

Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnaliga  
1997 yil iyul oyida asos solingan bulib jurnal  
uch oyda bir marta chiqadi

**Ta'sischi:**

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

**Moliyaviy qo'llab quvvatlovchilar:**

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

**Bosh muharrir:**

Norov Yu.D.

**Bosh muharrir o'rinbosarlari:**

Shemetov P.A.

**Tahririyat kengashi:**

Abduraxmonov S.A., Bekmurzayev B.B., B.A.Belin  
(Rossiya), Gulyamov B.V., Isokov M.U., Madaminov  
Sn.A., Muxiddinov B.F., Popov Ye.L.,  
Raimjanov B.R., Rakisnev B.R. (Qozog'iston), Rahi-  
mov V.R., Sagdiyeva M.G., Sanakulov K.S., Sattarov  
G.S., Snitka N.P., Turesebekov A.X., Farmanov A.K.,  
Xalikulov E.X., Snasnenko A.N. (Ukraina), Yusupxod-  
jayev A.A.

Jurnal O'zbekiston matbuot va axborot  
Agentligida 2006 yil 13 dekabr kuni ro'yxatga  
olingan bulib qayd etish guvohnomasi № 0033.  
ISSN 2181-7383 per. № 01-22/37 S ot 09.07.2013 g.

Jurnalda ma'lumotlar bosilganda dalillar  
ko'rsatilishi shart

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

**Tahririyat manzili:**

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

**E-mail:**

Yu.D.Norov@ngmk.uz  
Z.Hakberdieva@cru.ngmk.uz  
E.Romanova@cru.ngmk.uz

**Sayt:**

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

**Kompyuter sahifasi:**

Romanova E.Yu.

**Tahliliy guruh:**

Jiyanov A.B., Hodjaeva Sh.R., Norov J.A.,  
Sayfiyeva X. S., Zairova F.Yu.

**Dizayn:**

Ubaydullayev Y.B., Umarov J.A.

**Jurnalning chop etilishi va elektron shaklini  
yangilab boruvchi mas'ul:**

Davlatov B.R.

**Chop qilindi:**

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

Nashr etishga 28.05.2014 y. imzolandi  
A3 formatda

Adadi 550 nusxa

O'zbekiston konchilik xabarnomasi 2014

**MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ****MARKAZIY KON BOSHQARMASI - 50 YOSHDA /  
ЦЕНТРАЛЬНОМУ РУДОУПРАВЛЕНИЮ 50 ЛЕТ**

<b>Санакулов К.С.</b> Коллективу Центрального рудоуправления Навоийского горно-металлургического комбината .....	3
<b>Халикулов Э.Х.</b> Инновационный путь развития Центрального рудоуправления длиной в 50 лет.....	4
<b>Штеер В.К.</b> История создания Гидрометаллургического завода №2.....	13
<b>Мехтиев Т.Т.</b> Мал золотник, да дорог.....	17
<b>Вохидов Х.Ш.</b> История и достижения управления железнодорожного транспорта.....	18
<b>Мартыненко И.В.</b> Водовод имени В.В. Поверенова.....	22
<b>Назаров Т.А.</b> Геологоразведочная шахта «Мурунтау».....	24
<b>Фатеев Е.В., Хужамов Э.Н.</b> История цеха сетей и подстанции.....	27
<b>Ахмедов Р.Р.</b> Центральный ремонтно-механический цех.....	29
<b>Худжаназаров У.О.</b> Истори и достижения ГРП-3.....	31

**GEOTEKNOLOGIYA / GEOTEKNOLOGIYA**

<b>Санакулов К.С.</b> Особенности технологии извлечения металла из упорных и особо упорных золото-сульфидномышьяковистых руд.....	33
<b>Рахимов В.Р., Шеметов П.А., Насиров У.Ф., Очилов Ш.А.</b> Рациональное освоение маломасштабных и техногенных месторождений золота.....	36
<b>Снитка Н.П., Насиров У.Ф., Уринов Ш.Р., Норое А.Ю.</b> Действия взрыва заряда с применением детонирующих шнуров для восстановления производительности технологических скважин.....	41
<b>Лей С.В., Норое Ю.Д., Заирова Ф.Ю.</b> Методика комплексных исследований по повышению эффективности процесса кучного выщелачивания золотосодержащих руд.....	46
<b>Назаров З.С., Раешанов А.Ф., Тухташев А.Б.</b> Повышение эффективности процесса кучного выщелачивания золоторудного месторождения энергией взрыва камуфлетных скважинных зарядов.....	50
<b>Негов О.Б., Назаров З.С., Носиров М.М., Жиянов А.Б.</b> Применение известковой пыли в агломерации на модельных тестовых колоннах при кучном выщелачивании руд.....	54
<b>Мислибаев И.Т., Джаббаров М.Н., Жиянов А.Б., Заирова Ф.Ю.</b> Методы исследования ослабления прочности горного массива при производстве массовых взрывов.....	58
<b>Назаров З.С., Муминов Б.М., Бабаев В.К., Норое А.Ю., Абдукаримов И.А.</b> Причины уменьшения производительности технологических скважин.....	61
<b>Аликулов Ш.Ш., Пулатов М.К.</b> Воздействие процессов кольматации на производительности блоков подземного выщелачивания.....	64
<b>Хакимов Ш.И.</b> Выбор рациональных размеров карьерного поля при открытой разработке горизонтальных и пологопадающих месторождений.....	66

**GEOLOGIYA / GEOLOGIYA**

<b>Исаматов Ю.П., Шамаев М.К., Горнов В.А.</b> Об изменениях инженерно-геологических условий в связи с разработкой месторождения Кальмакыр.....	69
<b>Садыкова Л.Р.</b> Медь в осадочных и метаморфических породах Среднего Тянь-Шаня.....	72
<b>Туресбеков А.Х., Ишбабаев Т.Б.</b> Некоторые особенности формирования зоны окисления золото-сульфидных месторождений Кокпатасского рудного поля.....	74

Научно-технический  
и производственный журнал  
издается с июля 1997 года

**Выходит один раз в три месяца**

**Учредители:**

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

**При финансовой поддержке:**

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

**Главный редактор:**

Норов Ю.Д.

**Зам. главного редактора:**

Шеменов П.А.

**Редакционный совет:**

Абдурахмонов С.А., Бекмурзаев Б.Б., Белин В.А.  
(Россия), Гулямов Б.В., Исоков М.У., Мадаминов  
Ш.А., Мухиддинов Б.Ф., Попов Е.Л., Раимжанов  
Б.Р., Ракишев Б.Р. (Казахстан), Рахимов В.Р., Са-  
гдиева М.Г., Санакулов К.С., Саттаров Г.С., Снитка  
Н.П., Туресебеков А.Х., Фарманов А.К., Халикулов  
Э.Х., Шашенко А.Н. (Украина), Юсупходжаев А.А.

Журнал зарегистрирован в узбекском  
Агентстве по печати и информации

Регистрационное свидетельство за № 0033  
от 13 декабря 2006 г.  
ISSN 2181-7383 рег. № 01-22/37 S от 09.07.2013 г.

При перепечатке материалов ссылка  
на журнал обязательна

За точность фактов и достоверность  
информации ответственность несут авторы

**Адрес редакции:**

210100, г. Навои, ул. Южная, 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:** YuD.Norov@NGMK.uz  
Z.Hakberdieva@cru.ngmk.uz  
E.Romanova@cru.ngmk.uz

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

**Компьютерная верстка:**

Романова Е.Ю.

**Аналитическая группа:**

Жиянов А.Б., Заирова Ф.Ю., Норов Ж.А.,  
Сайфиева Х.С., Ходжиева Ш.Р.

**Дизайн:**

Убайдуллаев Ю.Б., Умаров И.А.

**Ответственный за публикацию и обновление  
электронной формы журнала:**

Давлатов Б.Р.

**Отпечатано:**

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

Подписано в печать 28.05.2014 г.  
Формат А3

Тираж 550 экз.

© Горный вестник Узбекистана 2014

**ГЕОМЕХАНИКА / GEOMECHANICS**

**Султанов К.С., Халикулов Э.Х., Логинов П.В., Абдураимов У.К.**  
Анализ методов расчета бортов карьеров на устойчивость.....78

**METALLURGIYA VA BOYITISH /  
ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ**

**Абдурахмонов С.А., Ахтамов Ф.Э., Тошкодирова Р.Э.** Электро-  
выщелачивание клинкера цинкового производства ..... 82

**Мустакимов О.М., Магбулова Н.А., Мирталипов Д.Я., Цой А.В.,  
Сагдиева М.Г.** Развитие биогидрометаллургии золота в Респуб-  
лике Узбекистан..... 84

**Хасанов А.С.** История развития цинкового производства ОАО  
«Алмалыкский ГМК»..... 88

**ГЕОТЕХНИКА / GEOTECHNICS**

**Махмудов А.М.** Перспективы развития возможности применения  
проходческих комбайнов для разработки месторождений Узбеки-  
стана..... 93

**Тошов Ж.Б.** Пути совершенствования породоразрушающих ин-  
струментов на основе динамики вооружения и герметизации опор  
долот ..... 98

**Абдуазизов Н.А., Нормуминов Н.Н., Кулдашев Р.Т.** Анализ влия-  
ния температуры и вязкости рабочей жидкости на надёжность ра-  
боты карьерного оборудования..... 100

**ELEKTROTEKHNIKA / ELEKTROTECHNICS**

**Бобожанов М.К., Саъдуллаев М.С., Туйчиев Ф.Н., Саъдуллаев  
Т.М.** Моделирование бесконтактных пускателей на базе тиристо-  
ров..... 103

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

**Юсупходжаев А.А., Худояров С.Р., Мирзажоннова С.Б., Мута-  
либхонов С.С.** Механизм образования расплавов при плавке суль-  
фидных медных концентратов в отражательной печи..... 106

**Садиков Х.С., Носирова Ш.Н., Холиков М.Х., Холиков М.М.** Чис-  
ленное моделирование квазистатических и динамических задач  
вязкоупругих пластин сложной формы при различных моделях  
вязкости..... 109

**Аезатова И.А.** Градостроительная оценка засоленности грунтов и  
минерализации грунтовых вод городов Узбекистана ..... 112

**Худайбердиев Ш.М.** Методика определения энергоэффективного  
режима работы насосной установки..... 114

**Ахметов А.А., Атакулов Х.К.** Исследование параметров комби-  
нированного рабочего органа для рыхления почвы и внесения  
удобрений ..... 117

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

**Ахмедова Н.М., Ризаев А.А.** Научно-технический прогресс и безо-  
пасность труда..... 119

**MA'LUMOT / ИНФОРМАЦИЯ**

Книжные новинки..... 122

Программное обеспечение «Micromine»..... 123

Мобильность и Экономия оборудования для карьеров фирмы  
«TAKRAF GmbH» ..... 125

**REKLAMA / РЕКЛАМА**

**На 2 стр. обложки:** «Normet international LTD»

**На 3 стр. обложки:** «Micromine»

**На 4 стр. обложки:** «Atlas Copco»

КОЛЛЕКТИВУ ЦЕНТРАЛЬНОГО РУДОУПРАВЛЕНИЯ НАВОИЙСКОГО  
ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОМБИНАТА



**ДОРОГИЕ ДРУЗЬЯ!  
УВАЖАЕМЫЕ ЗАРАФШАНЦЫ!**

От имени коллектива Навоийского горно-металлургического комбината и от себя лично поздравляю Вас с 50-летием со дня образования Центрального рудоуправления.

Неоценим вклад Вашего предприятия в общее дело комбината, а по большому счету и страны. Ведь не зря Центральное рудоуправление считается золотым сердцем Узбекистана. Коллектив рудоуправления - это большая часть дружной семьи Навоийского горно-металлургического комбината, в которой трудятся горняки и металлурги, транспортники и энергетики, работники социальной сферы. Профессионализм, трудолюбие, горняцкая закалка зарафшанских золотодобытчиков стабильно обеспечивают выполнение производственных заданий, служат гарантом высокого качества Кызылкумского золота.

История рудоуправления, одного из самых передовых предприятий НГМК, началась в далеком 1964 г. Сегодня оно оснащено современным технологическим оборудованием, соответствующим мировым стандартам.

Благодаря вниманию Президента Республики Узбекистан Ислама Абдуганиевича Каримова, за годы независимости Центральное рудоуправление превратилось в промышленный гигант, известный не только в нашей стране, но и далеко за её пределами. Во многих подразделениях рудоуправления предприняты серьёзные шаги по совершенствованию технического и технологического производства, ускоренному проведению модернизации. Объёмы горных работ увеличились практически в полтора раза. Если в первый год независимости Узбекистана в Центральном рудоуправлении переработано около 20 млн. t руды, то в настоящее время эта цифра составляет более 37 млн. t.

Производство золота - основная задача многотысячного коллектива Центрального рудоуправления. Рудник «Мурунтау» и ГМЗ-2 являются крупнейшими центрами золотодобывающего производства не только в республике, но и в мире. В карьере «Мурунтау» постоянно увеличивается производительность всего горнодобывающего комплекса. В рамках реализации инвестиционного проекта проведен значительный объём работ по реконструкции транспортной системы карьера «Мурунтау» путём модернизации комплекса ЦПТ на основе применения крутонаклонного конвейера, замены автосамосвалов на более производительные, грузоподъёмностью 220 t.

Уважаемые друзья!

Хочется отметить, что производственные будни Вы успешно совмещаете с решением вопросов социальной сферы, заботой о ветеранах войны и труда, пенсионерах. Сегодня Зарафшан - это город сказка с уютными жилыми кварталами, современными школами, культурно-спортивными комплексами, медицинскими и детскими дошкольными учреждениями. Здесь всё создаётся для человека и во имя человека.

Вы продолжаете развиваться, стремитесь к новым высотам, новым победам. Вы можете гордиться своими экономическими показателями, достижениями и инновациями. И в этом огромная роль руководителей всех уровней, каждого труженика производства, настоящих мастеров своего дела.

От всей души желаю коллективу рудоуправления дальнейшего развития, ярких свершений и новых побед! Пусть этот юбилей станет настоящим праздником для всех, кто вывел и продолжает выводить предприятие на прочные передовые позиции в нашей отрасли.

Сохраняйте и берегите традиции, используя инновации и новейшие технологии XXI века.

Здоровья, счастья, благополучия Вам, дорогие коллеги!

