми компетенциями или конкурентными преимуществами.

Основные преимущества производств, использующих в своей деятельности принципы субконтракции: большая гибкость и быстрая адаптация производств к изменениям спроса на рынке; оптимизация производственных процессов с избавлением от непрофильных активов; специализация производств, способствующая улучшению качества продукции.

Например, в Германии вокруг крупных машиностроительных предприятий существует целая сеть специализированных малых предприятий, которые

оказывают маркетинговые услуги, проектируют новые изделия, проводят их испытания и т.д. Именно на специализации и активном использовании аутсорсинга (использование услуг внешней организации) основаны современные бизнес-процессы в машиностроении на Западе. Малое инновационное предпринимательство в силу своей гибкости и мобильности способно быстрее связать фундаментальную и прикладную науку с производством [2].

Привлечение частных структур к добыче, первичной переработке, технической подготовке процессов, ремонту и изготовлению несложных материалов на базе местного сырья позволяет привлечь инвестиции в эту отрасль путем создания совместных и иностранных предприятий, способных поставить в страну новые технологии. Иностранному инвестору не пойдет на крупные государственные предприятия, а с малыми и средними предприятиями общие интересы найдутся.

Так малые и средние предприятия города Навоий имеют все возможности производить продукцию на условиях субконтрактинга и аутсорсинга не только для местных, но и для республиканских и зарубежных промышленных предприятий. Для этого имеется база в виде НГМК, АО «Навоиазот», ОАО «Кизилкумцемент», АО «Электрохимия», которые могут представить не только информацию о заказах, потребностях предприятия, оказать техническую помощь, но и представить пустующие помещения в аренду или - простаивающее оборудование [3].

Навоийская область одна из богатейших регионов республики, разнообразен и неисчерпаем её сырьевой запас минеральных ресурсов. Это - золото, серебро, олово, шпат, стекольное сырьё, фосфориты, известняк, мрамор, гранит, бирюза, опал, сырьё для кирпича и аглопитов, бентонит и множество других ископаемых дают простор для использования малым сектором проявить себя в разработке и добыче этих природных ресурсов. Но им необходима помощь и поддержка, здесь возможна договорная форма межотраслевой или подлинной кооперации.

Начало осуществления грандиозного проекта мирового масштаба потребует огромного количества строительных материалов, таких как щебень, цемент, асфальт и т.д. Сырьё для этого в Навоийской области больше чем достаточно. Фактически сегодня производители цемента, керамзита, асфальта, кирпича, извести и т.п. в области являются монополистами, диктуют свои условия и цены на рынке. Потребность же на эти стройматериалы возрастает с каждым днем. Организация добычи и переработки этих стройматериалов в области малыми предприятиями не только снизит цену, но и создаст много рабочих мест. Малый бизнес может организовать работу на малоперспективных для промышленных предприятий месторождениях и поставлять своим базовым партнерам полуфабрикат на доработку. Желающих работать в области достаточно, имеются сельскохозяйственные угодья, водные, ископаемые и энергетические ресурсы. Их использование и переработка принесет ощутимую прибыль для промышленных гигантов и для страны в целом. Во всем мире такими месторождениями занимается

ся малый сектор. Это добыча и переработка агрохимического сырья, металлических руд, драгоценных камней и металлов, искусственное разведение рыб, решение экологических проблем.

Имеющийся на крупных предприятиях избыток оборудования и неиспользуемые производственные мощности включаются в рыночный оборот только в ограниченном объеме. Основным вариантом взаимоотношений малых предприятий и владельцев недвижимости - крупных предприятий является договор аренды, и обычно на невыгодных для малого бизнеса условиях. Между тем, кооперация малого и крупного бизнеса имеет многочисленные возможности, которые выгодны обоим партнерам.

Часть малых предприятий имеют деловые контакты с крупным бизнесом, в большинстве случаев это непостоянные разовые контакты, или же так называемые «отдельные деловые контакты». Значительная часть предпринимателей области вообще не имеет деловых контактов с крупными промышленными предприятиями.

Если для малых промышленных предприятий целесообразность взаимодействия с крупными предприятиями очевидна, то руководители крупных предприятий далеко не всегда видят в этом для себя выгоду. Сказывается многолетняя и в целом оправданная объективными экономическими условиями тенденция максимально ориентироваться на собственные силы. Более того, в настоящее время большинство руководителей крупных предприятий стремится к полному контролю за сферами, сопутствующими и дополняющими основное производство.

Нежелание взаимодействия крупных предприятий с малыми, способными производить необходимые комплектующие и оказывать всевозможные услуги, намного препятствует развитию малого предпринимательства в Навоийской области.

Сохраняющаяся монополизация крупным бизнесом товарных рынков и рынков услуг закрывает для малых предпринимателей перспективы роста и развития. Кооперирование малых предприятий с крупными предприятиями региона помогли бы решению многих проблем, в том числе проблемы развития и повышения конкурентоспособности малых предприятий, трудоустройства населения.

В современной экономике промышленно развитых стран 50-60% внутреннего валового продукта (ВВП) приходится на долю малого и среднего предпринимательства [2]. Например, доля малых и средних предприятий в ВВП Великобритании, США, в Германии колеблется от 50% до 54%, в Японии 52-55%, Италии, Франции - около 60%. В настоящее время в странах Западной Европы из общего количества предприятий 99,9% представляют малые и средние предприятия частного сектора несельскохозяйственных отраслей. На долю малых и средних предприятий приходится около 50% общего объема продаж в промышленности, 67% - в сфере услуг, почти 90% - в строительстве и торговле.

В мировой хозяйственной системе, по данным ООН, малые и средние предприятия являются работо-

дателями почти для 50% трудового населения. В таких странах как Япония, Италия, Швейцария на малых предприятиях сосредоточена преобладающая часть рабочей силы и очень значительная - в США и ФРГ. Количество малых предприятий, приходящихся на 1000 жителей во Франции, Германии, Великобритании, Японии колеблется от 35 до 50, в США чуть более 74.

В последние годы в США усилилось влияние государства на развитие взаимодействия крупного и малого бизнеса. Эта задача успешно решается в рамках национальной правительственной программы «ментор – протее», где ментор - это, как правило, крупная компания, а протее - малое предприятие, получающее от нее помощь. В стране действует около 7 млн. предприятий малого бизнеса, в которых заняты около 25 млн. человек, т.е. 53% работников частного сектора. Они производят более половины ВВП США.

Уже очевидным становится, что малый и средний производственный бизнес не могут развиваться, не взаимодействуя с крупными предприятиями. Субконтрактинг (субконтрактация) как раз является формой организации промышленного производства, рассчитанной на использование широкой сети поставщиков. При этом малый производственный бизнес имеет ряд преимуществ как стабильность, мобильность, высокая доходность, быстрая оборачиваемость.

Наиболее актуальным в настоящее время является вопрос о производственной кооперации.

Кооперация - от лат. *cooperatio* - в дословном переводе означает сотрудничество. Кооперация представляет собой форму сотрудничества между различными предприятиями. Это действенный и современный метод, позволяющий предприятиям достичь высокой эффективности производства благодаря рациональному использованию установленных мощностей и более совершенному использованию имеющихся ресурсов.