С глубоким уважением,

генеральный директор НГМК

 К.С. Санакулов

## ИННОВАЦИОННЫЙ ПУТЬ РАЗВИТИЯ ЦЕНТРАЛЬНОГО РУДОУПРАВЛЕНИЯ ДЛИНОЮ В 50 ЛЕТ

Халикулов Э.Х., директор Центрального рудоуправления НГМК



2014 yil 21 iyulda Navoiy kon-metallurgiya kombinatining Markaziy kon boshqarmasi o'zining 50 yilligini nishonlaydi. Yarim asr ilgari tashkil etilgan kombinatning eng katta bo'linmasi o'z sohasining barcha rivojlanish bosqichlaridan o'tdi. Bu erda xodimlar boy tarix, ishdagi g'oyat ulkan mahorat, oltin maxsulotining yuqori namunasi, eng asosiy o'zining qimmatbaho hisoblangan jamoasi bilan faxrlanadilar. Mustaqillik yillarida konchilik ishlarining hajmi amalda 1,5 barabarga oshirildi. Ko'rsatkichlar shuni ko'rsatadiki, mustaqillikning birinchi yillarida markaziy kon boshqarmasida 20 mln. ton. ruda qayta ishlangan bo'lsa, hozirgi vaqtda qayta ishlanayotgan ruda hajmi 37 mln.ton.dan oshib ketdi.

*Tayanch iboralar:* markaziy kon boshqarmasi, Navoiy kon-metallurgiya kombinati, ochiq kon ishlari, Muruntog' koni, gidrometallurgiya zavodi, oltinni to'dalab ishqorlash sexi, geologik qidiruv xizmati, energiya va suv ta'minoti, avtomobil va temir yo'l transporti bo'linmalari, Qizilqum fosforit kompleksi, emul'sion portlovchi moddalar zavodi, tashqi ta'minotning birlashgan energiya xizmati, foydali qazilma, qayta ishlash, tayor maxsulot ishlab chiqarish, ishlab chiqarish sur'atining o'sishi.

*The Central Administration of Navoi Mining & Metallurgical Combinat will celebrate its 50<sup>th</sup> anniversary on 21 July 2014. It is the largest subdivision of NMMC which was founded half a century ago and passed all stages of development. The CMA prides itself on its great history, work experience, production of gold of the highest purity, and personnel. Production growth rates of the CMA have increased within the years of independence of the Republic of Uzbekistan. The scope of mining operations has increased by one and a half within the years of independence. The numbers tell the stories best. Within the first year of independence the CMA had processed about 20 mln. tons of ore, and presently it processes over 37 mln.*

*Key words:* Central mining administration, Navoi Mining & Metallurgical Combinat, open-cast mining, Muruntau mine, hydrometallurgical plant, shop of heap leaching of gold, geological survey, energy and water supply, motor and rail transport subdivisions, Kyzylqum phosphorite complex, emulsion explosives plant, joint energy service, mineral resources, processing, finished-product output, production growth rates.

Центральное рудоуправление (ЦРУ) – самое крупное среди пяти рудоуправлений, входящих в структуру Навоийского горно-металлургического комбината (НГМК), в котором свою производственную деятельность осуществляют около тридцати подразделений основного и вспомогательного производства: рудник открытых горных работ «Мурунтау», гидromеталлургический завод № 2 (ГМЗ-2), рудник «Цех кучного выщелачивания золота» (ЦКВЗ), геологоразведочная

служба, службы энерго- и водоснабжения, подразделения автомобильного и железнодорожного транспорта, Кызылкумский фосфоритовый комплекс (КФК), завод эмульсионно-взрывчатых веществ (ЭВВ), объединенная энергослужба внешнего водоснабжения (ОЭСВВС) и др.

Рудоуправление обеспечивает заверченный цикл производства от разведки до получения слитков золота с чистотой высшей пробы, а также добычу фосфо-

ритовых руд и их первичное обогащение. Основные направления деятельности ЦРУ:

- горные работы по разработке золоторудного месторождения Мурунтау открытым способом;
- переработка золотосодержащих руд на гидрометаллургическом заводе и складирование отходов;
- кучное извлечение золота из забалансовой руды с низким содержанием на руднике ЦКВЗ;
- разработка Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов и производство фосфоритового концентрата и фосфоритовой муки;
- решение вопросов прироста запасов полезных ископаемых и перспектив дальнейшего развития минерально-сырьевой базы.

За всю историю развития в деятельности ЦРУ наблюдается постоянная динамика роста объемов переработки руды и выпуска готовой продукции (рис. 1-4, табл. 1-2).

Темпы роста производительности на предприятии особенно увеличились в годы независимости Республики Узбекистан. Увеличение объемов: горных работ составило - 45%; переработки руды - 79%.

С каждым годом многонациональный коллектив рудоуправления показывает всё новые примеры самоотверженного труда, которые позволяют достичь более высоких рубежей в производственной деятельности.

Решение непростых задач по расширению производственных мощностей и увеличению объемов выпускаемой продукции, поставленных перед ЦРУ, осуществляется за счёт расширения, реконструкции и технического перевооружения ГМЗ-2, а также за счёт реконструкции и модернизации существующей транспортной схемы карьера Мурунтау, входящего в состав одноимённого рудника, путем модернизации комплекса циклично-поточной технологии (ЦПТ) на основе применения крутонаклонного конвейера, замены автосамосвалов на более производительные, грузоподъёмностью 220 т.

С 2005 г. в Центральном РУ внедрена и функционирует интегрированная система менеджмента, включающая в себя систему менеджмента качества, экологии, промышленной безопасности и здоровья на основе международных стандартов ISO 9001:2008, ISO 14001:2004 и OHSAS 18001:2007. Областью сертификации является производство драгоценных металлов и фосфоритной продукции.

Особое внимание уделяется развитию и внедрению современных информационно-коммуникационных технологий в производственные и технологические процессы, повышению исполнительской дисциплины и поэтапному переходу на электронную систему управления документооборотом. Для обеспечения исполнения поставленных задач в ЦРУ внедрена информационная система «Делопроизводство и контроль исполнения», программа электронного табелирования работников рудоуправления, программа по учёту ТМЦ. Специалистами Центра информацион-

но-коммуникационных технологий разработаны локальные программы, которые нашли широкое применение в различных по производственной деятельности подразделениях рудоуправления, таких как информационная система «Видеостена ГОУП ЦРТГ» в УАТ, «Проверка знаний по технадзору», «Методист» в учебном центре, автоматизированная система «Диспетчерская» на руднике «Мурунтау», на ГМЗ-2, в УАТе и в УЖДТ. Реализуется проект на внедрение системы широкополосного беспроводного доступа на базе оборудования «Breeze Max» для осуществления компьютерной связи, IP телефонии на удалённых участках подразделений рудника «Мурунтау», КФК, ЦКВЗ, Бессопан, находящихся в радиусе действия 50 km от базовой станции. Базовая станция установлена на борту карьера Мурунтау.

Широкое внедрение информационно-коммуникационных технологий в систему документооборота, учёта и отчётности в финансово-хозяйственной деятельности, подготовки кадров и организацию производственно-технологических процессов являются доказательством того, что ЦРУ имеет большой потенциал по внедрению современных информационно-коммуникационных технологий в производство.

**Месторождение Мурунтау** разрабатывается одноконтурным карьером с 1967 г. Его руды относятся к золотокварцевому типу и характеризуются высоким извлечением золота при переработке руды по гравитационно-сорбционной схеме.

Отработка карьера ведётся очередями. В настоящее время горные работы на карьере Мурунтау ведутся в границах четвёртой очереди, глубина отработки которой запроектирована до 630 м, а в перспективе планируется 5-ая очередь отработки до глубины 1000 м комбинированным открыто-подземным способом. С целью повышения эффективности организации управления экскаваторно-автомобильным комплексом распределения и маршрутизации автосамосвалов между пунктами погрузки и разгрузки внедрена и успешно функционирует на основе спутниковой навигации автоматизированная система управления технологическим автотранспортом.

Высокие темпы понижения и наращивание интенсивности ведения горных работ обуславливали необходимость ввода в рабочую зону карьера выемочно-погрузочного оборудования большой единичной мощности, в связи с этим на смену экскаваторам ЭКГ-4,6 (1967 – 1982 гг.) в 1975 г. были запущены в эксплуатацию ЭКГ - 8И, затем в 1986 – 1993 гг. - экскаваторы: ЭКГ-10, ЭКГ-12,5, ЭКГ-15, в 1996 г. – гидравлические экскаваторы CAT-5230, EX-3500, RH -170 (15-17 м<sup>3</sup>), в 2003 г. введены в строй электрогидравлические экскаваторы RH -200 (26 м<sup>3</sup>), в 2009 г. гидравлические экскаваторы EX-3600 (21 м<sup>3</sup>), а в апреле месяце текущего года запущен современный экскаватор ЭКГ-20.

С 1993 г. началось техническое перевооружение горно-транспортного комплекса карьера: на смену эксплуатируемым с начала отработки месторождения

автосамосвалов БелАЗ были внедрены самосвалы САТ-785 (136 т) и R-170 (170 т). Дальнейшим развитием (2003 г.) стал ввод в эксплуатацию самосвалов САТ-789 (190 т), в 2013 г. самосвалов повышенной грузоподъемности БелАЗ-75307 (220 т).

В начальный период развития карьера бурение взрывных скважин осуществляли с помощью шарошечных станков 2 СБШ-200. В середине 70-х гг. эти станки были заменены на более производительные СБШ-250 МН. Как известно, одним из основных показателей эффективности технологического процесса бурения скважин является сокращение времени на выполнение вспомогательных операций. Скорость спуска-подъема бурового става у выпускаемых серийных станков СБШ-250 МН не превышала 7 м/мин. Специалистами Навоийского ГМК была модернизирована гидросистема маслостанции путём увеличения её объёма, установки в качестве привода электродвигателя постоянного тока и дополнительного тиристорного преобразователя, были установлены более мощные насосы и гидрораспределители с высокой пропускной способностью рабочей жидкости. Также была модернизирована мачта серийных станков СБШ-250 МН, её длина была увеличена на 4,5 м за счёт дополнительной надставки, что позволило разместить в ней штанги длиной 12 м. Эксплуатация буровых станков СБШ-250 МН подтвердила целесообразность их модернизации при обустройстве 10-15 м метровых уступов за счёт сокращения времени на вспомогательные операции. Среднегодовая производительность модернизированных станков при бурении по породам VIII-XI категории составила 60-65 тыс.м, что на 20-25% выше показателей серийного станка. Данные конструктивные решения были переданы заводу изготовителю и использованы в последующих модификациях станков СБШ-250 МН. Модернизированные в 80-х гг. станки СБШ-250 МН в настоящее время остаются основным видом бурового оборудования.

Неотъемлемой частью системы технологического транспорта в карьере Мурунтау является циклично-поточная технология. Уже в 80-х гг. фактическая интенсивность отработки карьера приблизилась к предельным значениям расстояние перевозки и высоту подъёма горной массы технологическим автотранспортом. В связи с чем в октябре 1984 г. был введён в эксплуатацию комплекс ЦПТ. Проведенные этапы интенсификации в области применения высокопроизводительной циклично-поточной технологии позволили достичь следующих результатов:

- запуск в работу комплекса ЦПТ - порода в составе трёх стационарных дробильно-перегрузочных пунктов (ДПП), двух отвалообразователей ОШС-4000/125 и двух конвейерных линий (КЛ) производительностью 7000 т/ч (1984 г) позволил сократить расстояния транспортирования горной массы автотранспортом на 30-40% и снизить высоту подъёма горной массы на 50-70% и увеличить производственные мощности карьера по горной массе на 30%;

- ввод в эксплуатацию в составе действующего комплекса ЦПТ-порода крутонаклонного конвейера (КНК) с высотой подъёма горной массы 30 м, производительностью 3460 т/ч (2007 г.) позволил сократить расстояние откатки руды автотранспортом на 480 м, а высоту подъёма на 60 м. В результате чего был приобретён опыт работы и отработана технология транспортирования руды на КНК;

- ввод в эксплуатацию в составе комплекса ЦПТ-порода выносного конвейера с ДПП на базе шнеко-зубчатой дробилки (2009 г.) позволил организовать транспортировку на ППК руды из карьера Мютенбай и внешних складов, накопленных на борту карьера Мурунтау. При этом применение в транспортной схеме конвейеров с ДПП, размещённых в зонах интенсивного ведения горных работ обеспечило минимальные расстояния транспортирования горнорудной массы автосамосвалами;

- ввод в эксплуатацию КНК производительностью 3500 т/ч (2011 г.) позволил сократить расстояние транспортирования руды автомобильным транспортом в среднем на 3,5 км, а высоту подъёма на 270 м. Укрупнённая оценка развития циклично-поточной технологии в транспортной схеме глубокого карьера Мурунтау с применением крутонаклонных конвейеров показывает, что объёмы инвестиций на внедрение КНК ниже на 1,5 млн. долл. США, а на эксплуатационные расходы на 2,7 млн. долл. США в год, чем на развитие автомобильного технологического транспорта.

Однако это не предел производственных возможностей для высококвалифицированного трудового коллектива рудника «Мурунтау» в поисках новых путей интенсификации процесса транспортировки руды, в текущем году планируется реализация горно-транспортной схемы, предусматривающей использование автомобильно-конвейерного транспорта для доставки товарной руды. В соответствии с данной схемой на восточном борту во II квартале 2014 года планируется ввод в эксплуатацию нового рудного перегрузочного пункта ППК-3. Поток руды, выданный через КНК на ППК-3 с карьера, будет перегружаться на конвейер склада, далее по автостелле руда будет поступать на конвейер погрузчика штабелеукладчика скального (ПШС-3500), который, перемещаясь вдоль складского конвейера (КС-3500), будет обеспечивать непрерывную прямоточную погрузку руды в думпкары. Реализация принятых решений позволит в 2014 г. снизить затраты по расходу ГСМ за счёт сокращения расстояния железнодорожной перевозки руды на ГМЗ-2 более, чем на 1,3 млрд. сум.

Таким образом, интенсификация и расширение области применения высокопроизводительной ЦПТ на карьере Мурунтау достигается рациональным сочетанием оборудования, обеспечивающим минимум энергозатрат и максимум производительности по всему технологическому потоку.

НГМК является крупным потребителем промышленных взрывчатых веществ (ВВ) с устойчивым и равномерным режимом их использования для взрывных работ при отработке ряда месторождений, таких как: Мурунтау, Ташкура, Кокпатас, Даугызтау, Зармитан и т.д. Ежегодный расход промышленных ВВ достигает 40 тыс.т.

До 2002 г. использовались в основном промышленные тротилосодержащие ВВ, выпускаемые в России, Казахстане и Таджикистане. С целью исключения применения дорогостоящих импортных ВВ при производстве взрывных работ руководством НГМК было принято и реализовано решение строительства на промышленной площадке рудника «Мурунтау» завода по производству эмульсионных взрывчатых веществ (ЭВВ) собственного изготовления. На стационарном оборудовании завода производятся невзрывчатые компоненты ЭВВ - эмульсионная матрица и растворы газогенерирующих добавок. Эти компоненты, а также гранулированная аммиачная селитра и дизельное топливо, доставляют в специальных ёмкостях смесительно-зарядных машинах (СЗМ) к местам проведения взрывных работ и смешивают в процессе заряжания скважины. В зависимости от крепости и обводненности взрывааемых пород технология позволяет изготавливать широкий ассортимент ЭВВ марки Нобелиты и Нобеланы. На заводе имеется также линия по изготовлению патронированных ЭВВ марки Нобелит 216Z четырёх размеров с патронами диаметром 36, 38, 70, 90 мм массой от 0,6 до 3 кг, которые используются в качестве промежуточных детонаторов скважинных зарядов различного диаметра и на взрывных работах в подземных условиях. ЭВВ, изготавливаемые на заводе, имеют ряд существенных преимуществ по сравнению с ранее применявшимися тротило-содержащими ВВ: водостойчивость; возможность регулирования мощности взрыва путём изменения плотности или введения энергетических добавок; низкую чувствительность к механическим и тепловым воздействиям и, как следствие, высокую безопасность в обращении; возможность полной механизации работ как при их изготовлении, так и при заряжании скважин; доступные и приемлемые по стоимости компоненты для изготовления (рис. 1).

После ввода в эксплуатацию данного завода затраты на взрывание 1 м<sup>3</sup> горной массы снизились в 1,5 раза. Разработан рациональный ассортимент ЭВВ для взрывания разнопрочного горного массива в условиях рудника «Мурунтау», оптимизированы параметры буровзрывных работ с применением ЭВВ, что позволило произвести растяжение сеток скважин на взрывааемых блоках и увеличить выход горной массы с 1 м скважины на 3,2%. На сегодняшний день можно с уверенностью констатировать факт того, что завод по производству ЭВВ ЦРУ обеспечивает не

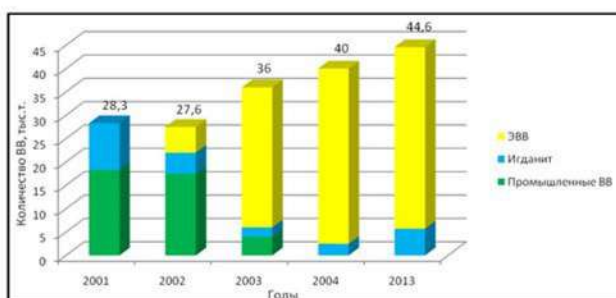


Рис. 1 Изменение номенклатуры ВВ в карьере Мурунтау после ввода завода по производству ЭВВ в эксплуатацию

только потребность НГМК, но и других предприятий горного профиля Республики Узбекистан, тем самым успешно решает государственную программу импортозамещения промышленных ВВ, которые раньше приобретались за валюту из-за рубежа.

**В структуре производства золота НГМК ГМЗ-2** занимает ведущее место. На заводе осуществляется полный цикл переработки руды месторождения Мурунтау - от дробления исходной руды до получения готовой продукции в виде слитков золота высшей пробы.

Проектная производительность завода первой очереди составляла 5 млн.т. руды в год, сегодня годовая производительность переработки руды перешагнула 37-миллионный рубеж, это говорит о том, что завод динамично развивается.

Так, за последние 15 лет были построены и введены в эксплуатацию пять новых мельничных блоков, четыре сгустителя Ц-50, три технологические цепочки сорбции. Для интенсификации производства проведена реконструкция цеха измельчения с заменой классификаторов на гидроциклоны, что в конечном счёте позволило на высвободившихся площадях смонтировать дополнительное измельчительное оборудование. Запущен узел приёма дробленой руды и третья конвейерная линия подачи руды на завод, что позволило минимизировать срывы по переработке руды при остановке дробилок на капитальный ремонт. Благодаря внесённым конструктивным изменениям сгустителей с заменой периферийного привода на центральный, вдвое увеличена нагрузка на сгустители и существенно улучшены основные показатели – плотность перерабатываемой руды, помол, качество осветлённой воды, плотность сгущённого материала

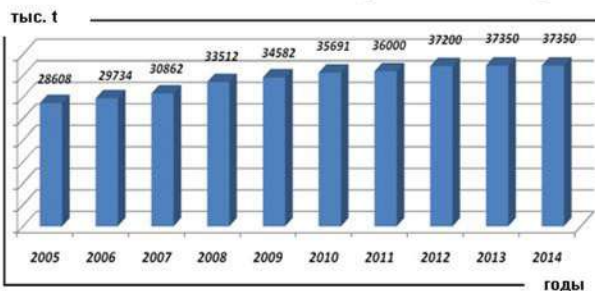


Рис. 2. Динамика переработки руды на ГМЗ-2

(рис. 2). В 2009-2012 гг. в цехе измельчения выполнена реконструкция мельничных блоков 11,17 с выделением двух шаровых мельниц в отдельные узлы доизмельчения для работы с соседними с ними блоками по технологическим обязательствам. В 2013 г. была смонтирована и запущена в работу еще одна шаровая мельница в качестве узла доизмельчения. Данная реконструкция цеха позволила перерабатывать дополнительно свыше 600 тыс. t руды в год. В настоящее время в цехе измельчения эксплуатируется 28 мельничных блоков, 25 из которых работают с гидроциклонными установками. Постоянное совершенствование узлов мельничного оборудования позволило увеличить коэффициент его использования. Производится работа по автоматизации мельничных блоков, промышленные испытания которых показали, что автоматическая система GRIND EXPERT позволила повысить производительность блока на 7% или на 100 тыс. t руды в год.

С целью увеличения выпуска продукции в цехе сорбции введена в эксплуатацию двенадцатая цепочка сорбционного выщелачивания. Внедрение разработанного автоматизированного способа управления концентрацией контроля цианистого натрия обеспечило снижение удельного расхода этого реагента на 25% в сравнении с проектными данными. За счёт проводимого на постоянной основе комплекса работ по техническому перевооружению и реконструкции действующих технологических переделов, а также ввода новых мощностей, внедрения специалистами НГМК и ЦРУ результатов научных исследований по совершенствованию технологических процессов, производительность завода ГМЗ-2 в 2014 г. по переработке руды выросла по сравнению с 2005 г. на 30,1% (с 28,6 до 37,3 млн. t).

Выпускаемое золото соответствует мировым стандартам. Слиткам золота ГМЗ-2 арбитражной лабораторией Лондонской биржи металлов в 1994 г. присвоен статус «Оптимальной поставки». В 1997 г. золото ГМЗ-2 прошло сертификацию на Токийской бирже промышленных товаров, а в 2012 г., в очередной раз, статус «Оптимальной поставки» подтвержден Лондонской Ассоциацией Рынка Слитков. Это означает, что товарный знак Узбекистана на золотых слитках признается во всем мире как отражающий наивысшее качество продукции.

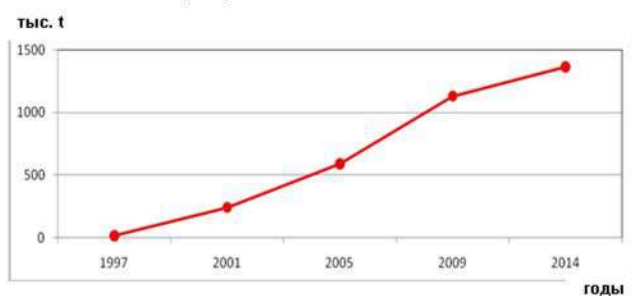


Рис. 3. Динамика отгрузки фосфоритовой руды по годам с карьера Ташкура в переработку на помольно-дробильный цех №8 ГМЗ-2

Для импортозамещения минеральных удобрений, необходимых для сельскохозяйственных нужд Узбекистана Правительством нашей страны было принято решение разработки Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов.

В 1996 г. НГМК приступил к добыче фосфоритовой руды и строительству первой очереди КФК для производства необогащенной фосфоритной муки. Благодаря профессионализму, инициативности и высокой самоотдаче коллектива комбината в решение поставленной правительством нашей страны задачи, ввод первой очереди КФК в эксплуатацию был осуществлён в рекордно короткий срок, так как уже в 1998 г. началась планомерная отгрузка фосфоритной муки на ОАО Кокандский суперфосфатный завод для производства простого аммонизированного суперфосфата. В сжатые сроки был реализован следующий этап развития комплекса, с 2001 г. фосфоритовый комплекс приступил к производству фосконцентрата, необходимого для получения аммофоса. Большим событием для коллектива КФК стало начало реализации нового проекта - строительство цеха «мокрого» обогащения без остановки действующего производства и без снижения объёма выпуска готовой продукции. С 2007 г. началось производство нового вида продукции - мытого обожжённого и мытого сушёного концентрата, значительно улучшилось качество фосфоритной продукции, что позволило поставлять химическим предприятиям республики высокотехнологичное сырьё.

Карьер Ташкура, входящий в состав рудника «Мурунтау», обеспечивает добычу фосфоритовой руды и её отгрузку в переработку на дробильно-помольную фабрику (цех № 8 ГМЗ-2), которая обеспечивает выпуск фосфоритовой продукции.

При добыче руды отрабатываются два фосфопласта малой мощности, залегающие с падением под углом 3-5°. Горно-геологические условия месторождения и принятая технология обогащения предопределили выбор технологии отработки фосфопластов фрезерными комбайнами с радиометрическим самосвальным контролем за селективной выемкой разных сортов руды.

Для разработки вскрышных пород месторождения применена циклическая технология по схеме однокосовый экскаватор-автосамосвал. На вскрышных работах задействованы экскаваторы ЭКГ-8И и погрузчики САТ992G. Технологический парк большегрузных автосамосвалов состоит из автосамосвалов САТ-777 и САТ 785. С момента ввода карьера Ташкура в эксплуатацию из него извлечено и перемещено 150 млн. m<sup>3</sup> горной массы, в том числе добыто более 17 млн. t фосфоритовой руды (рис. 3).

В текущем 2014 г. запланировано увеличение объёмов выпуска самого востребованного вида готового продукта - 26%-ного мытого обожжённого концентрата с 400 тыс. до 716 тыс. t за счёт ввода в эксплуатацию второй установки обжига «Полкал».

Благодаря вводу в эксплуатацию КФК, сегодня НГМК обеспечивает на 100% все крупные химические предприятия нашей республики собственным высокотехнологичным сырьем для производства столь необходимого для сельскохозяйственных нужд минерального удобрения (рис. 4).

**Отработка месторождения Мурунтау** открытым способом сопровождается во времени формированием техногенных образований в виде забалансовых руд с низким содержанием полезного компонента, переработка которых в начале 90-х гг. традиционными методами являлась экономически невыгодна. В связи с чем Правительством страны и руководством НГМК было принято стратегическое решение о применении инновационных на тот период технологий, обеспечивающих дополнительное извлечение золота экономически выгодным способом - способом кучного выщелачивания, сущность которого заключается в предварительной подготовке - доведения до определенного класса крупности руды забалансовых складов месторождения Мурунтау путём четырёхстадийного дробления и грохочения с последующим агломерированием при помощи добавок извести, воды и цемента. В результате чего конечный продукт системой конвейеров транспортируется и при помощи радиального отвалообразователя укладывается на подушку выщелачивания (ПВ). На спланированную бульдозерами поверхность агломерированной руды, уложенной в ячейки ПВ, подводятся трубопроводы для подачи цианистого раствора, производится монтаж и запуск оросительной системы. Цианистые растворы, проходя сквозь рудную массу, выщелачивают золото, аккумулируются в дренажной системе, смонтированной в подошве ПВ и затем по системе самотёчных трубопроводов поступают в накопительные бассейны, где насосами растворы с низким содержанием золота закачиваются на ПВ для повторной циркуляции, а насыщенные золотом растворы подаются по технологии Меррилл-Кроу на осаждение золота на цинковую пыль на пресс-фильтрах с последующей плавкой цинковых осадков в слитки сплава Доре.

Таким образом, процесс кучного выщелачивания представляет собой экологически приемлемую технологию с замкнутым производственным циклом без сброса отходов за пределы промышленной площадки.

Так было создано одно из первых и крупнейшее на тот момент в Средней Азии СП «Зарафшан-Ньюмонт», впоследствии преобразованное в рудник ЦКВЗ ЦРУ.

В настоящее время на подушку выщелачивания рудника ЦКВЗ уложен агломерированный рудный материал объёмом более 230 млн. т. Технические характеристики применяемого оборудования на руднике ЦКВЗ представлены в табл. 1.

В 2007 г. специалистами рудника был предложен и внедрён в производство работ проект переукладки лежалой недовыщелоченной руды ярусом подушки

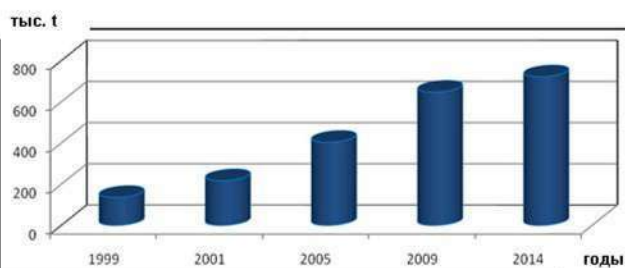


Рис. 4. Реализация Кызылкумского фосфоритового комплекса фосфопродукции химическим предприятиям Узбекистан

выщелачивания в рабочие орошаемые панели с дополнительным вовлечением этих, ранее неактивных, объемов в процесс выщелачивания, а это более 6 млн. т. рудной массы.

Таблица 1

**Технические характеристики оборудования**

Наименование участка работ	Применяемое оборудование	Технологические показатели
Участок горных работ	Дробильно-сортировочные комплексы (MAF-200 / LT-160) 1 стадии дробления (-250 mm)	2300 t/h
	Самоходные конвейеры-перегрузатели	По 30 м каждый
	Конвейерные линии	Общей длиной 5,6 km
Участок дробления и укладки руды	Конусная дробилка МР-1000 2 стадии дробления (-50 mm)	1500 t/h
	Двухдековый грохот 2 стадии просеивания (-100mm/-50 mm)	2500 t/h
	Конусные дробилки МР-1000 3 стадии дробления (-12,5 mm)	1200 t/h
	Грохоты 3 стадии просеивания (-12,5 mm)	2400 t/h
	Центробежно-ударные дробилки Семсо 4 стадии дробления	Более 230 t/h
	Грохоты 4 стадии просеивания (-3,35 mm)	5250 t/h
	Конвейерные линии	Общей длиной 3,7 km
	Передвижные конвейеры-перегрузатели	По 30 м каждый
	Штабелеукладчик	2100 t/h
	Производительность участка по укладке руды	1 200 000 t/месяц
Участок кучного выщелачивания и готовой продукции	Площади орошения выщелачиваемой руды	550 000 m <sup>2</sup>
	Объём орошаемой руды	Более 56 000 000 t
	Объёмы выщелачивающих растворов	130 000 m <sup>3</sup> /d
	Объёмы перерабатываемых растворов	До 38 000 m <sup>3</sup> /d
	Пресс-фильтры осаждения золота	до 1600 m <sup>3</sup> /h

Для повышения эффективности процесса извлечения золота из насыщенных растворов, на участке кучного выщелачивания и готовой продукции рудника специалистами НГМК совместно со специалистами рудника в 2013 г., параллельно с основной технологией, создано опытно-промышленное отделение локально-сорбционных установок, использующих технологию осаждения золота на уголь.