Закон Республики Узбекистан от 14 июня 1991 г. «О кооперации» создаёт необходимые условия удовлетворения материальных, социальных и иных потребностей граждан путем участия в деятельности кооперативов и управления ими, реализации и использования свойственных кооперативам возможностей для экономического и социального развития страны, создания новых рабочих мест, в том числе для наименее защищенных слоев населения (инвалидов, женщин, молодежи). Так же он регламентирует деятельность кооперативов, как добровольных объединений граждан на основе членства для совместной производственной или иной хозяйственной деятельности (производство, переработка, сбыт производственной, сельскохозяйственной и иной продукции, выполнение работ, торговля, бытовое обслуживание, оказание других услуг) [4].

Производственная кооперация позволяет повышать эффективность бизнеса за счет использования преимуществ специализации. Основные задачи производственной кооперации заключаются в том, чтобы: наиболее эффективно загрузить производственные мощности предприятий-производителей заказами;

сформировать рациональные хозяйственные связи путем правильного «прикрепления» потребителей к поставщикам; обеспечить полную, своевременную и комплексную поставку готовой продукции в соответствии с имеющимся спросом и доступными организационными и материально-техническими ресурсами.

Наиболее распространенными видами производственной кооперации для предприятий малого и среднего бизнеса являются аутсорсинг, субконтрактинг и франчайзинг.

Анализ существующей ситуации в Навоийской области показывает необходимость разработки и реализации **региональной программы комплексного развития производственной кооперации (РП КРПК)**.

РП КРПК должна базироваться на мониторинге производственно-технологических возможностей промышленных предприятий, уровня загрузки мощностей и ценообразования. Мониторинг должен проводиться по единым методикам, результаты такого мониторинга должны служить основой для принятия решений, направленных на развитие промышленности на уровне региона. Основная цель РП КРПК – формирование на территории эффективной модели промышленного производства, базирующейся на использовании потенциала кооперационного взаимодействия крупных предприятий и предприятий малого производственного и науч-

но-производственного бизнеса.

Ожидаемые результаты РП КРПК: систематизация, оптимизация и расширение кооперационных связей малых, средних и крупных предприятий территории; повышение эффективности производственно-хозяйственной деятельности промышленных предприятий, улучшение показателей производственно-хозяйственной деятельности; повышение конкурентоспособности и уровня технико-технологической вооруженности предприятий. В связи с тем, что все указанные результаты находятся в сфере интересов многих организаций, необходимым условием успешности программы является разделение зон ответственности, работ и ресурсного обеспечения между участниками программы и совместное использование результатов.

На наш взгляд, в результате реализации РП КРПК будет реализована возможность крупному бизнесу повысить производительность труда и эффективность производства, а малым предприятиям – загрузить имеющееся оборудование производственными заказами, автоматически решив при этом проблему сбыта. В целом, производственная кооперация будет способствовать дальнейшей структурной перестройке экономики области, повышению конкурентоспособности промышленных предприятий и улучшению социально-экономического положения региона.

#### Список литературы:

1. Титова Н.Е. История экономических учений. – М.: ВЛАДОС, 1997. -288с.
2. [www.allbest.ru](http://www.allbest.ru): Международное производственное кооперирование – специфическая форма международного разделения труда.
3. Улашев И.О., Кабулов С.К., Аюпова С., Улашева З. Перспективы развития рынка жилищно-коммунальных услуг / Материалы международной НТК "ISTIQLOL". – Навоий, 29-30 сентября 2008 г. С.264-265.
4. Закон Республики Узбекистан «О кооперации» от 14 июня 1991 года.

УДК 622

Ҳақимов Т.М., Махмудов Н.А., Холмўминова М.И. 2010 й.

## ТАЪЛИМНИНГ ЎҚУВ ЖАРАЁНИДА БАРКАМОЛ ЁШЛАРНИ ТАРБИЯЛАШ УСУЛ ВА ВОСИТАЛАРИ ҲАҚИДА

**Ҳақимов Т.М.**, Тошкент ахборот технологиялари университети Самарқанд филиали доцент, физ.-мат.фанл. номз.; **Махмудов Н.А.**, Тошкент ахборот технологиялари университети Самарқанд филиали доцент, физ.-мат.фанл. номз.; **Холмўминова М.И.**, Тошкент ахборот технологиялари университети Самарқанд филиали ўқитувчи

Таълимнинг ўқув жараёнида педагогларнинг баркамол ёшларини тарбиялаш усул ва воситалари ҳақида гапирилганда, уларни қўллаганда самара берадиганини танлаш, бугунги куннинг асосий муаммоларидан бири бўлиб қолмоқда.

Президентимиз Ислом Каримовнинг «Ўзбекистон XXI асрга интилоқда» номли рисоласида мамлакатимиз таракқиётининг устивор йўналишларидан бири маънавийтни юксалтириш экани алоҳида таъкидланган: «Эркин фуқаро маънавиятини, озод шахсни шакллантириш масаласи олдимизда турган энг долзарб вазифадир. Бошқача айтганда, биз ўз ҳақ-ҳуқуқларини танийдиган, ўз кучи ва имкониятларига таянадиган, атрофда содир бўлаётган воқеа-ҳодисаларга мустақил муносабат билан ёндашадиган, айни замонда шахсий манфаатларини мамлакат ва халқ манфаатлари билан уйғун

қўрадиган эркин, ҳар жиҳатдан баркамол инсонларни тарбиялашимиз керак».

Баркамол авлодни тарбиялашда энг аввало педагогнинг ўзи замонвий педтехнология асосларини, нутқ санъати ва муомала маданиятини мукамал эгаллаши лозим.

Педтехнология – педагог фаолияти ички маънавий бойлик ва ташқи ҳаракатлар узвийлигида ўз ифодасини топади.

Педагогик технология иккита катта гуруҳга бўлинади [1]:

- биринчи гуруҳ таркибига педагог ўз ҳуқуқатворини бошқариш билан боғлиқ кўникмалар, ўз организмнинг (юз, оёқ, гавда) ҳаракатларини, ўз ҳиссий ҳолатини бошқариш (психик зўриқишдан сақланиш) нутқ техникасини ўзида шакллантиради;

- иккинчи гуруҳга педагогнинг ўқувчи ва жамоага таълим-тарбия технологик томонларига таъсир кўрсатиш кўникмалари; дидактик ташкилотчилик, педагогик муомалани бошқариш, жамоанинг ижодий ишини ташкил этишлар киради.

Инсон жамиятда яшар экан, шахсий манфаатларини атрофдаги одамлар, халқ ва мамлакат манфаатлари билан уйғунлаштириб бориши керак. Шу жараёнда у камолга етади, шахс сифатида шаклланади. Жамиятнинг раванқи, мамлакатнинг тараққиёти, унинг фуқаросининг моддий ва маънавий манфаатлари қай даражада ривожлангани ва қай даражада қондирилаётгани билан белгиланади.

Тарбия ғоятда мураккаб жараён бўлиб, ҳар даврнинг ижтимоий сиёсий ҳаётини ўзида акс эттиради. Минтақа, миллат, элнинг хусусиятларига мос бўлади. Унинг усуллари, восита ва омиллари асрлар давомида шаклланиб, тақомиллашади, ўзини оқлаган урф-одатлари доимий анъанага айланади қолади.

Баркамол ёшларни тарбиялаш усуллари деганда тарбияланувчиларда ижтимоий талаб ва эҳтиёжга мос сифат, хислат, фазилатларни таркиб топтириш, тарбия учун эҳтиёж ҳиссини уйғотиш, ўзини тута билиш кўникмаларини ўзлаштириш йўллари айтилади. Тарбия воситалари деганда шахсни камол топтирувчи фаолият тури тушунилади. Бунга меҳнат, муомала муносабати, жисмоний маданият, унумли ижтимоий меҳнат, спорт каби фаолият турлари киради. Тарбия ҳар бир халқнинг ўз удуми, усули тарихан шаклланган ва тажрибада синалган дунёқараши, тарбия воситаси бўлади. Шунинг учун тарбия миллий ва тарихий заминдан узилмаслиги керак. «Ўзининг ҳаёти, олдига қўйган максадларини аниқ тасаввур қила оладиган, ўз келажаги ҳақида қайғурадиган миллат ҳеч бир даврда миллий ғоя ва мафқурасиз яшамаган ва яшай олмайди. Мафқура бўлмаса, ҳар қандай давлат ва жамият, қолаверса, ҳар қайси инсон ўз йўлини йўқотиши муқаррар» [2].

Кадрлар тайёрлашнинг миллий дастури таълим-тарбиянинг максadini янги йўналишга бурди, яъни унда «Ўтмишдан қолган мафқуравий қарашлар ва саркиглардан тўла халос бўлган, ривожланган демократик давлат даражасида юксак маънавий ва ахлоқий талабларга жавоб берадиган юқори малакали кадрлар тайёрлаш» - деб белгиланди ва таълим-тарбиянинг мақсади бутунлай янгиланади, унга мос ҳолда мазмунан, педагогик жараёнда ҳам янгиланиш рўй берди. Баркамол ёшларни тарбия усулларини ўрганиш, таҳлил қилиш учун уларни қуйидаги гуруҳларга ажратишимиз мумкин:

1. Ижтимоий онгни шакллантирувчи усуллар (маъруза, тушунтириш, суҳбат, ҳикоя).
2. Фаолият жараёнида ижтимоий хулқ ва тажрибаларни шакллантириш усуллари (масқ ва ўрганиш, топшириқлар бажариш).
3. Ўз-ўзини тарбиялаш усуллари (ўз-ўзини таҳлил қилиш, ўз-ўзини баҳолаш).
4. Жазолаш ва рағбатлантириш усуллари (ишонч билдириш, макташ, эсдалик совға, мактов ёрлиғи бериш, стипендия бериш, хурмат тахтасига чиқариш, қўллаб-қувватлаш, миннатдорчилик билдириш, газета ва радио-да эълон қилиш).

Таълим-тарбия жараёнида кенг қўлланиб келинаёт-

ган халқ педагогикасидан баркамол ёшларни тарбиялаш жараёни учун қуйидаги тарбия усулларини кўрсатиб ўтишимиз мумкин:

1. Тушунтириш (ўргатиш, одатлантириш, масқ қилдириш).
2. Намуна (маслаҳат бериш, ўрнак бўлиш, яхшилиқ ҳақида сўзлаш).
3. Насиҳат бериш, ўғит (ундаш, кўндириш, илтимос қилиш, тилак-истак билдириш, маъқуллаш, раҳмат айтиш, дуо қилиш, оқ йўл тилаш).
4. Қоралаш ва жазо (таъқиқлаш, таъна, танбех бериш, қойиш, айблаш, уялтириш, нафратланиш, онт-қасам ичириш).

Бугунги кун баркамол ёшларини тарбиялашда юқориди таъкидлаб ўтилган тарбия усулларидан кенг ва самарали фойдаланилса, уларнинг ҳаёт сўкмоқларидан адашмасликлари таъминланган, ҳамда шиддаткор замоннинг бўрону тўфонларидан ҳимоя қилинган бўлади.

Жонажон Ватанимиз Ўзбекистон XXI асрда мустақил давлат бўлиб жаҳонга танилди. Эркесвар халқимиз янги ва ривожланган жамият қурмоқда, унинг мустақиллик пойдевори эса янада мустақамланиб, миллий ғурури, обрўси тикланиб, ўз тили ҳамда ўз динига ҳам эга бўлди. Мамлакатимизнинг баркамол ёшларига ўқиб-изланишлари, ўзлари истаган йўналишларда кунт билан билим олишликлари учун барча шарт-шароитлар муҳайё қилиб қўйилди.

«...ҳар бир фуқарони ягона Ватан бахт-саодати учун доимо масъулият сезиб яшашга чорлаш, аждоқларимизнинг бебаҳо мероси, миллий кадрият ва анъаналаримизга муносиб бўлишга эришиш, юксак фазилатли комил инсонларни тарбиялаш, уларни яратувчанлик ишларига даъват қилиш, шу муқаддас замин учун фидойиликни ҳаёт мезонига айлантириш-миллий истиқлол ғоясининг бош мақсадидир. Ҳозирги мураккаб шароитда халқимиз, аввало, ўсиб-ўниб келаётган ёш авлодимиз онги ва қалбида мафқуравий иммунитетни ҳосил қилиш муҳим аҳамиятга эга» [2].

Юртимизда таълим-тарбия тизимининг ислоҳ қилиниши, иктидорли ёшларнинг чет элларда таълим олишига имкониятлар яратилиши, оилаларга ғамхурлик, аҳолининг эҳтиёжманд қисми ижтимоий муҳофаза этилиши ва ҳақозолар маънавий етук, баркамол, таълим-тарбияда савияси юқори бўлган малакали мутахассисларни мустақил юртимиз келажаги учун тайёрлаб боришдаги амалга оширилаётган муҳим тадбирлардандир.

Хуллас, мустақилликка эришиб, кундан-кунга гуллаб яшнаётган ва камол топаётган мамлакатимизнинг янги юз йилликдаги ривожланиш йўналишига бир назар ташлар эканмиз, барча имконият ва салоҳиятни келажагимиз пойдевори бўлган баркамол ёшларимизни тарбиялаш, фан, маданият, санъат, таълим-тарбия соҳаларини ривожлантириш, шахс ва жамият орасидаги манфаатларни уйғунлаштириш ишларига сафарбар қилишимиз керак. Фарзандларимиз - баркамол ёшларимизни ушбу она юртимизни, шу бепоён муқаддас ўлкани янада гўзал, бой, янада қудратли ва буюк ватан ҳамда ҳозиргиданда кўркам юрт қилишдек улкан мақсадларини амалга оширишларида биз мураббийлар доимо яқиндан ёрдам бериб боришни ҳар биримизнинг асл фуқаролик бурчимиз деб билишимиз лозим.