Немаловажное значение на руднике уделяется импортозамещению дорогостоящих товарно-материальных ценностей и запасных частей, ранее приобретаемых за валюту из-за рубежа. Примером тому служит переход на отечественные капиллярные трубки, фитинги и раствороподводящие трубы диаметром 90-150 mm производства фирмы «МАКСУС ПОЛИМЕР», которые используются для орошения цианосодержащим раствором рудного штабеля при выщелачивании золота из золоторудной горной массы. Совместные работы с фирмой «Гауч» (Ташкент) позволили перейти на отечественные запчасти по 75-ти позициям резинотехнических изделий. Одновременно ПО НМЗ НГМК освоено выпуск 150 позиций запасных частей, в т. ч. футеровки всех типов и размеров для эксплуатируемых дробилок импортного производства.

В начале 2009 г. усилиями специалистов рудника ЦКВЗ и ПО НМЗ был сконструирован, изготовлен и введён в эксплуатацию передвижной ленточный питатель производительностью 2000 t руды в час, а также задействован дробильно-сортировочный комплекс ЛТ-160

Управление автомобильного транспорта является многоплановым и многопрофильным подразделением ЦРУ НГМК и выполняет следующие функции:

- перевозка горной массы и руды технологическим автомобильным транспортом в карьерах Мурунтау, Мютенбай и Ташкура;
- обеспечение транспортировки золотоносной руды автотранспортом для дробильно-сортировочного комплекса рудника ЦКВЗ;
- обеспечение рудника «Мурунтау» и участка рудоподготовки рудника ЦКВЗ вспомогательным автотранспортом и дорожно-строительными машинами;

- ремонт, диагностирование и техническое обслуживание всего подвижного состава;
- орошение экскаваторных забоев, площадок и полив дорог.

В данное время парк подвижного состава УАТ составляет более 300 ед. самой современной и передовой техники, основные технико-производственные показатели приведены в табл. 2.

Успешно эксплуатируются большегрузные карьерные автосамосвалы САТ-777D грузоподъемностью 89 t, САТ-789 грузоподъемностью 190 t, тяжёлые бульдозеры САТ-D10R, фронтальные погрузчики с ёмкостью ковша 10 и более m<sup>3</sup> и другие уникальные машины. Учитывая положительные результаты применения большегрузных самосвалов, в УАТе начата эксплуатация 220-тонных автосамосвалов БелАЗ-75307. В течение ближайшего времени планируется ввод в эксплуатацию первого экземпляра новой серии поливооросительных машин марки БелАЗ-76135 (объем цистерны -110 m<sup>3</sup>). Продолжается поэтапная модернизация горной дорожно-строительной техники на транспортном участке, обслуживающим рудник ЦКВЗ с внедрением новой техники фронтальных погрузчиков САТ-992К и тяжёлых гусеничных бульдозеров САТ D10T ф. «Катерпиллар».

Непрерывно совершенствуется процесс обслуживания и ремонта технологического транспорта, эффективность использования которого, как известно, зависит от уровня организации и качества проведения технического обслуживания (ТО) и планово-предупредительных ремонтов (ППР). С целью повышения эффективности проведения этих видов регламентных работ в УАТе внедрена программа MCS-4.1, предназначенная для выполнения следующих функций:

- планирование ТО, ППР;
- составление перспективных планов закупки запасных частей и материалов;
- анализ результатов выполнения всех видов ремонтов;
- анализ отклонения в сроках и объёмах выполнения ремонтов;
- регистрирование простоев автосамосвалов;
- выявление дефектов.

Внедрение данной программы позволило обеспечить стабильную работу подвижного состава, исключить длительные простои машин в ожидании ремонтов и запасных частей, более чётко планировать ресурсы запасных частей и расходных материалов.

В связи с высокими требованиями к эксплуатационным материалам, к современной горно-транспортной технике проведена полная реконструкция Центральной лаборатории горюче-смазочных материалов УАТ. Запущено в производство новое оборудование для проведения физико-химических анализов всех видов горюче-смазочных материалов и охлаждающей жидкости, основными из которых являются: спектральная установка МФС-7 ф. ОКБ «Спектр» г. Санкт-Петербург; автоматические прибо-

Таблица 2

Основные технико-производственные показатели УАТ за последние годы

Показатели работы	Годы эксплуатации			
	2000	2005	2010	2014
Среднесписочное количество автомобилей	80,2	90,3	105,0	112
Объём перевозок тыс. m <sup>3</sup>	40074,8	41208,7	54 818,1	63 595,0
Грузооборот тыс. t km	325811	360354,9	336 775,2	455605,3

ры по определению кинематической вязкости, температуры вспышки, фракционного состава компании «Neolab» г. Москва; установка по определению щелочного числа, плотности, аналитические весы компании «Metler TOLLEDO» и другое оборудование.

С целью экономии топливно-энергетических ресурсов технологических автосамосвалов, задействованных при транспортировке горной массы, в УАТе внедрена и эффективно функционирует информационная система по «Контролю ГСМ», которая даёт возможность в режиме реального времени получать оперативную информацию о месте нахождения выпущенной на линию транспортной техники.

Внедрение этой информационной системы по Центральному РУ только за 2013 г. позволило сэкономить порядка 160 т горюче-смазочных материалов.

Среди других мероприятий, направленных на повышение эффективности работы автотранспорта и снижения затрат на перевозку горной массы, осуществляемых специалистами УАТ являются:

- модернизация поливооросительных машин на базе БелАз-7648А с установкой широкозахватных распылителей новой конструкции, что позволило снизить потребность в этих машинах для карьера Мурунтау с 23 до 14 единиц;

- создание участка мелкого ремонта (УМР) на борту карьера, что дало возможность сократить холостые пробеги и простои в ремонте всего подвижного состава.

По программе импортозамещения ведутся работы по освоению ремонтов узлов, агрегатов и изготовлению запасных частей для транспортной техники как совместно с подразделениями НГМК, так и с рядом предприятий и организаций Республики Узбекистан, таких как: Букинский и Джизакский аккумуляторные заводы, ООО «Ирмаш-Гидропривод» (г. Андижан), ООО «Гауч» (г. Ташкент) и так далее. Основной продукцией импортозамещения являются двигатели внутреннего сгорания, электрические машины тяговых электроприводов самосвалов, гидравлические цилиндры горной техники, детали и узлы ходовой части, литейная продукция и резинотехнические изделия. В 2013 г. по программе импортозамещения УАТом получено продукции на сумму более 1 млрд. 800 млн. сум.

**Первоочередными задачами**, стоящими перед ЦРУ в ближайшей перспективе являются:

- в условиях закономерного ухудшения горно-геологических условий отработки месторождения Мурунтау для выполнения плановых показателей по отгрузке в переработку необходимого качества и количества руды вовлечение в разработку маломасштабных месторождений – таких как Бессопантау, Балпантау и Тамдыбулак;

- открыто-подземная разработка законтурных запасов месторождения «Мурунтау»;

- проведение научно-исследовательских работ по подготовке концептуальных положений для проекти-

рования V-й очереди развития карьера Мурунтау, что позволит производить отработку запасов месторождения ещё около 30 лет.

**Центральное рудоуправление** является градообразующим предприятием, на балансе которого находится город Зарафшан. В городе существует сеть средних специальных учебных заведений куда входят: Зарафшанский профессиональный промышленный колледж, медицинский колледж, академический лицей и колледж компьютерных технологий. В Зарафшане также расположен общетехнический факультет Навоийского государственного горного института, который вносит свою достойную лепту в подготовку квалифицированных кадров для горнодобывающей промышленности.

В рудоуправлении функционирует Учебный центр, где осуществляется профессиональная подготовка студентов, рабочих, специалистов, руководителей по различным направлениям и специальностям.

Государственный характер здравоохранения претворяется в жизнь Медико-санитарной частью № 3 (МСЧ-3) ЦРУ, являющейся крупнейшим лечебным учреждением Зарафшанского промышленного региона. На сегодняшний день МСЧ-3 – это современное многопрофильное лечебное учреждение, в котором трудится около 1200 человек, проводятся методы современной диагностики, обследования и лечения.

Ежегодно на оздоровление трудящихся и членов их семей выделяются путёвки в пансионат «Горняк», базу отдыха «Лазурная», санатории-профилактории «Металлург» и «Шахтёр»; санатории Узбекистана и страны ближнего зарубежья.

Особая забота уделяется состоянию здоровья подрастающего поколения. В летний период в городском лагере «Восток», лагере труда и отдыха «Юность», загородных: «Золотинка» и «Олимпиец», являющихся образцовыми детскими здравницами, отдыхают и набираются сил перед началом нового учебного года около 5 тысяч детей. Кроме этого, юные зарафшанцы имеют возможность отдохнуть в загородных детских лагерях «Искорка», «Горный» и «Орлёнок».

На балансе ЦРУ находится 11 детских дошкольных учреждений, в которых воспитываются около 3000 детей дошкольного возраста, воспитанием которых занимается более 700 педагогических кадров.

Не остаются без внимания ветераны войны и труда, одинокие пенсионеры, инвалиды, малообеспеченные и многодетные семьи. Организовано медицинское обслуживание на дому участников и инвалидов Второй мировой войны, профбольных и одиноких пенсионеров. Для них ежегодно приобретаются продуктовые наборы в преддверии таких знаменательных дат, как: Навруз, День памяти и почестей, День защиты детей, День Независимости Республики Узбекистан, День Конституции. При этом навещаются порядка 130 одиноких пенсионеров, 100 человек детей-инвалидов, 40 инвалидов клуба «Надежда». По-

стоянной заботой и шефской помощью окружён Дом милосердия «Шодлик».

Активно ведётся работа по развитию спорта, оздоровлению, пропаганде здорового образа жизни, гармоничному физическому развитию. Физкультурно-оздоровительная и спортивно-массовая работа проводится в 14 физкультурно-спортивных секциях, в которых число постоянно занимающихся спортсменов превышает 2 тысячи человек. Большой популярностью пользуются новый вид спорта «Узбек жанг санъати», секции самбо, тхэквондо ВТФ, футбол, бокс, волейбол, баскетбол, пауэрлифтинг и др. Спортсмены принимают участие в различных Международных соревнованиях и мировых чемпионатах, добиваясь при этом отличных результатов и занимая призовые места. Лучшие спортивные достижения спортсменов ФСК «Прогресс»:

- Кудратов Истам занял первое место и стал чемпионом Кубка мира по самбо среди мужчин и женщин проведённого в январе месяце 2014 г. в городе Алматы Республики Казахстан; занял II место и стал призером чемпионата мира среди мужчин по самбо, проведённого в ноябре месяце 2013 г. в городе Санкт-Петербурге РФ; занял II место и стал призером чемпионата Центральной Азии по самбо, проведённого в марте месяце 2013 г. в городе Ашхабад Республики Туркменистан;

- Саидова Умида, Елеусенов Ильяс, Расулов Зариф заняли первое место и стали чемпионами на чемпионате Центральной Азии по самбо, проведённого в октябре месяце 2013 г. в городе Ташкенте;

- на чемпионате Республики Узбекистан по самбо среди мужчин и женщин, проведённого в городе Ташкенте в феврале месяце 2014 г. Ботирова Ойдиной и Исанова Мафтуна заняли II место, Кушматова Наргиза, Евкочева Сурайё, Мажитов Улугбек заняли III место;

- Кахрамонова Мохинур заняла I место на чемпионате Республики Узбекистан по шахматам (Первая Лига), проведённого в городе Ташкент в феврале месяце 2013 г.

В 2012 г. силами трудящихся нашего города осуществлено строительство крытого детского спорт-комплекса, предназначенного для игровых видов спорта, где ежедневно занимаются около 100 человек.

Хорошим подарком от ЦРУ всем любителям спорта в городе стало открытие в конце прошлого года, после восстановления зала с новым безопорным каркасно-тентовым накрытием, физкультурно-спортивного комплекса «Прогресс», где ежегодно проводятся сотни первенств и состязаний по различным видам спорта, в том числе и с участием работников подразделений ЦРУ.

Одной из главных задач руководства рудоуправления является создание людям необходимых условий для развития своих способностей и творчества. Важное место для этих целей занимает Дом культу-

ры «Золотая долина». В десяти коллективах художественной самодеятельности и 3-х любительских объединениях-клубах учатся мастерству и дарят свой талант зарафшанцам более 600 участников. Особой известностью пользуются клубы разных тематик: КВН, «Что? Где? Когда?», «Надежда» - для людей с ограниченными возможностями, студия изобразительного и декоративно-прикладного искусства, где успешно работают 4 кружка, проходят выставки местных художников и приглашенных мастеров из городов Ташкента, Навои, Самарканда, Бухары.

На особом контроле руководства ЦРУ находятся вопросы создания жилищно-бытовых условий работникам. За годы Независимости Республики Узбекистан в г. Зарафшане сдано в эксплуатацию 24 жилых дома, общее количество квартир в которых составляет 1347, в том числе, за последние два года сдано 4 жилых дома на 160 квартир и ещё один 40-квартирный дом будет сдан до конца текущего года.

В настоящее время для работников рудоуправления идёт переоборудование помещений под общежитие, ранее используемых под кассы, в 3-м микрорайоне, дом 7.

Также идёт реконструкция детского сада № 10, в результате которой 41 семья получит 2-х комнатные квартиры под семейное общежитие. В течение 2013 г. более 200 семей работников улучшили свои жилищные условия, 65 семьям предоставлены комнаты в семейных общежитиях. В целях создания нормальных условий труда трудящимся в подразделениях и поддержания производственных, бытовых и вспомогательных помещений в надлежащем санитарном состоянии ежегодно выделяются значительные средства.

В 2013 г. в подразделениях рудоуправления и в городе трудящимися и жителями посажено более 26 тыс. штук саженцев. Безусловно, создавая новые производства, обеспечивая основные направления технического перевооружения, выпуск конкурентоспособных товаров, на предприятии не забывается самая главная ценность – Человек, чьими руками в сложнейших условиях пустыни построены наши города, заводы, рудники.

С первых дней независимого развития Узбекистана Президент страны и правительство республики по достоинству оценивают самоотверженный труд работников горнодобывающей и перерабатывающей промышленности, которая по-прежнему остается приоритетным направлением экономики нашего региона и государства в целом. Ярким подтверждением этому может послужить и то, что с 1991 г. 95 работников только ЦРУ удостоены высоких государственных наград.

Это говорит о том, что коллективы нашего предприятия действительно вносят достойный вклад в повышение экономического потенциала страны и в укрепление её независимости.

## ИСТОРИЯ СОЗДАНИЯ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ЗАВОДА № 2

Штеер В.К., директор ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК



*Maqolada O'zbekiston Respublikasidagi eng katta gidrometallurgiya zavodlaridan birining faoliyati va tashkil etilish tarixi haqida ma'lumot berilgan. Rudalarni qayta ishlash texnologik jarayonlari, texnologik jarayonlar va tayor maxsulot sifatini nazorat qilish, ilmiy tadqiqot va tajriba-konstruktorlik ishlarini olib borish, hamda innovacion loyihalarni joriy qilish sohalarida muvaffaqiyatlarga erishildi. Shuningdek Navoiy kon-metallurgiya kombinati Markaziy kon boshqarmasi 2-gidrometallurgiya zavodining tayor maxsulotlariga halqaro korxonalar kongresi va rasmiy tashkilotlar tomonidan diplom va mukofotlar berilgan.*

*Mustaqilliq yillarida zavodning asosiy uchastkalarini modernizatsiya qilish bo'yicha erishilgan muvaffaqiyatlar haqida so'z yuritilgan. O'zbekiston Respublikasi hukumati va Navoiy kon-metallurgiya kombinati ma'muriyati zavod mehnatkashlarini juda ham qadrlaydi. Ko'plab zavod mehnatsevarlari orden va medallar bilan taqdirlanganlar.*

*Tayanch iboralar: 2- gidrometallurgiya zavodining tashkil etilish tarixi, rudalarni qayta ishlash texnologik jarayonlari, texnologik jarayonlar va tayor maxsulot sifatini nazorat qilish, ilmiy tadqiqot va tajriba-konstruktorlik ishlari, innovacion loyihalarni joriy qilish, zavodning asosiy uchastkalarini modernizatsiya qilish.*

*Information about the history of establishment and operation of one of the biggest hydrometallurgical plants in Uzbekistan is given in this article. Achievements in ore treatment processes and process control, finished products quality, conducted research-and-development activities, and introduction of innovative projects are mentioned. Received diplomas and rewards from the international official organizations and congress of companies about the finished product of HMP-2 CMA NMMC are listed.*

*Achievements in modernization of main sites of the plant within the years of independence are described. Labor of plant workers is highly appreciated by the government of Uzbekistan and NMMC administration. Many of them are awarded orders and medals.*

*Key words: history of establishment of HMP-2, ore treatment processes, process control and finished products quality, research-and-development activities, introduction of innovative projects, modernization of main sites of the plant.*

История создания Гидрометаллургического завода № 2 (ГМЗ-2), входящего в состав Центрального рудоуправления Навоийского гидрометаллургического комбината началась задолго до начала его строительства. О золоте Кызылкумов издревле слагались легенды. Первое упоминание о нём было сделано около 2,5 тыс. лет

назад. Однако, всё что было связано с древним золотопромышленным делом, было окутано тайнами и легендами. Пустыня стерегла свои сокровища, сведения о месторождениях золота хранились за семью печатями и только в конце



50-х гг. XX века в самом центре пустыни Кызылкум было открыто уникальное месторождение золота Мурунтау.

1 марта 1967 г. первый массовый взрыв на карьере Мурунтау нарушил вековой покой пустыни, положив начало золотому ручейку, который сегодня превратился в полноводную золотую реку.

Для переработки руд, извлекаемых из карьера Мурунтау, и выпуска аффинированного золота в 1969 г. построен и введен в эксплуатацию ГМЗ-2.

На ГМЗ-2 осуществляется полный цикл переработки исходной руды - от дробления до получения готовой продукции в виде слитков золота с чистотой 99,99%.

С 1996 г. без остановки основного производства началась интенсивная реконструкция основного цеха завода, от которого зависят показатели всего завода - цеха измельчения. Внедрение процесса гидроциклонирования дало возможность демонтировать часть классификато-



ров и освободить площади для строительства новых мельниц. На сегодняшний день в цехе эксплуатируется 28 мельничных блоков, 26 из них работают с гидроциклонными установками.

В 1973 г. был образован цех сгущения, включающий в себя реагентное отделение и отделение сгущения. По мере наращивания мощностей завода вводились в эксплуатацию новые сгустители. На сегодняшний день в отделении сгущения в работе 25 сгустителей общей площадью сгущения 49000 м<sup>2</sup>.

Промышленная технологическая схема извлечения золота из руд с применением сорбционного выщелачивания впервые в мире была внедрена в отделении сорбции цеха сорбции и регенерации на ГМЗ-2. Сегодня в цехе сорбции эксплуатируется 12 технологических сорбционных цепочек.

Контроль технологического процесса и качества готовой продукции осуществляет Цен-



тральная заводская лаборатория (ЦЗЛ), которая аккредитована на техническую компетентность в соответствии с требованиями Системы аккредитации Республики Узбекистан. В декабре 2012 г. были проведены испытания проб в ЦЗЛ, в результате которых золото НГМК получило подтверждение статуса «Оптимальной поставки».

В этой лаборатории применяются спектральный и пробирный методы анализа с использованием оборудования фирм «Intertech» (США), «Carbolite» (Англия), «Mettler-Toledo» (Швейцария), «Spectro» (Германия).

Цех готовой продукции в настоящее время стабильно работает с применением технологии на базе царско-водочного электролиза и помимо золота собственного производства перерабатывает полупродукты подразделений НГМК.

В 1981 г. на ГМЗ-2 появился еще один производственный цикл. Для обеспечения потребно-

стей завода в гашёной извести был построен участок обжига известняка. В настоящее время эксплуатируется 8 известковых печей, которые позволяют обеспечить потребность в извести не только ГМЗ-2, но и другие подразделения НГМК.

С 1998 г. в состав завода входит предприятие по производству фосфоритовой муки и фосфоритового концентрата (Кызылкумский фосфоритовый комплекс). После запуска в работу в 2014 г. второй установки обжига на КФК будет производиться один вид готовой продукции – мытый обожжённый концентрат с содержанием  $P_2O_5$  – 26%. Выпуск концентрата мытого обожжённого в 2014 г. увеличится до 500 тыс. т, а в 2015 г. до 716 тыс. т.

История развития ГМЗ-2 - это непрерывное наращивание переработки, увеличение объёмов производства и неизменное качество выпускаемой продукции.

В планах ГМЗ-2 - проведение научно-



исследовательских работ совместно с проектным институтом O'zGEORANGMETLITI, Ассоциацией НПВЭ и ДС «Узбекистан»; проведение опытно-конструкторских работ по использованию в процессе запчастей производства ПО НМЗ; внедрение инновационных проектов.

Со дня пуска завода специалистами завода и НГМК, совместно со многими научными институтами было выполнено огромное количество научно - исследовательских работ, направленных на совершенствование технологии, снижение расхода реагентов, повышение качества продукции. При довольно низком исходном содержании золота в перерабатываемой руде на ГМЗ-2 достигнуты высокие технологические показатели по извлечению золота и расходу реагентов. Правительство Республики Узбекистан по достоинству оценило вклад завода в экономический потенциал государства.

Гордостью всего нашего предприятия являет-



ся качество готовой продукции, о чём свидетельствуют многочисленные дипломы и призы, полученные НГМК от международных организаций. Слиткам золота, выплавляемым на ГМЗ-2, арбитражной лабораторией Лондонского рынка слитков присвоен статус оптимальной поставки золота.

Это означает, что зарегистрированный на бирже товарный знак Узбекистана признаётся во всем мире как клеймо, отражающее наивысшее качество продукции. Республика Узбекистан первой в СНГ достигла такого важного статуса. В 1997 г. золоту Мурунтау присуждён сертификат качества Токийской биржи промышленных товаров, т.е. наше золото имеет высочайший рейтинг и не подлежит дополнительному контролю при реализации.

Сегодня он по праву является главным валютным цехом государства, принося республике авторитет и мировую славу. Международный официальный конгресс предприятий в Мадриде отметил продукцию ГМЗ-2 знаками: «Лучшая торговая марка» и «Высший коммерческий престиж». Кроме этого, качество продукции ГМЗ-2 отмечено престижной международной наградой - «Бриллиантовая звезда» и т.д.





Труд заводчан также высоко оценен Правительством Республики Узбекистан и руководством НГМК. Многие работники завода награждены орденами и медалями: 1 работник - орденом «Мустакиллик», 6 работников - орденом «Мехнат Шухрати», 3 работника - орденом «Дустлик», 1 работник - орденом «Фидокорона хизматлари учун», 10 работников - медалью «Шухрат», 45 работников - знаком «Горняцкая слава» III степени, 15 работников - знаком «Горняцкая слава» II степени и 8 работников - знаком «Горняцкая слава» I степени; 6-ти работникам завода присвоено звание «Заслуженный работник промышленности Республики Узбекистан», звание «Герой Узбекистана» присвоено бывшему начальнику цеха сгущения Сойбобу Фархату Яхшиевичу.

На сегодняшний день на ГМЗ-2 работает более 3 тыс. человек. Это слаженный и дружный многонациональный коллектив, труд каждого из которых можно отметить как труд грамотных, высококвалифицированных специалистов своего дела.

Хотелось бы отметить руководителей, благодаря которым работа не стоит на месте: это Мулладжанов Э.Х., Авазатов Т.К., Туаев А.В., Агеев С.М., Адизов Л.А., Петренко А.В., Никитин А.В., Ривкина Н.И., Субботин А.В., Кузнецова Т.Н., Зайцева Т.Д., Запорожец В.И., Тайлаков У.Т., Отамуродов М.Р., а также ветеранов труда и заслуженных работников завода: это Авструб В.А., Артеменко Н.Л., Бельш И.О., Гуцал А.И., Жураев Б., Курильков В.Н., Мельников С.Н., Мокина В.А., Поженская С.Н., Чех В.Г. и многие другие.

Со дня образования завода произошли немаловажные изменения.

Основными из них за последние годы стали:

- ♦ запуск третьей линии приёма руды, что позволило принять дополнительно свыше 1 млн. т руды;

- ♦ запуск нового высокопроизводительного мельничного блока № 28, перерабатывающего 2 млн. тонн руды в год;

- ♦ строительство конвейерной галереи для мельничного блока № 23 от бункеров блока № 13;

- ♦ реконструкция мельничных блоков №№ 11, 22, 23;

- ♦ внедрение автоматической системы управления на базе «Grind Expert» на мельничных блоках №№ 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9, 10, 12, 24, 26, 27, что позволило увеличить производительность мельничных блоков на 5%;

- ♦ строительство в цехе сгущения насосных станций №№ 13, 14 и двух сгустителей №№ 25, 26, с запуском в работу которых стабилизировалась работа отделения сгущения;

- ♦ запуск в работу XII технологической цепочки отделения сорбции, что позволило сохранить время сорбционного выщелачивания на уровне, обеспечивающем плановое извлечение золота при постоянно повышающихся объёмах переработки руды;

- ♦ запуск второй технологической цепочки отделения регенерации, что увеличило прокачку смолы по отделению более, чем в 1,5 раза и стабилизировало технологический процесс отделения;

- ♦ установлены аппараты для отдувки товарного регенерата от ионов цианистого натрия, что позволило улучшить качество выдаваемого товарного регенерата в цехе готовой продукции;

- ♦ запуск 4 печей обжига известняка в период с 2012 г. по 2013 г.;

- ♦ запущена в работу новая мельница МШЦ № 66;

- ♦ произведена замена 16-ти сгустителей с П-50 на Ц-50;

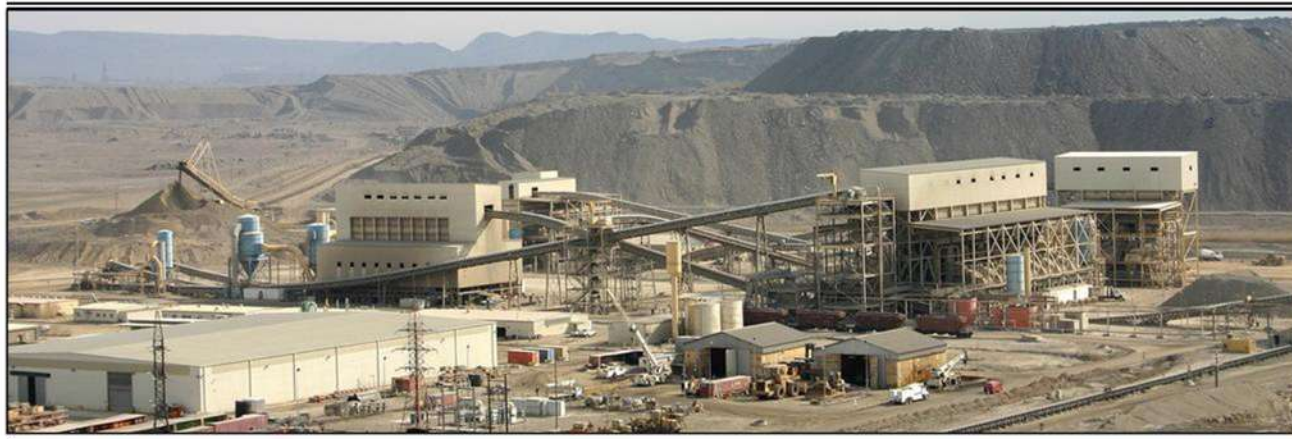
- ♦ произведена замена 3-х барабанов мельниц на мельницах № 6, № 35, № 10, а в 2014г. намечена замена барабана М-48 блока № 22;

- ♦ запуск фильтр-пресса и печи в цехе ГП;

- ♦ ввод в эксплуатацию узла выщелачивания магнитной фракции, что позволит обеззолоченную магнитную фракцию направлять в ПО НМЗ сырье для дальнейшей переработки.

## МАЛ ЗОЛОТНИК, ДА ДОРОГ

Мехтиев Т.Т., начальник ЦКВЗ Центрального рудоуправления НГМК



*Dunyodagi yirik to`dalab ishqorlovchi konlardan birining tashkil etilishi va faoliyati haqida ma`lumot berilgan. Respublikaning asosiy loyihalovchi «O`zGEORANGMETLITI» instituti bilan birgalikda yangi to`dalab ishqorlash (TI № 2) maydonini loyihalash va tashkil etishdagi samarali ishlar, hamda qo`llanilayotgan jihozlarni takomillashtirish, to`dalab ishqorlashning yangi texnologiyalarini ishlab chiqish, qayta shakllantirish ishlarini asoslash va TI № 1 qiyaligini sug`orish ishlari yoritilgan.*

*Tayanch iboralar: oltinni to`dalab ishqorlash usulida ajratib olishni qo`llash, yangi to`dalab ishqorlash maydonini tashkil etish, ruda uyumlari, loyihalash instituti, qiyaliklarni sug`orish, tajriba-ishlab chiqarish bo`linmasi, mahalliy-yutdirgich qurilmasi, oltinni yutdirish texnologiyasi, ishqorlash eritmalari, aktivlashtirilgan ko`mir.*

*Establishment and functioning of one of the biggest mines of heap leaching in the world are mentioned in this article. Fruitful work jointly with «O`zGEORANGMETLITI» Design Institute of the Republic in design and construction of new sites of heap leaching is noted as well as modeand development of new technologies in heap leaching, explanation of reorganization procedures and irrigation of HL sides.*

*Key words: gold recovery by means of heap leaching, construction of new sites for heap leaching, ore piles, design institute, irrigation of sides, experimental-industrial department, local sorption units, gold sorption rnization of used equipment process, leaching solution, activated coal.*

История промышленного применения извлечения золота способом кучного выщелачивания на территории республики Узбекистан не насчитывает и двадцати лет, но за этот короткий срок достигнуты значительные результаты.