#### Адабиётлар:

1. И.А. Каримов. «Миллий истиқлол мафқураси - халқ эътиқоди ва буюк келажакка ишончдир». Тошкент, «Ўзбекистон», 1999-йил.
2. А.К. Мунавваров. «Педагогика» Тошкент, «Ўқитувчи», 1996-йил.

## ЧЕМУ И КАК УЧИТЬ СОВРЕМЕННЫХ ГОРНЫХ ИНЖЕНЕРОВ

Аренс В.Ж., вице-президент Российской Академии естественных наук, док. техн., наук, профессор

Чему учить горных инженеров? Как должны сочетаться фундаментальные и прикладные знания? Кого и как готовить?

Наступила эпоха глобализации или, как говорят, «постиндустриальная эпоха». Что это значит? Прогноз на будущее делать трудно. Все быстро меняется, и современному человеку всегда нужно что-то новое. Чтобы находить новое, надо постоянно адаптироваться к текущему моменту. Успешному сотруднику фирмы надо постоянно находить нестандартные решения, а это значит, что он должен быть и талантливым, и инициативным, и свободно себя чувствовать в условиях конкуренции.

Настоящее образование в ВУЗе можно получить, только общаясь с преподавателями, занятыми научно-исследовательской работой. Сочетание науки и образования способно обеспечить современные знания, знания будущего, которые могут дать студентам только активно работающие исследователи.

Цель горного образования - дать студентам теоретические и практические знания для будущей работы на различных объектах минерально-сырьевого комплекса страны и научить применять эти знания в своей повседневной работе.

Полученные в вузе теоретические и практические знания должны позволять горному инженеру осмыслить опыт работы фирмы, в которой он работает, и оценить современные тенденции возможных способов улучшения показателей ее работы.

Горный инженер в современных условиях должен предвидеть все, что его ждет в дальнейшей работе. Он обязан уметь самостоятельно определить будущие проблемы профессии, и в этом ему помогут знания теории, широта мышления и полученные навыки поиска новых решений. Это возможно только при умении самостоятельно добывать знания и осмысливать факты действительности.

Для горных инженеров необходимо приобретение специального бизнес-образования для того, чтобы хорошо ориентироваться в вопросах бухгалтерского учета, налогообложения, финансовых и правовых взаимодействиях с банком, особенностях корпоративного права, акционерного капитала и т.д.

Современных специалистов нельзя готовить только по узкой инженерной специальности. Горный инженер должен понимать принципы функционирования всех объектов управления и знать, как принимать решения в зависимости от конкретных условий. Надо учить студента мыслить системно, не останавли-

ваться на явном, а стремиться охватить весь спектр возможных решений. Принимая конкретные решения, студент должен задать себе вопрос, владеет ли он всей необходимой для принятия решения информацией и будет ли его решение оптимальным.

Исторически в обучении в ВУЗе преобладали лекции, в современных условиях необходимо внедрять активные методы обучения, в том числе диспуты, обсуждения, конкурсы, чему сегодня не уделяется достаточно внимания.

Возможен «консультативный» метод преподавания. Суть его состоит в том, что после краткого введения в предмет студентам предлагалось заниматься самостоятельно по учебникам, а сложные вопросы выяснять на консультациях. Этот метод мог быть осуществлен только в условиях, когда библиотека может обеспечить студентов всем разнообразием информационного материала.

Думаю, необходимо существенно сократить лекционный цикл преподавания предметов и дать возможность студентам самостоятельно (по заданию профессора) готовиться к встрече с ним по конкретным темам курса. Надо перестроить работу ВУЗа на основе ежедневной самостоятельной работы студентов в библиотеке, где они должны проводить большую часть времени. Знания можно контролировать на практических занятиях по разделам курса подготовки к конкретному сроку.

Надо практиковать письменные работы, где студенты обязаны кроме учебников по заданной теме знакомиться с новыми решениями из современных книг и журналов. Чтобы это осуществить, библиотеки должны быть оснащены компьютерами, с помощью которых студенты смогут знакомиться с современной литературой и сослаться на нее в своей отчетной работе.

Уверен, что в ВУЗах в ближайшее время осуществится перевод занятий в сферу самостоятельной работы с ее контролем в виде выполнения индивидуальных заданий с презентацией и обсуждением, когда студенты смогут показать свою эрудицию по обсуждаемой теме в конкретной ситуации, максимально приближенной к действительности, найти правильный выход из поставленной преподавателем задачи и сделать ряд шагов в поиске эффективного решения. Активной формой занятий, как известно, является разбор ситуаций, которые имитируют реальные процессы и поиск правильных решений. Вероятно, большинство курсов, дающихся в ВУЗе, было бы интересно дополнить задачами и специально

разработанными упражнениями.

Работая в МГИ в середине 1960-х гг. доцентом и читая курс «Физико-химические методы разработки», я предложил студентам творческий подход к заданной курсовой работе, а именно использовать дополнительные материалы из книг, статей, результатов НИР и изложить свои решения на занятиях для всей группы.

Задание было такое: студенты по названию полезного ископаемого определяли минералы, в которых имелось его промышленное содержание, для эффективной разработки; выбирали конкретное месторождение; предлагали эскизный проект его разработки на базе физико-химических методов, начиная с его вскрытия, системы разработки, технологии выемки и первичной переработки и даже экономической эффективности принятых решений.

Работа была интересна студентам. Используя данные из литературных источников, они предлагали самые невероятные и оригинальные способы добычи, находили узкие места своих предложений и определяли вопросы и дисциплины для изучения. Отчет по каждой курсовой работе авторы делали перед всей группой. В критике принятых решений участвовали все. Эти «мозговые атаки» многие помнят до сих пор. Бывшие студенты МГИ И.Л. Демьянова, Р.С. Мижерова, Д.Н. Шпак, В.С. Подхалюзин развили свои предложения и через несколько лет, уже работая в Государственном институте горно-химического сырья, защитили кандидатские диссертации.

На современном этапе целесообразно привлечение для преподавания в вузе исследователей, работающих в НИИ и проектных учреждениях. Привле-

каемые профессора и доценты, как правило, должны работать в ВУЗе по совместительству. У таких преподавателей студент получит подготовку, более соответствующую его будущей работе, т.е. будет выше его конкурентоспособность, знания инжиниринга, администрирования и производства.

В современном мире происходит процесс укрупнения специализаций и получения других специальностей, а по окончании ВУЗа это даст студенту возможность иметь больше шансов найти интересную и высокооплачиваемую работу.

В образовании нет долгосрочных тенденций, поэтому следовать «догоняющей» схеме не всегда разумно. Нужно искать тенденции развития и максимально четко и максимально гибко им следовать. Необходимо творчески осмысливать задачи и находить нестандартные решения.

Для того чтобы будущий специалист был востребован, он должен еще иметь широкую мировоззренческую, фундаментальную подготовку, которая необходима ему для работы в потоке непрерывной информации, для чего необходимо на протяжении всей жизни постоянно учиться, а при необходимости переключаться на работу в смежных областях своей профессии. Это возможно при наличии стимула к творчеству, поиску нового. Такой специалист нужен стране в XXI веке. Нужен новый образовательный стандарт, ориентированный на конкурентную среду, обеспечение максимального объема компетенций специалиста и постоянное послевузовское образование.

*Примечание: данная статья опубликована в журнале «Известия высших учебных заведений. Горный журнал», № 6, 2009 г., Россия.*

УДК 378.14

© Ирманов А.Ж. 2010 г.

## ВЫСШЕЕ ОБРАЗОВАНИЕ: ФАКТОРЫ, СДЕРЖИВАЮЩИЕ ПОТЕНЦИАЛ ИННОВАЦИОННОГО РАЗВИТИЯ

Ирманов А.Ж., координатор Центра экономических исследований

Работа на опережение не может быть обеспечена лишь развитием связей с предприятиями – потенциальными работодателями. ВУЗ должен быть непосредственно вовлечен в деятельность реального сектора, инновационную и научно-исследовательскую деятельность, чтобы иметь возможность предусмотреть, какие открытия сегодняшнего дня могут стать реальностью в будущем. Это, соответственно, требует подготовки дополнительных специалистов или повышения квалификации имеющегося персонала. Кроме этого, ВУЗы должны обеспечивать своевременную корректировку учебных программ, курсов, наборов и содержание дисциплин, необходимых для

получения соответствующей специальности. В постоянном совершенствовании и развитии должны находиться педагогические технологии и кадровый потенциал преподавательского состава. При этом важно учитывать интересы и запросы студентов в отношении того, чему и каким образом ВУЗы должны их обучать. И проблема заключается не в квалификации преподавательских кадров и не в объемах государственного финансирования вузов или недостатке учебно-методических материалов. Эти проблемы вытекают из механизмов государственного регулирования высшей школой, которые, с одной стороны, сохраняют элементы прежней административной

системы, с другой предусматривают решение задач высшего образования в условиях свободных рыночных отношений. Такая незавершенность реформ делает высшую школу негибкой, не способной самостоятельно реагировать на изменения требований работодателей, студентов, государства.

**Перенос знаний вместо развития компетенций.** На сегодняшний день в отечественных ВУЗах знания, умения, навыки, фактический образовательный процесс полностью зависят от личностных качеств преподавателя – «всезнающий мудрец» – это перенос знаний. Смысл концепции, – преподаватель который воспринимаются как истина в последней инстанции от преподавателя-эксперта к студенту. Ее использование было актуальным в условиях ограниченного доступа к литературе и иным источникам знаний. Однако она уже не отвечает современным требованиям образовательной системы. Сегодня студент имеет возможность самостоятельно приобретать знания через профессиональную и специальную учебно-образовательную литературу и иную информацию, получаемую, в частности, через Интернет. Более того, зачастую студент приходит в ВУЗ уже с определенным багажом профессиональных знаний и с практической точки зрения владеет дисциплиной не хуже преподавателя. Деятельность преподавателя должна быть переориентирована с передачи знаний на содействие самостоятельному приобретению студентом знаний, навыков, умений и трансформации их в профессиональные компетенции. Администрации вузов и преподаватели не всегда мотивированы на ввод новых форм обучения. Поскольку: 1) внедрение новых методов обучения требует расходов на повышение квалификации персонала (и преподавательского, и административного). В этом случае на первое место выходит вопрос достаточности финансовых средств ВУЗа на оплату этих расходов. С другой стороны, ВУЗы могут привлекать средства международных донорских организаций, направляя преподавателей на переобучение за их счет; 2) отсутствует материальная заинтересованность в повышении результативности образовательного процесса. Применяемые методы материальной мотивации преподавателя к более качественной преподавательской деятельности в виде урезания премий за большое число неуспевающих студентов вместо улучшения работы со студентами приводит к фальсификации отчетности по успеваемости со стороны преподавателя и меньшей принципиальности при выполнении мероприятий по текущему, промежуточному и итоговому контролю. Преподавателю значительно проще «нарисовать» успеваемость, нежели изменить характер собственной работы.

**Изддержки менеджмента.** Необходимо продолжение институциональных реформ в сфере высшего образования, что позволит готовить компетентных специалистов, готовых к решению новых и нестандартных профессиональных задач. Государственное регулирование высшей школы в Узбекистане затрагивает практически все аспекты ее функционирования

и, по сути, представляет вертикально организованную модель, в которой решения, принятые в институтах государственного управления, безусловно, исполняются в образовательных учреждениях. В рамках этой модели государство определяет, кого обучать, чему обучать, как обучать, сколько затрачивать на это времени и средств. Роль ВУЗа сводится к исполнению поручений и предоставлению отчетности о выполненной работе.

**Стандартизация образовательного процесса.** Цели, заложенные в существующих механизмах стандартизации образовательного процесса в высшей школе, не в полной мере соответствуют нуждам инновационной экономики и общества. В рамках Закона «Об образовании» в январе 1998 г. Кабинет Министров утвердил Положение «О государственных образовательных стандартах», согласно которому их разработка осуществляется «на условиях конкурса или на основе инновационных проектов, объявленных уполномоченными органами управления образованием (МВССО)». Далее разработанные проекты стандартов подвергаются экспертизе Республиканской комиссии по реализации Национальной программы подготовки кадров и затем вносятся в Кабинет Министров на утверждение. Однако позже постановлением Кабинета Министров № 341 функции по разработке и утверждению государственных образовательных стандартов были возложены на МВССО. Сегодня Классификатор направлений образования, специальностей и профессий среднего специального профессионального образования в высшей школе предусматривает подготовку бакалавров по более чем 200 направлениям и магистров по более чем 1400 специальностям. Если учесть, что каждое из направлений и специальностей должно иметь собственный образовательный стандарт, то инициирование разработки стандартов на основе конкурса или инновационного проекта требует значительных организационных и финансовых затрат. Ввиду недостаточности кадровых и финансовых ресурсов, наиболее простым и ожидаемым, с точки зрения администрирования, является решение МВССО о возложении обязанностей по разработке стандартов на ВУЗы. К сожалению, наиболее простой путь может быть не самым верным, поскольку в этих условиях содержание стандарта отражает видение образовательного процесса с позиции только одной «заинтересованной» стороны – преподавателя (или их групп). Даже стратегия выбора «лидеров» из ВУЗов, для разработки базового стандарта, и требования о согласовании стандартов с отраслевыми хозяйственными объединениями не могут устранить возникающие перекосы, поскольку предложения реального сектора трансформируются в стандарт с позиции преподавателя. В результате, характерной чертой ГОСТов является их ориентация на образовательный процесс и на содержание учебного курса, без учета их влияния на то, какими компетенциями должны обладать бакалавры или магистры по завершении обучения, чтобы соответствовать требованиям рынка

труда. В итоге образовательные стандарты слабо связаны с требованиями и ожиданиями рынка труда. Диплом бакалавра или магистра может содержать отметки о 70-100 дисциплинах, которые он изучал в процессе учебы. Однако это не означает, что он владеет знаниями, навыками и умениями по всем этим дисциплинам, не говоря о его компетентности по использованию этих дисциплин в профессиональной деятельности.