В настоящее время на 2-й площадке для цеха кучного выщелачивания золота (ЦКВЗ) рудника уложен агломерированный рудный материал объемом более 230 млн. т (для сравнения: в России рудные штабелы объемом более 1 млн. т относятся к разряду очень крупных, но весьма редких). Таких крупных объектов по объему перерабатываемой руды нет ни на Евразийском континенте, ни в Африке, ни в Австралии.

Об этом проекте строительства нашего предприятия Президент Республики И.А. Каримов сказал: «Этот беспрецедентный проект является самым крупным, достигнувшем завершения проектом во всём Содружестве Независимых Государств».

Первоначально проект предусматривал завершение работ по укладке руды в объёме 220 млн. т. в 2011 г.

Но, учитывая высокую эффективность, низкую себестоимость получаемого металла, необходимость в условиях Республики сохранить рабочие места, для продления сроков жизни предприятия, было выделено дополнительно 100 млн. т золоторудной горной массы.

Специалистами «O`zGEORANGMETLITI» - головного проектного института Республики – был подготовлен проект и в сжатые сроки построена новая площадка кучного выщелачивания (ПВ № 2) со всеми сопутствующими сооружениями. Уже в феврале 2012 г. на новой площадке была уложена первая руда.

Рудник «ЦКВЗ» - одно из самых молодых подразделений в структуре НГМК и далеко не самое крупное (общая численность работников рудника чуть более 500 человек), но именно про наше предприятие можно с полным основанием сказать «Мал золотник, да дорог». Судите сами: численность рудника составляет менее 21% от численности ГМЗ-2; менее 27% от численности рудника «Мурунтау» и менее

8% от общей численности основных подразделений рудоуправления, выполняющих такой же, как и ЦКВЗ комплекс работ по добыче, транспортировке, переработке руды и получению металла на месторождении Мурунтау. При всём этом доля металла, получаемого ежегодно на ЦКВЗ равна ~ 16-18% металла, получаемого на мировом гиганте по производству золота - ГМЗ-2 НГМК. Высокие показатели не появляются сами по себе. За достижениями – напряженный и творческий труд всего коллектива. На ЦКВЗ ведётся постоянная работа как по модернизации применяемого оборудования, так и по разработке и внедрению новых технологий в кучном выщелачивании.

Разработка процедуры реформирования и орошения склонов ПВ № 1 позволила увеличить извлечение рудного материала из руд первого штабеля. Создано и успешно работает опытно-

промышленное отделение локально-сорбционных установок, использующих технологию сорбции золота из растворов выщелачивания на активированный уголь.

С целью долгосрочной перспективы освоения новых месторождений и извлечения золота из забалансовых складов других месторождений региона, систематически проводится оценка технологичности извлечения золота из руд различных месторождений в колонных тестах, имитирующих процесс кучного выщелачивания, осваиваются способы промышленно-технологических испытаний.

По итогам 2013 г. рудник ЦКВЗ признан лучшим подразделением рудоуправления по инновационной деятельности (годовой экономической эффект составил более 21 млрд сум), работники рудника вошли в тройку призеров соревнования рационализаторов рудоуправления.

УДК 65.011:622.012

Вохидов Х.Ш. 2014 г.

## ИСТОРИЯ И ДОСТИЖЕНИЯ УПРАВЛЕНИЯ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОГО ТРАНСПОРТА

Вохидов Х.Ш., начальник УЖДТ Центрального рудоуправления НГМК



*Temir yo'l tashkilotining 1965 yildan bugungi kunga qadar bo'lgan tarixi keltirilgan. Asosiy beshita: lokomotiv, vagon, yo'l, tashish va signallashtirish, blokirovkalarni markazlashtirish va aloqa xizmati bo'limlarining faoliyati tasvirlangan, hamda temir yo'l transporti boshqarmasi xizmati va bo'limlarining erishgan muvaffaqiyatlari va rivojlanish bosqichlari yoritilgan. Yangi harakatlanadigan tarkib va jihozlarni joriy qilish haqida so'z yuritilgan.*

*Tayanch i boralar: temir yo'l cexining tashkil etilishi, tuproq qatlamini to'kish va temir yo'l yo'lagini tekkislash, kichik Zarafshon shahri aholisi uchun yuborilgan yuklar, lokomotiv xizmati, vagon xizmati, yo'l xizmati, tashish xizmati, signallashtirish va blokirovkalarni markazlashtirish (SMB), o'lchov asboblari va apparatlarini nazorat qilish va aloqa xizmati.*

*History of establishment of railway shop in 1965 and its current achievements are stated in this article. Activities of its five main services are described: locomotive department, car service, line service, operations department, signaling service and block system centralization service, instrumentation and controls. Stages of development and achievements of services and subdivisions of railway transport department are listed as well as introduction of new railway vehicles and equipment.*

*Key words: establishment of railway shop, heaping of roadbed and plate laying, cargo for Zarafshaners, locomotive department, car service, line service, operations department, signaling service and block system centralization service, instrumentation and controls.*

Зарождение управления железнодорожного транспорта (УЖДТ) началось весной 1965 г. с отсыпки земляного полотна и укладки железнодорожного пути от станции Кызыл-Кудук до города Зарафшан.

Все поставляемые грузы для жителей молодого города Зарафшан, строительства жилья и нужд завода выгружались на путях общего пользования ст. «Янги-Зарафшан», а далее на объекты доставлялись автомобильным транспортом. Постепенное развитие железнодорожного цеха было таково:

1967 г. - введена железнодорожная линия «Янги-Зарафшан» - «Мурунтау», что облегчило перевозку народно-хозяйственных грузов прямо к строящимся объектам завода;

1967 г. - пущен в эксплуатацию пассажирский поезд из 15-ти вагонов для перевозки рабочих на строительную площадку «Бессопан»;

1968 г. - получены тепловозы серии ТЭ-2, ТЭ-3 6902;

1969 г. - привезён первый состав с золотосодержащей рудой на конус крупного дробления ГМЗ-2;

1972 г. - построено депо на пл. «Бессопан»;

1972 г. - внедрена электрическая централизация на станциях «Мурунтау», «Карьерная» на основе системы МРЦ без маршрутного набора;

1976 г. - внедрена система регулирования движения поездов - автоблокировки на перегоне между станциями «Мурунтау» и «Карьерная»;

1982 г. - обновлён локомотивный парк тепловозов тепловозами серии 2ТЭ-10;

1989 г. - сдано в эксплуатацию локомотивно-вагонное депо (ЛВД) на пл. «Зарафшан».

Особое развитие железнодорожный цех получил в годы независимости Республики Узбекистан.

1991 г. - образовано Управление железнодорожного транспорта (УЖДТ) с передачей рабочего поезда, двух станционных парков и станции «Янги-Зарафшан» из ГАЖК «Узбекистон темир йуллари» в распоряжение Железнодорожного цеха;

1993 г. - передано из распоряжения РСЦ в УЖДТ локомотивно-вагонное депо на пл. «Зарафшан»;

1997 г. - сдана в эксплуатацию станция «Ташкура»;

2005 г. - разработана и внедрена схема включения стрелок и сигналов в электрическую централизацию на Восточном ППК;

2007 г. - сдан в эксплуатацию на станции «Мурунтау» экипировочный пункт, предназначенный также для осмотра подвижного состава;

2007 г. - построен и сдан в эксплуатацию цех ремонта вагонов на пл. «Зарафшан».

В настоящее время УЖДТ – это коллектив из 1170 чел., слаженный труд которых – гарантия

успешного выполнения всех поставленных планов. УЖДТ является важным связующим звеном между карьером Мурунтау и ГМЗ-2, ежедневно доставляя из карьера на завод ГМЗ-2 более 100 тыс. т золотосодержащей руды. Кроме того, УЖДТ обеспечивает ежедневную доставку утром рабочих из г. Зарафшан на промышленную площадку «Бессопан» и вечером обратно, а также доставку всех народно-хозяйственных грузов, поступающих в адрес рудоуправления железнодорожным транспортом на все его подразделения, включая и Кызылкумский фосфоритовый комплекс.

Идёт планомерное наращивание объёмов перевозок из года в год. Так, за 5 последних лет перевозка руды возросла на 23,6%.

В перевозочном процессе УЖДТ задействовано 5 основных служб: локомотивная, вагонная, службы пути, эксплуатации, служба сигнализации, централизации, блокировки (СЦБ), КИПиА и связи. Крупнейшей из всех является локомотивная служба, в которой трудится почти половина работников коллектива УЖДТ.

**Локомотивная служба.** В службе на сегодняшний день трудятся более 500 человек. Успешно справляться с поставленными задачами по эксплуатации и ремонту подвижного состава позволяет слаженная работа двух локомотивных депо: эксплуатационное депо на пл. «Бессопан», ремонтное депо на пл. «Зарафшан». Они обеспечивают своевременное техническое обслуживание и текущий ремонт всех локомотивов.

Локомотивное депо пл. «Зарафшан» является основной ремонтной базой УЖДТ, поэтому запланирована его реконструкция для производства капитального ремонта подвижного состава. Возрастающие объёмы перевозок требуют обновления локомотивного парка. На перевозке грузов и пассажиров, а также для выполнения маневровых работ задействовано 20 магистральных тепловозов серии 2ТЭ10М (У), 2ТЭ116 и 9 маневровых серий ТЭМ2, ТЭМ18.

Развитие локомотивной службы в подразделении УЖДТ происходило следующим образом:

1990 г. - организован ремонт тепловозов в объёме ТР-2 на базе РСЦ, в 2003 г. после передачи депо на пл. «Зарафшан» на баланс УЖДТ ремонт тепловозов стал производиться не только в объёме ТР-2, но и в объёме ТО-3, ТР-1.

2005 г. - приобретены новые тепловозы серии 2ТЭ116, был освоен ремонт в объёме ТО-2, ТО-3, ТР-1, ТР-2.

2008 г. - организован на станции «Мурунтау» пункт технического обслуживания для выполнения ремонта в объёме ТО-2, совмещающий экипировку тепловозов с водой и песком, что значительно сокращает время на оборот.

2009 г. - на участке КФК ст. «Ташкура» установлена кран-балка и эстакада для ремонта тепловозов серии ТЭМ2 (18).

Ранее приходилось для ремонта тепловозов перегонять их в депо «Зарафшан», это дало возможность сократить расход на дорогу и сэкономить время.

В локомотивном вагонном депо (ЛВД) площадки «Бессопан» производится техническое обслуживание в объеме ТО-2, ТО-3 тепловозов 2ТЭ10М, 2ТЭ10У, 2ТЭ1116, ТЭМ2(18).

Все тепловозы на сегодняшний день оснащены трекерами GPS, что позволяет более детально анализировать работу тягового подвижного состава.

**Вагонная служба.** Вагонный парк службы составляет - 508 ед. вагонов всех типов – думпкары, крытые, аппатитовозы, пассажирские, платформы, хоппер – дозаторы, цистерны для перевозки фосфоритовой муки и цианистого натрия. Введены в эксплуатацию новые цеха по ремонту вагонов на пл. «Зарафшан», на ст. «Ташкура» - цех текущего ремонта пневмоцистерн и на пл. «Бессопан» - современный экипировочный пункт, что позволяет своими силами производить ремонт всего вагонного парка.

До 1980 г. железнодорожный цех не имел возможности производить плановый деповской и капитальный ремонт подвижного состава, неисправные вагоны ремонтировали в объеме текущего отцепочного ремонта в ЛВД площадки «Бессопан». С этой целью на базе ЦРМЦ был организован участок капитального ремонта думпкарров, где производили ежемесячно ремонт 2-х думпкарров, однако и это не обеспечивало потребности по поддержанию парка вагонов в рабочем состоянии.

Было принято решение по строительству ЛВД на площадке «Зарафшан», который был сдан в эксплуатацию в 1989 г. Плановые виды деповского и капитального ремонта подвижного состава (тепловозов, думпкарров) производили работники ремонтно-строительного цеха Центрального рудоуправления. Количество и качество ремонта также не обеспечивали потребности содержания подвижного состава в рабочем состоянии из-за отсутствия специалистов и технологического оборудования.

1993 г.- ЛВД пл. «Зарафшан» передано Управлению ЖДТ. Из-за отсутствия технологического оборудования и тесноты цехов ЛВД пл. «Зарафшан» выйти на проектную мощность по ремонту вагонов не представлялось возможным. В связи с чем в 2004 г. было принято решение по строительству нового цеха ремонта вагонов, который был сдан в эксплуатацию в 2007 г. и укомплектован необходимым технологическим оборудованием.

С целью проведения неразрушающего контроля и диагностики ответственных узлов и деталей были приобретены магнитопорошковые дефектоскопы типов: МД-12ПЭ, МД-12ПС, МД-12ПШ, ультразвуковой дефектоскоп УД-12\1.

До 2008 г. УЖДТ было вынуждено заключать договор с вагонным депо Бухара для производства ремонта воздухораспределителей (тормозное оборудование) грузовых вагонов. В настоящее время отделение ремонта тормозного оборудования обеспечивает потребности не только вагонной службы УЖДТ, а также локомотивной службы УЖДТ и ЖДЦ Северного рудоуправления. Экономический эффект после приобретения стенов по ремонту и испытанию тормозного оборудования составил 1,9 млн. сум в год.

1997 г.- сдана в эксплуатацию станция «Ташкура» и были приобретены 155 ед. вагонов-цистерн, в связи с чем в 2003 г. был организован текущий ремонт оборудования выгрузки вагонов-цистерн.

С 2009 г. по станции «Ташкура» работниками вагонной службы освоено гидравлическое испытание 83 ед. котлов вагонов – цистерн.

2004 г.- был освоен на базе ПО НМЗ капитальный ремонт нижних рам думпкарров 2ВС-105, в период с июня 2004 г. по апрель 2010 г. было отремонтировано 61 ед. нижних рам, что позволило восстановить 61 ед. думпкарров.

Также в ПО НМЗ освоено изготовление 23 наименований вагонных деталей, а это в свою очередь даёт возможность сэкономить финансовые средства.

2007 г.- на станции «Мурунтау» сдан в эксплуатацию экипировочный пункт, что значительно улучшило качество обслуживания ремонта подвижного состава и дало возможность проведения своевременного профилактического ремонта думпкарров 2ВС-105.