**Вопросы институционального и стратегического управления.** Значительную роль в результативности ВУЗа и качестве оказываемых им образовательных услуг играют институты внутреннего управления, а также механизмы их взаимодействия с внешней средой, студентами и общественностью. При этом одним из ключевых условий эффективного функционирования ВУЗа является баланс полномочий и ответственности между институтами управления. Существующая в настоящее время модель управления государственным ВУЗом концентрирует все распорядительные и управленческие полномочия в единоличном исполнительном органе – ректоре ВУЗа. И хотя законодательством допускается создание Попечительских советов, их существование носит, скорее, формальный, нежели прикладной характер ввиду отсутствия правовых рычагов воздействия на исполнительный орган. Вопросы стратегического управления и планирования развития деятельности вуза на средне- и долгосрочную перспективу также пока не предусмотрены законодательством, что фокусирует его деятельность на решении задач сегодняшнего дня. В результате вузы остаются отстраненными от процесса определения опережающих требований к квалификации специалистов.

**Информированный спрос и предложение.** Информированность общества о состоянии высшего образования в республике, качестве обучения в отдельно взятом ВУЗе, а также о ситуации на рынке квалифицированного труда и востребованности тех или иных категорий специалистов имеет большое значение: для абитуриентов при выборе будущей профессии, самого ВУЗа, для получения необходимой специальности; для работодателей, при найме выпускников ВУЗов на работу, поиске партнеров в лице высших учебных заведений для организации совместных проектов в части подготовки кадров либо НИОКР. К сожалению, на сегодняшний день не существует необходимого информационного пространства в сфере высшего образования Узбекистана весьма ограничено. Несмотря на то, что большинство ВУЗов в республике имеют собственные веб-ресурсы, их содержание редко обновляется. Это также относится и к официальному сайту МВССО ([www.edu.uz](http://www.edu.uz)). Сложно найти в свободном доступе какую-либо информацию о результатах деятельности ВУЗов, качестве обучения в них, наличии в них каких-либо проектов, нацеленных на улучшение качества обучения, о текущем и перспективном спросе работодателей, показателях трудоустраиваемости выпускников каждого ВУЗа. Информационный дефицит также сдерживает само-

стоятельное развитие ВУЗов и конкуренции в сфере высшего образования. В таких условиях решение о выборе будущей профессии зачастую принимается на основании слухов или советов друзей, коллег, собственных предположений, которые на самом деле могут быть необоснованными. В результате, по многим специальностям, которые пользуются ограниченным спросом (нефтегазовая отрасль, химическая, текстильная и ряд других), прием абитуриентов в несколько раз превышает потенциальное число вакантных рабочих мест в этих отраслях. И если для работодателей эта ситуация более благоприятна, поскольку существует возможность выбора наиболее квалифицированных специалистов, то для выпускников ВУЗов – это провал ожиданий, а также неэффективное расходование средств на образование.

**Направления развития.** Развитие высшей школы должно основываться на четких и прозрачных целях, связанных с промышленной политикой и учитывающих не только процессы, происходящие внутри страны, но и тенденции экономического, социального и политического развития в региональном и мировом масштабах.

Причем это касается не только вопросов подготовки специалистов по определенным отраслям, но и проблемы удовлетворения потребности соседних в регионе стран в квалифицированных кадрах за счет обучения иностранных студентов в отечественных вузах. Это, с одной стороны, будет способствовать повышению роли Узбекистана в Центральноазиатском регионе, как научно-культурного лидера, с другой – позволит расширить ресурсную базу высшей школы за счет дополнительных доходов от обучения иностранных студентов.

Сегодня весь потенциал высшей школы Узбекистана не полностью раскрыт. Нужны механизмы, способные задействовать личную инициативу преподавателей и администрации в интересах долгосрочного развития, мотивировать творческий подход к решению новых, ранее не известных задач. Достижение поставленной цели будет возможно при обеспечении двух основных условий, в которых: государственное регулирование высшей школы фокусируется на решении стратегических задач; вузы являются автономными институтами, способными абсорбировать и генерировать знания и трансформировать их в компетенции, а также определять собственную долгосрочную стратегию развития.

Стратегическим документом, определяющим долгосрочные цели и задачи развития высшей школы, а также основные условия и меры для их достижения, должна стать Концепция развития высшего образования в Узбекистане. Руководство процессом разработки Концепции должно осуществляться Минэкономики и Минтруда, как органами, владеющими информацией о потребностях экономики в специалистах. В процесс разработки Концепции, кроме МВССО и ВУЗов, должны быть также вовлечены представители научно-исследовательских институтов, органов хозяйственного управления, а также

частного сектора и гражданского общества. Сам процесс формулирования Концепции должен быть открытым и способствующим вовлечению в него как можно более широкого круга участников.

Отдельное внимание в Концепции следует уделить характеристикам бакалавра и магистра по отношению к их роли на рынке труда, поскольку исходя из этих характеристик будут сформулированы требования к объектам стандартизации и содержанию образовательных стандартов. При определении системы государственных органов, регулирующих высшее образование, целесообразно рассмотреть вопрос о создании единого Министерства образования на базе Министерств высшего и среднего специального образования и народного образования, что будет логически соответствовать текущим принципам формирования системы непрерывного образования. Такое объединение позволит четко распределить цели каждого уровня образования, более тесно согласовывать государственную политику на всех этапах обучения и уровнях образования, обеспечить совместимость и преемственность учебных программ при переходе человека с одной ступени образования на следующую.

В целях повышения эффективности механизмов реализации государственной политики в сфере высшего образования необходимо четкое определение правовых рамок деятельности как государственных органов, регулирующих высшее образование, так и учебных заведений, а также институтов гражданского общества. Особое значение имеет пересмотр и унификация законодательства, регулирующего высшее образование. Необходимо принятие закона прямого действия «Об образовании» в новой редакции, которая обеспечит полную регламентацию целей, задач, функций и полномочий, а также порядка их осуществления каждым государственным органом, ответственным за реализацию политики в сфере высшего образования.

В этих условиях возможен переход к методам индикативного управления сферой высшего образования. Это также позволит развивать конкурентную среду между высшими учебными заведениями, в первую очередь, путем создания негосударственных и частных ВУЗов и содействия их развитию. Рациональное использование фактора конкуренции может обеспечить более высокие результаты высшей школы.

Для повышения самостоятельности ВУЗов и реализации их потенциала, в целях непрерывного развития и совершенствования системы подготовки компетентных специалистов, управленцев и ученых, усилия правительства должны быть ориентированы на создание следующих условий: формирование среды, побуждающей ВУЗы к эффективному функционированию для подготовки компетентных специалистов; создание эффективных и прозрачных механизмов управления высшим учебным заведением. Главной задачей должно быть создание необходимой мотивации для эффективной работы ВУЗов как са-

мостоятельных образовательных учреждений за счет двух основных движущих сил: 1) возможности получения дохода от оказания образовательных услуг, достаточного для собственного развития и самосовершенствования и 2) ответственности за качество оказываемых услуг. Эти условия в свою очередь требуют четких правовых рамок, в пределах которых должны функционировать ВУЗы. В частности, в новой редакции Закона «Об образовании» необходимо указать ограниченные перечни видов деятельности: а) обязательных и разрешенных для осуществления высшими учебными заведениями; б) разрешенных, при соблюдении определенных условий и в) запрещенных к осуществлению. В этих условиях будет устранена необходимость согласования ВУЗом каждого шага по развитию тех или иных направлений своей деятельности.

Механизмы управления ВУЗом должны иметь встроенные механизмы сдержек и противовесов. Наиболее адекватной является система управления ВУЗом, основанная на принципах корпоративного управления, используемых в акционерных компаниях.

Органы управления должны обеспечивать представление интересов основных сторон образовательной деятельности вузов. К органам управления ВУЗа могут относиться Собрание учредителей, Попечительский совет, Исполнительный орган и Студенческий комитет. В этой связи необходимо ввести в новую редакцию Закона «Об образовании» детальную регламентацию порядка формирования каждого из органов управления, а также их прав и обязанностей.

Обучение сегодня в ВУЗе платное. Но механизмы ценообразования стоимости обучения в ВУЗах, а также определения численности студентов не позволяют в полной мере покрыть расходы ВУЗов, связанные с обучением. В современных условиях ВУЗы должны бороться за выбор абитуриента, однако эта борьба должна мотивироваться соответствующими возможностями повышения доходов учебного заведения.

С другой стороны, стандарты обеспечения качества должны четко определять нормативы приема абитуриентов по отношению к другим характеристикам вузов (численность преподавателей, количество учебных мест, условия обучения и др.). Необходимо выработка механизмов, в которых: стоимость обучения определяется ВУЗами; ВУЗы обладают свободой в определении числа учебных мест, вне зависимости от источника оплаты обучения; государственные гранты на обучение выделяются в рамках государственного заказа на подготовку специалистов той или иной профессии с учетом стоимости обучения, установленной ВУЗами.

Расширение самостоятельности ВУЗов поднимает также вопрос определения сфер ответственности их исполнительных органов. В первую очередь, в сферу ответственности исполнительного органа должны быть отнесены вопросы качества и эффективности работы персонала ВУЗа, организации НИР и взаимо-

действия с хозяйствующими субъектами, качества и результативности образовательного процесса, изучения рынка труда и требований работодателей к компетенциям специалистов. Более широкая автономность ВУЗов требует изменения подходов государства к регулированию их деятельности. Государственное регулирование должно основываться на: государственных квалификационных стандартах и государственных стандартах обеспечения качества высшего образования; эффективных механизмах аттестации и аккредитации высших учебных заведений; эффективных механизмах информационного обеспечения деятельности ВУЗов, ориентированных на информирование общества: о качестве обучения в каждом ВУЗе, использующем систему внешних индикаторов, включая коэффициенты трудоустройства выпускников, среднего уровня заработной платы выпускников и др., о результатах аттестации, выявленных недостатках, подлежащих устранению и иных требованиях регулирующих органов, предъявленных вузам для улучшения качества их деятельности, а также о результатах ежегодного аудита деятельности ВУЗов.

За 12 лет реализации Национальной программы подготовки кадров произведена коренная реструктуризация высшей школы. В последние годы реформы

высшего образования позволили заложить основу для начала соединения науки, образования и производства. Но принципы подготовки кадров пока еще не перенесли существенных изменений. В центре образовательного процесса по-прежнему остается преподаватель, а не студент. Но изменение принципов организации образовательного процесса не может ограничиться лишь совершенствованием педагогических технологий. Необходимы изменения в механизмах управления в системе высшего образования, которые должны обеспечивать вовлеченность ВУЗов в инновационную деятельность бизнеса и общества. Механизмы управления должны создавать среду, воздействующую в равной степени как на студента и преподавателя, так и на органы управления учебным заведением и систему государственного управления высшим образованием, поддерживая процесс непрерывного развития и самосовершенствования. Высшая школа должна стать саморазвивающимся институтом, обладающим собственным взглядом на развитие высшего образования, его цели и задачи, а также перспективные потребности основных заказчиков – экономики и общества.

*Примечание: данная статья опубликована в журнале «Экономическое обозрение», № 11, 2009 г., РУз.*

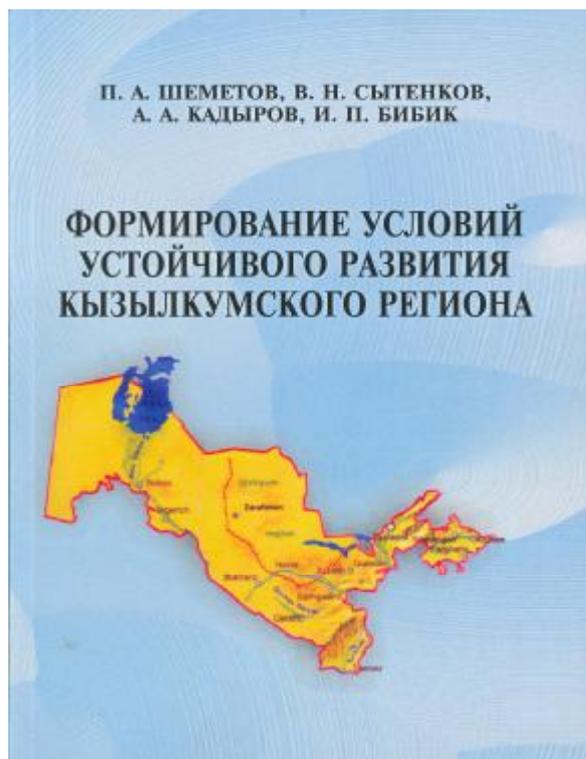
## КНИЖНЫЕ НОВИНКИ

*Мазкур ўқув қўлланмада рангли озир металллар металлургияси, хусусан мис, никель, кобальт металлларини пирометаллургия усули билан юқори ҳарорат остида эритиш бўйича муаллифларнинг кўп йиллик илмий изланишлари, тажриба ва хулосалари ўз ифодасини топган. Қадимий Шош ва Илоқ металлургияси, хом-ашёлар манзили, рангли металллар олиш технологияси, минерал ва технологик усуллар таснифи алоҳида таҳлил қилинган. Пирометаллургия жараёнида кенг қўлланилиб келинаётган яллиғ қайтарувчи, кислородли-машъалли эритиш печлари ва «Ванюков печи» ҳақида қисқача маълумотлар келтирилган. Олинган хом-ашёлар ҳисоби, уларнинг мутаносиблик тенглиги жадвалларда батафсил изоҳланган. Барча ҳисоблар, хом-ашёларнинг кимёвий таркиби Олмалик мис эритиш заводи мисолида кўриб чиқилган.*

*Ушбу ўқув қўлланма Олий ва ўрта махсус таълим вазирлигига қарашли олий ўқув юртлари, 5520400 – «Металлургия» йўналиши бўйича таълим олаётган талабалар учун «Металлургия тарихи», «Металлургияда иссиқлик техникаси» ва «Озир рангли металллар металлургияси» фанларидан, шунингдек, касб-хунар коллежларининг «Рангли металлларни ишлаб чиқариш» ихтисослиги талабалари учун ҳам мўлжалланган.*

*Ўқув қўлланма магистрант ва аспирантлар, ҳамда ёш мутахассисларга мўлжалланган.*





В издательстве «IQTISOD-MOLIYA» вышла монография «Формирование условий устойчивого развития Кызылкумского региона», в которой авторами Шеметовым П.А. - главным инженером НГМК, докт. техн. наук, Сытенковым В.Н. -

главным инженером Центрального рудоуправления НГМК, докт. техн. наук, проф., Кадыровым А.А. - директором межотраслевого Центра Стратегических инноваций и информатизации, академиком Международной Академии наук Высшей школы, докт. техн. наук, проф. и Бибики И.П. - зам. главного инженера Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук изложены результаты исследований по разработке основ стратегии развития Кызылкумского региона с применением системного подхода к использованию его интегрального ресурса.