**Служба эксплуатации.** В настоящее время из отдела эксплуатации ЖДЦ выросла служба эксплуатации. Коллектив службы небольшой, всего 104 человека, из них 35 человек инженерно-технический персонал, но все они работают сообща, как одна дружная команда, где у каждого есть цели и задачи, с которыми они справляются успешно.

Служба эксплуатации играет одну из важнейших ролей в четкой и слаженной работе Управления железнодорожного транспорта. Именно от работников службы эксплуатации зависит организация планомерной перевозки.

Служба эксплуатации объединяет работу станций: Янги-Зарафшан, Карьерная, Мурунтау и Ташкура. Обеспечивает перевозку горной массы с рудника «Мурунтау» на ГМЗ-2, перевозку народнохозяйственных грузов, фосфоритной муки, перевозку пассажиров, производит маневровую работу на подъездных путях.

К эксплуатационникам предъявляются большие требования – это они организуют сложную работу всех участков. За 2013 г. перевозка горной массы с ЗППК и ВППК на ГМЗ-2 составила более 37,0 млн. т. Перевозка народнохозяйственных грузов, прибывающих для нужд предприятий региона, составила 16,6 тыс. вагонов – 1 млн. т, перевозка продукции Кызылкумского фосфоритного комплекса составила 13,6 тыс. вагонов – 0,66 млн. т.

Ведётся капитальный ремонт перегона между станциями «Янги-Зарафшан» и «Мурунтау», с заменой устаревших железнодорожных путей на новые, более совершенные, освоено уже 22,6 км из 30 км.

**Служба СЦБ, КИПиА и связь.** Устройства сигнализации, централизации и блокировки (СЦБ) являются важным элементом технической оснащённости железных дорог и предназначены для увеличения их пропускной способности, обеспечения бесперебойного и безопасного движения поездов. Эти устройства обеспечивают также оперативное руководство всеми перевозочными процессами, повышают эффективность использования технических средств транспорта и увеличивают производительность труда железнодорожника.

Служба СЦБ, КИПиА и связи в подразделении УЖДТ зарождалась из службы энергоучастка с 1974 г. В 1979 г. произошло разделение энергоучастка УЖДТ на службу СЦБ, КИПиА и связи и энергослужбу.

90-е гг. - начинается строительство нового поста ЭЦ под проект внедрения на станциях системы УЭЦМ. В 2000 г. со зданием введены в эксплуатацию новые силовые панели питания станций, смонтированы более совершенные пульты – табло и устройства связи.

2005 г. - была разработана схема включения стрелок и сигналов в электрическую централизацию на восточный ППК. При проектировании строительства и монтаже устройств железнодорожной автоматики были использованы неординарные решения. Монтаж устройств автоматики был произведён внутри вагона. Питание к посту (вагону) подведены индивидуальными фидерами от двух независимых друг от друга источников;

2007 г. - перегон между ст. «Карьерная» пост № 1 и «Карьерная» пост № 2 на границе блокучастков был разделён, установлена разрезная точка с автоматикой и светофором. Включение сигнальной точки позволило увеличить пропускную способность перегона (если до разделения на перегоне находился один поезд - перегонный ход 15 минут, после разделения по перегону могут проследовать 2 поезда за 15 минут).

2007 – 2008 гг. - были включены в электрическую централизацию 2 пути в парке разгрузки ККД, а также оснащены выходные ручные стрел-

ки ККД электроприводами и на выходе с пути были установлены светофоры, что позволило сократить пятерых стрелочников и время установки маршрута, и увеличить приём руды на завод.

Дистанционное управление стрелками и сигналами осуществляется с поста ЭЦ диспетчерским персоналом. Сигнализация предназначена для обеспечения безопасной и чёткой организации движения поездов и маневровой работе.

В 2009 г. произведена реконструкция восточной горловины парка ККД, что позволило увеличить пропускную способность.

На сегодняшний день количество обслуживаемых объектов службой СЦБ, КИПиА и связи таково: стрелок ЭЦ – свыше 138 шт., светофоров поездных 97 и маневровых – 85 шт., воздушная линия связи -30 км., устройства АБ-6 км, ПАП- 36 км.

В настоящее время разрабатывается проект по внедрению микропроцессорной централизации стрелок и сигналов на ст. «Мурунтау» и ст. «Карьерная».

**Служба пути.** Всего на балансе УЖДТ числится 151,5 км ж/д путей и 250 стрелочных переводов, из них 61,2 км (81%) технологических путей с просроченным капитальным ремонтом. При плане 10 км капитального ремонта (силами сторонних организаций) в 2013 г. на перегоне Янги-Зарафшан - Мурунтау выполнено – 2,805 км (28,05%) пути. При плане капитального ремонта технологических путей 2,5 км, фактически выполнен ремонт путей -0,0 км - 0%. При плане капитального ремонта прочих путей 0,5 км, выполнено - 0,0 км на 0%. При плане капитального ремонта стрелочных переводов 6 комплектов, фактически выполнено – 0,0 комплектов.

На ж/д пути были произведены замены негодных деревянных шпал в количестве 2688 шт. б/у. и переводных брусев в количестве 1 комплект б/у, 26,84 м<sup>3</sup> новых, 11,34 м<sup>3</sup>, - 30% годности. Произведена смена металлических частей стрелочных переводов - 1 комплект (P50- 1/11), 3 комплекта (P50- 1/9 б/у) и 1 комплект (P65-1/9 б/у). Уложена в ж/д путь рельсошпальная решетка б/у P65 на железобетонных шпалах – 81 п.м, рельсы P65 б/у – 126,265 т., рельсы P50 б/у – 7,744 т. Произведена подьёмка пути -1185 погонных метров.

Все вышеперечисленное даёт основание говорить, что в УЖДТ ведётся работа по дальнейшему развитию и совершенствованию новых технологий в железнодорожной отрасли с минимальными затратами.

Управление железнодорожного транспорта намерено и в дальнейшем изыскивать новые возможности в целях рационального применения своих возможностей и сил для перспективного развития и внедрения новых технологий согласно требованиям сегодняшнего дня.

## ВОДОВОД ИМЕНИ В.В. ПОВЕРЕННОВА

Мартыненко И.В., начальник ОЭС ВВС, Центрального рудоуправления НГМК



*«Так назначено природой,  
Есть и будет так всегда,  
Все живое любит воду -  
Будет жизнь, коль есть вода!»*

*Navoiy kon-metallurgiya kombinati Markaziy kon boshqarmasi tashqi suv ta'minot birlashgan energiya xizmati tashkil etilishi tarixi keltirilgan. O'zbekiston Respublikasining mustaqillik yillarida suv ta'minoti tashkil etilishining asosiy bosqichlari haqida so'z yuritilgan.*

*Tayanch iboralar: birlashgan energiya xizmati, tashqi suv ta'minoti, suv ta'minlash ob'ektlari, ichimlik suvi, suv ta'minoti, Zaravshon ishlab chiqarish zonasi, Qizilqum sahrosi.*

*History of establishment of joint power engineering of the Central Mining Administration water services is mentioned. The scope of performing works and water supply objects are listed. Main landmarks of water line establishment within the years of state independence of the Republic of Uzbekistan are described.*

*Key words: joint power engineering, external water services, water supply objects, drinking water, water line, Zarafshan industrial zone, Kyzyl Kums.*

*Гарантом нашей веры в завтрашний день, бесспорно, является вода. Как сказал А. Сент-Экзюпери: «Вода, у тебя нет ни вкуса, ни цвета, ни запаха, тебя невозможно описать, тобой наслаждаются, не ведая, что ты такое. Нельзя сказать, что ты необходима для жизни, ты - сама жизнь...»*

Навоийский горно-металлургический комбинат - это огромный, слаженный организм, сердцем этого организма можно по праву назвать Центральное рудоуправление.

В мае этого года Центральное рудоуправление празднует свой 50-летний юбилей. По людским меркам, думаю, такое сравнение уместно, это возраст вполне сложившегося и определившегося человека, мудрого, уверенно стоящего на ногах.

Важнейшим условием развития Зарафшанской промышленной зоны является решение проблемы по обеспечению её стабильным водоснабжением. Эту сложную и очень важную для всего региона задачу, вот уже многие годы, успешно выполняет Объединённая энергетическая

служба внешнего водоснабжения (ОЭС ВВС) ЦРУ, в основные функции которой входит: обеспечение бесперебойного снабжения потребителей питьевой водой, тепловой энергией в соответствии с санитарными нормами и правилами Республики Узбекистан, а также транзит электроэнергии по линиям электропередач мощностью 220 kV.

В далёком 1969 г. приказом Генерального директора НГМК, на базе водовода Амударья-Зарафшан, был создан цех внешнего водоснабжения, который впоследствии в связи с ростом производства и количества служб был реорганизован в ОЭСВВС.

В эксплуатации этого крупного и важного подразделения ЦРУ находится около 1000 km трубопроводов диаметром от 273 до 1220 mm. Давление в трубопроводах достигает 23,0 kg s/cm<sup>2</sup>.

Вода из реки Амударья, пройдя более 200 km пустыни и поднявшись на высоту 620 m над уровнем моря, попадает на промышленные площадки Центрального, Северного рудоуправлений (производственные предприятия и город

Учкудук), город Зарафшан, махаллинские сходы граждан посёлков Сарымай (Сазакينو) Хорезмской области и Рохат Тамдынского района, ширкатные хозяйства Джангельды и Узункудук Учкудукского и Тамдынского туманов, Кызылкумская геолого-разведочная экспедиция с геологическими посёлками Мурунтау и Даугызтау, 5 садовых обществ (дачи) вокруг Зарафшана, 10 фермерских хозяйств и к другим потребителям.

Основными вехами становления Водовода за годы независимости Республики Узбекистан стали:

- 1991 – 1998 гг. – работы по реконструкции, модернизации и расширению Водовода А-Д-3;
- 16 апреля 1998 г. – сдано в эксплуатацию расширение фильтровальных станций г. Зарафшан вводом блоков контактных осветлителей производительностью 75 тыс. м<sup>3</sup>/д;
- декабрь 2001 г. – расширение комплекса головных сооружений пл. Сазакина;
- лето 2003 г. – ввод в эксплуатацию водозабора Ташкура-1, Ташкура-2 для водоснабжения комплекса «Фосфориты», ввод в эксплуатацию системы АСОДУ;
- декабрь 2005 г. – расширение н/ст № 1 и № 3 на 2 н/а, расширение подкачивающей н/ст № 3А, ввод в эксплуатацию РТВ на н/ст № 3;
- декабрь 2006 г. – расширение водозаборов Ташкура-1 и Ташкура-2, ввод в эксплуатацию Ташкура-3, РТВ на н/ст 4, маслостанции н/ст 4, подкачивающей н/ст № 4А, расширение н/ст № 4 и н/ст № 2 на 2 н/а, реконструкции электрооборудования н/ст 1, 2, 3, 4, строительство дома дежурного персонала н/ст3 и Ташкура-2;
- декабрь 2007 г. – введена в эксплуатацию маслостанция н/ст № 1, закончено расширение н/ст № 4;
- декабрь 2008 г. – ввод в эксплуатацию ДДП на н/ст № 4, подкачивающей н/ст № 2А;
- декабрь 2009 г. – ввод в эксплуатацию ДДП н/ст № 2, окончание расширения магистральной части Водовода А-Д-3;
- лето 2010 г. – проектирование строительства 4 нитки Зарафшан - Бессопан и реконструкция н/ст № 7.

Большим достижением 2013 г. является ввод в эксплуатацию I этапа строительства IV нитки Ø1020 мм между н/станциями № 6 и № 7, II этап строительства намечен на 2014 г.

В состав ОЭСВВС входит девять структурных подразделений. Здесь цеха и участки, эксплуатирующие основное оборудование водовода (ЦТВСиК, ЦВВС, ЦВПВС, УСиП, ЦЭЛ, УРЭОМТ), подразделения подготовки производства, оперативно-диспетчерская служба, участок механизации и автотранспорта с 80-тью единицами разнообразной техники, включая вездеходную.

Являясь структурным подразделением Центрального рудоуправления ОЭСВВС представляет собой сложную, постоянно совершенствующуюся систему, включающую в себя магистральные насосные станции, насосную станцию аварийного и поливного водоснабжения, насосную станцию повторного использования сточных вод, два озера-накопителя объёмом 1 млн. м<sup>3</sup> и 1,7 млн. м<sup>3</sup> воды соответственно, комплекс предварительной очистки воды на головных сооружениях, четыре фильтровальных станции общей производительностью 125 тыс. м<sup>3</sup> питьевой воды в сутки.

Конечно же, такое предприятие является очень энергоёмким. Почти 80% себестоимости производственной воды составляет стоимость электроэнергии.

В эксплуатации ОЭСВВС находятся 9 подстанций с общей установленной мощностью 305 тыс. кВт, линии электропередач 220 кВ, 35 кВ, 35 кВ и 6 кВ.

Безусловно, всё это стало возможным благодаря самоотверженному труду нашего коллектива, каждый член которого с большой ответственностью относится к выполнению своих обязанностей.

Сегодня в ОЭСВВС трудится около 750 человек. Метод работы установлен как пятидневный, так и вахтовый. Приятно отметить, что постоянно ведётся большая рационализаторская работа во всех подразделениях нашего предприятия.

Для того, чтобы удовлетворять растущие потребности в воде в связи с развитием производства и гарантирования бесперебойного водоснабжения городов Зарафшан и Учкудук, практически всей инфраструктуры региона и промышленных площадок, необходимо постоянно модернизировать и развивать существующие мощности и возможности Водовода.

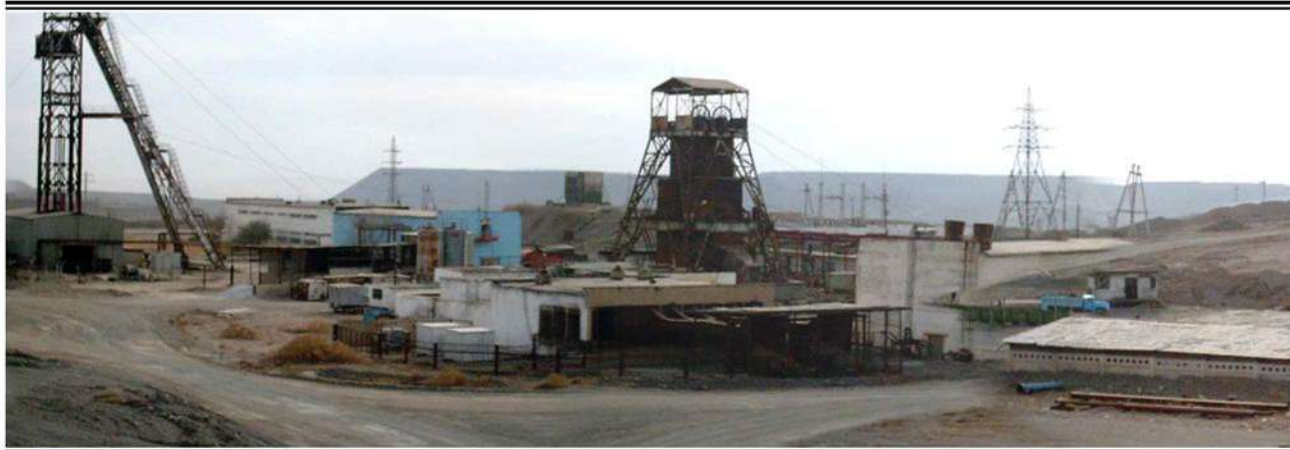
Это основная задача для наших работников и всех специалистов Центрального рудоуправления, так или иначе связанных с деятельностью ОЭСВВС.