При этом показаны концептуальные основы формирования условий устойчивого развития Центрально-Кызылкумской горнорудной провинции на примере деятельности Навоийского ГМК, как основного регионообразующего фактора. Приведены исследования практики решения проблем регионального развития в странах дальнего зарубежья и в странах с переходной экономикой и возможности применения их опыта в Узбекистане. Изложены результаты исследований влияния природных, технических, социальных и экономических факторов на развитие региона, показана актуальность промышленного освоения Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов. Раскрыты методы и средства компенсации влияния осложняющих факторов на развитие региона.

Монография рассчитана для инженерно-технических работников горнодобывающих предприятий, исследовательских и проектных институтов, преподавателей, аспирантов и студентов горных вузов и факультетов.



Фотоальбом, подготовленный Лабораторией охраны труда Центральной лаборатории контроля условий труда и охраны окружающей среды (ЦЛКУТ и ООС) Центрального рудоуправления НГМК (автор-составитель Таратынов В.В. - начальник Лаборатории охраны труда ЦЛКУТ и ООС), представляет

собой наглядное пособие для обучения персонала безопасным методам и приемам работы, а также для информирования о различных травматических ситуациях, могущих возникнуть во время трудового процесса.

Фотоальбом может применяться при подготовке рабочих кадров, проведении инструктажей (вводного, первичного, повторного), предварительного обучения по безопасности труда, проведения различных конференций, совещаний, консультаций, семинаров и лекций по охране труда.

Весь фотоальбом основан на контрастной основе чередования позитивной информации (обучающие плакаты и фотографии)

и негативной (фотографии травмированных людей, поврежденных машин и оборудования) и предназначен для эмоционального восприятия работниками с целью привлечения их внимания к соблюдению техники безопасности, исходя из принципа, – учиться на чужих ошибках необходимо.

## ПОРЯДОК ОФОРМЛЕНИЯ СТАТЕЙ ПРИ ПУБЛИКАЦИИ ИХ В ЖУРНАЛЕ «ГОРНЫЙ ВЕСТНИК УЗБЕКИСТАНА»

1. Максимальный объем статьи, как правило, не более 8 страниц текста.

2. Число авторов статьи, как правило, не должно превышать трех от одной организации и восьми от нескольких организаций.

3. Перед заглавием статьи необходимо указать шифр согласно Универсальной десятичной классификации литературы (УДК), его можно узнать из каталогов в бюро технической информации или библиотеке.

4. Статья должна включать заголовок; анкетные данные авторов (фамилию, имя, отчество, ученую степень и звание, занимаемую должность и место работы); введение, где кратко обоснована актуальность данной работы; основной раздел, включающий результаты выполненной работы, с описанием или упоминанием общепринятых или опубликованных в известных изданиях методик и (или) методов проведения экспериментальных или опытных работ; заключение, в котором сделаны выводы или даны рекомендации по результатам работы.

5. К статье необходимо приложить экспертное заключение о возможности опубликования статьи и дискету с электронной версией статьи, выполненной в формате текстового редактора Word для Windows.

Статью и экспертное заключение (сканированный вариант) можно передать по e-mail: [Bibik\\_GVU@rambler.ru](mailto:Bibik_GVU@rambler.ru) или [gornvest@rambler.ru](mailto:gornvest@rambler.ru)

6. Текст статьи набирается на компьютере в текстовом редакторе Word для Windows. Размер шрифта, стандартные размеры полей не регламентируются.

При частом использовании пространных выражений, названий, терминов, возможно, их сокращенное обозначение; оно вводится (в скобках) при первом упоминании. Без разъяснения допускаются только стандартные сокращения слов (ЭДС, КПД и т.д., гт.).

Единицы измерения в статье должны выражаться в единицах СИ в соответствии с государственным стандартом Узбекистана O'zDST 8.012:2005 «Государственная система обеспечения единства измерений Республики Узбекистан. Единицы величин». Основные единицы СИ указаны в табл. (подробно в журнале «Горный вестник Узбекистана № 2, 2009 г.).

Все таблицы в тексте должны иметь названия и сквозную нумерацию. Сокращения слов в графах и боковиках таблиц не допускаются. Не следует включать в статьи громоздкие таблицы, не поддающиеся техническому воспроизведению в формате журнала. Литературные источники, использованные в статье, должны быть представлены в конце текста общим списком в последовательности упоминания их в тексте. Ссылки даются в квадратных скобках.

Все библиографические сведения должны быть

тщательно проверены. Ссылки на неопубликованные работы не разрешаются. Следует избегать излишне подробных ссылок на собственные работы автора (соавтора).

В статье следует приводить лишь самые главные, итоговые формулы. Размеры букв, символов и знаков должны быть достаточными для их четкого восприятия, индексы и показатели степени должны быть в 1, 5—2 раза меньше буквенных обозначений, к которым они относятся, и расположены выше (надстрочные) или ниже (подстрочные) строки. Все использованные в формуле символы следует расшифровывать последовательно.

$$\text{Например: } V_{\text{снт}} = S_{\text{руды}} \times M_3 \times f \times 1,25,$$

где  $S_{\text{руды}}$  - площадь, приходящаяся на ячейку,  $\text{m}^2$ ;

$M_3$  - эффективная мощность,  $\text{m}$ ;

$f$  - величина активной пористости.

7. Графический материал должен быть органически связан с темой статьи, ссылка на номер рисунка делается в тексте, обязательна подрисовочная подпись.

Таблица

### Основные единицы СИ

Величина	Наименование	Обозначение
Длина	метр	m
	мм	mm
Площадь	гектар	ha
Масса	тонна	t
	килограмм	kg
Объем, вместимость	литр	l
Время	сутки	d
	час	h
	мин	min
	секунда	s
Температура	по Кельвину	K
	по Цельсию	°C
Электрические величины	ампер	A
	вольт	V
	ватт	W
	ом	Ω

Штриховые рисунки (чертежи) должны быть четкими, ясными во всех деталях. Не следует перегружать рисунки второстепенными данными. Чертеж служит иллюстрацией к тексту, помогает уяснить суть вопроса, поэтому необходима лишь та информация, которая непосредственно касается изложенного.

Автор должен устранить необязательные проекции, разрезы, сечения и другие элементы, не связанные с текстом.

Нумеровать следует только те детали, на которые имеются ссылки по тексту. Фотографии, прилагаемые к статье, должны быть по возможности обработанными и мелкозернистыми.