Хочется вспомнить, хоть и с болью в сердце, одного из руководителей ОЭСВВС, ветерана НГМК, заслуженного работника промышленности Республики Узбекистан, заслуженного работника атомной промышленности, кавалера орденов «Знак почёта», «Горняцкая слава» и просто хорошего человека Василия Васильевича Повереннова.

Эмблема ОЭСВВС – человеческая ладонь с каплей воды на ней. Это символ огромного труда коллектива важного для всего региона предприятия, знающего цену добытой каждой капли воды в центре пустыни Кызылкум.

## ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНАЯ ШАХТА «МУРУНТАУ»

Назаров Т.А., главный инженер шахты «М» Центрального рудоуправления НГМК



*Maqolada kondagi zahiralalar va ruda tanasi chegarasini aniqligini ta'minlash uchun ruda chegarasini qayta qidirish, keyinchalik qazib olish ishlari tartibini yer osti usulida amalga oshirish masalalarini echishga yunaltirilgan "Muruntau" shaxtasi tashkil etilishi tarixi tasvirlangan. Yer osti kon lahimlarida chuqur burq'ulash texnologiyasi va kon lahimlari o'tishning yangi texnologiyalari keltirilgan. Shaxtada o'z vaqtida faoliyat yuritgan va mehnat qilayotgan etakchi mutaxassislar va ilq'or ishchilar haqida so'z yuritilgan.*

*Tayanch iboralar: "Muruntau" shaxtasining tashkil etilish tarixi, ruda chegaralarini qidirish, sistemali qidirish bosqichlari, tayyorlov ishlarini tashkil qilish, stvol o'tish, gorizonta' kon lahimlarini o'tish, kvershlag va suv chiqarish kameralarini o'tish, birinchi kon massasini yuklash, kon lahimlari o'tishning yangi texnologiyalari, yer osti kon lahimlarida chuqur burgulash texnologiyasi.*

*History of construction of Muruntau mine directed at solving of ore zones detailed exploration problems for reliability and ore body limits with further transfer of mine into actual mining mode is mentioned in this article. New technologies of excavating and deep drilling from underground workings are noted. Chief specialists and leading workers of Muruntau are mentioned.*

*Key words: history of construction of Muruntau, exploration of ore zones, stages of systematic exploration, organization of activities, sinking pit, level development, cross drifting and drainage room driving, muck loading, new technologies of excavating, technology of deep drilling from underground workings.*

В 1970 г. правительством было принято решение о дополнительном изучении месторождения «Мурунтау» собственными силами по флангам месторождения бурением глубоких скважин с поверхности и подземными выработками. Прямое отношение к принятию решения по доразведке месторождения имели В.И. Чумаченко, Л.И. Минькин, З.П. Зарапетян, Н.Б. Карпов, окончательное решение принимал Е.П. Славский. Разведочные горизонты были выбраны на отметке +128 м и +78 м, то есть 450 м и 500 м от поверхности.

Горные работы имели две важнейшие задачи: разведку рудных зон в комбинации с бурением с поверхности, а также обеспечение достоверности запасов ранее разведанных рудных тел. Кроме того З.П. Зарапетян поручил проектировщикам стволов шахт выбрать сечение, обеспечивающее дальнейший переход их в режим эксплуатационных.

Первый локальный проект на разведку был составлен Н.К. Напольским, В.И. Чумаченко. К этому времени горизонта +78 достигли всего 17 разведочных скважин, в связи с чем на плане горизонта +78 м были околонтурены только три небольших локальных рудных пятна.

Первый этап разведки (1973 – 1976 гг.) связан с подходом горных выработок к рудным телам, отработкой системы документации, опробования технологии горных работ.

Геологическое обслуживание и направление разведки обеспечивали Н.К. Напольский, Е.П. Кузнецов, Б.Н. Холод, В.П. Соколов, Р.Т. Усеев, В.А. Иванов, Е.В. Жохов (первый главный геолог шахты «Мурунтау»). Впоследствии геологическую службу шахты возглавляли Е.В. Жохов, В.В. Терновский, Б.В. Молчанов, А.И. Большаков, А.В. Осипович, А.Д. Аксенов, Н.К. Напольский, Э.С. Сайидов.

Период с 1976 по 1983 гг. был этапом систематической разведки, накопления данных о морфологии рудных зон, особенностях оруднения. В 1979 г. была выполнена первая оценка ресурсов на флангах и глубоких горизонтах месторождения (А.И. Образцов, Е.П. Кузнецов), ставшая основой проекта расширения и углубки карьера.

На этапе 1983 – 1991 гг. главной задачей стала оценка масштабов оруднения на углубку подземных скважин, ориентированных на пространственное положение главной рудоносной зоны.

На третьем этапе 1993 – 1997 гг. главными задачами стали разведка на горизонте «0,0» м (570 м от поверхности), прослеживание оруднения на восточном фланге, опытная попутная добыча руды, курс на подземную доработку запасов, остающихся за бортом карьера.

Строительство геологоразведочной шахты «Мурунтау» начато в 1971 г. по проекту «ПромНИИ проект» Министерства среднего машиностроения с целью глубинной разведки золоторудного месторождения, разрабатываемого открытым способом рудником «Мурунтау».

В первую очередь строительства шахты входила проходка вертикальных стволов 1-1 и 1-главный глубиной 500 м, круглого сечения с бетонным креплением.

16 марта 1971 г. был произведен первый взрыв по проходке ствола 1-1, что явилось началом строительства шахты «Мурунтау». На этом взрыве присутствовал директор Навоийского горно-металлургического комбината З.П. Зарапетян.

Организацию подготовительных работ к проходке стволов проводил начальник шахты Г.И. Ганжа.

Проходка ствола I-I производилась бригадой проходчиков Центрального рудоуправления, руководимой опытным горняком В.А. Панниковым. В составе бригады В.А. Панникова работали: Десятников А.А., Чеплаков М.И., Гармаш А.А., Чубаренко А.К., Шерстобитов А.С., Роман В.В., Мельников Н.С., Клименко И.И., Рыбушкин А.Я., Новиков В.В., и др.

Проходка ствола 1-главный производилась бригадой проходчиков «Кривбассшахтапроходка», руководимой опытным горняком В.И. Солошенко.

В марте 1973 г. проходка стволов закончилась. С апреля 1973 г. на шахте началась проходка горизонтальных горных выработок. Спуск, подъём людей, грузов производились в бадьях (БПСМ – 3,0). Впервые погрузка горной массы погрузочной машиной была произведена в июле 1973 г. на гор +128 м. В этом же году началась проходка квершлага I-I и камер водоотлива и ЦПП на гор +78.

В 1974 г. произведена армировка ствола 1-1 с заменой проходческого копра и навеской клетей (41КН 3,6) под вагонетки ВГ-4, смонтирован комплекс обмена вагонеток, построены центральная подземная подстанция, насосная главного водоотлива, преобразовательная подстанция для контактных электропоездов, главная

вентиляторная установка - это позволило ускорить темпы горнопроходческих работ для вскрытия рудных тел и начать разведку глубоких горизонтов месторождения «Мурунтау».

В 1975 г. для быстрого развития работ на горизонте +78 м была подготовлена и осуществлена скоростная проходка 300 п.м. в месяц одним забоем квершлага-1 сечением 11,1-12,4 м<sup>2</sup> при крепости пород 9,13 по шкале проф. М.М. Протождяконова. Участком руководил Ю.А. Баранов, бригаду возглавлял Н.И. Сметанко. Проходческое оборудование: погрузочная машина ПНБ-3К, перегружатель УПЛ, перфораторы ПР-30 на пневмоподдержке, вагоны ВГ-4, электровоз 10КР.

Скоростная проходка дала возможность за короткий срок увеличить объёмы подземных горных выработок для осушения шахтного поля (дебит которого в первый период проходки составлял 660 м<sup>3</sup>/ч) и обеспечить дополнительный фронт работ для проходческих бригад.

На опыте скоростной проходки выросли руководители-горняки В.А. Гармаш, П.П. Демидов, В.В. Новиков, Ю.Д. Писанный, В.И. Ряков, Ю.А. Баранов, С.А. Кучмин, О.С. Бурченков, В.В. Шилин, К.А. Никифоров, В.А. Ненашев, В.Н. Журба, С.П. Тимашов, В.П. Мартынов, Ю.И. Калужнов, А.М. Лауров и др.

А также выявила талантливых бригадиров: А.А. Десятникова, П.Ф. Бакулина, А.И. Зубкова, Н.И. Сметанко, В.А. Ненашева, Н.И. Станового, А.В. Штобера, Д.И. Фадеева, Т.Т. Пискунова, Н.И. Маликова, И.А. Бондаренко, И.Ф. Каложнова, Х.Г. Шагвалеева, К.Ф. Яценко, В.Ф. Костокова, Р.Ш. Кинчина и многих других.

Всё это позволило к 1980 г. пройти 27000 п.м. геологоразведочных выработок и решать задачи по увеличению запасов месторождения «Мурунтау».

С 1977 по 1983 г. шахтой руководил В.А. Бушевцев, который еще в 50-ые гг. работал начальником рудника № 2 в Северном Рудоуправлении. Он был не только опытным горняком, но и хорошим хозяйственником. Под его руководством на шахте были построены столовая № 18, АБК (новое здание), механические мастерские, диспетчерская, строительный участок, материальный склад, переходная галерея, электроцех, кузнечный цех, перфораторная мастерская и КИПиА, а также площадка для ремонта горного оборудования с тельфером.

Этими работами руководили главные механики Г.И. Могилн, В.Г. Галустов, Э.О. Кремзер, зам.главного механика П.В. Сачек, горный механик С.К. Ростовцев, начальник стройучастка А.В. Лысов.

С целью оценки и предварительной разведки глубоких горизонтов месторождения в 1977 г. был организован буровой участок под руководством Г.Е. Дымшица, В.М. Дылевского, А.Я. Троценко, И.Я. Рудь, В.А. Лукомского, В.В. Королёва, В.В. Сковородникова, И.П. Каркатенко. Бригадиром буровых бригад были А. Горбов, П.И. Сагайдак, В.П. Судов, А.А. Казаченко, Ю.А. Абдурахманов, И.В. Ивановский, В. Танашев,

В.А. Царук, Н.Д. Курманалиев, П.А. Севрюков, В.А. Чекалов, В.Г. Сотников, К.А. Избанов, Назаров М. и другие.

В это время была освоена технология глубокого бурения из подземных горных выработок станками ЗИФ-1200, ЗИФ-650.

В 1983-1984 гг. (начальник шахты Журба В.Н.) произведена углубка ствола-1 главный с горизонта +78 м до горизонта 0,0 м. Пройдены руддворы и околоствольные выработки на горизонте 0,0 м. Построен растворобетонный узел на шахтной поверхности и калориферная для главной вентиляционной установки.

В 1984-1985 гг. пройдены на горизонте +128 м штреки 9-1 и 9-2 в качестве оказания помощи Кызылкумской ГРЭ для разведки месторождения «Мютенбай» и произведена сбойка со стволом шахты №9.

В 1989 г. была произведена полная замена проводников в стволе 1-1, усилено основание копра в местах коррозионного износа металлоконструкций, принята в эксплуатацию насосная участкового водоотлива на горизонте 0,0 м.

1984 г. – пройден руддвор ствола 1-главный и водосборники №2 и №3 на горизонте 0,0 м.

1986 г. – произведен ремонт крепи ствола 1-главный.

1987 г. – 1993 гг. – произведена углубка ствола 1-1 на 80 м, пройдена камера опрокидная на горизонте 0,0 м.

1988-1990 гг. – пройдены обходные выработки стволов 1-1 и 1-главный на горизонте 0,0 м.

1994 г. – пройдена камера ЦПП на горизонте 0,0 м.

С 1971 по 1995 гг. – на шахте было пройдено 100 км горных выработок, отгружено и выдано «на гора» 1000000 кубометров горной массы.

1998-1999 гг. – осуществлялась проходка бремсбергов 78-128 м и подготовительных горных выработок для опытного блока.

2000 г. – пройден вентиляционный канал к стволу 1-1 и смонтирован вытяжной вентилятор.

2001 г. – возобновлены работы по глубокому бурению станками СКБ-5.

2002 г. – начата проходка горных выработок для вскрытия нового горизонта (-150 м).

2003 г. – произведена замена предохранительных и рабочих полков в стволе 1-главный. Заменены ходовые полки с горизонта 0,0 м до горизонта +78 м.

2004 г. – принята в эксплуатацию насосная №3, №4 и подстанция гор. 0,0 м.

Произведена замена нижней части копра ствола 1-1.

2005 г. – произведен ремонт фундамента и замена опорных балок опрокидного горизонта 0,0 м. Возобновлены работы по разведке второго рудного блока из штрека 3-5.

2007 г. – смонтирован конвейер 1ЛЖУ-1000 в уклоне №2 протяжённостью 250 м.

2007 г. – произведена антикоррозийная обработка (покраска) копра 1-главный.

2008 г. – произведена наростка конвейерной линии на 100 п.м.

2009 г. – начаты опытно-промышленные работы в блоке Вос. 1

2009 г. – произведена наростка конвейерной линии на 100 п.м.

2009 г. – смонтирована подъёмная машина Ц1,6х1,2 в бремсберге №1

2009 г. – сдемнтирована подъёмная машина Ц1,6х1,2 и передана на временное пользование в Южное РУ, в связи с чем работы по вскрытию гор. (-150 м) были приостановлены.

2009 г. – произведена антикоррозийная обработка (покраска) копра 1-1.

2010 г. – колонковое бурение станками СКБ-5 временно прекращено в связи с отсутствием фронта работ.

2010 г. – поступила первая часть проекта на опытно-промышленные работы с выходом в борт карьера.

2011 г. – вернули подъёмную машину Ц1,6х1,2 и в сентябре собственными силами шахты она была вновь смонтирована на прежнее место.

2012 г. – согласно проекту, разработанному в «O'zGEORANGMETLITI», приступили к производству горнокапитальных работ с устройством выхода в борт карьера и продолжили подготовительно-нарезные работы в опытно-промышленном блоке.

В ноябре 2013 г. отмечалось 55-летие Навоийского горно-металлургического комбината. Шахта «Мурунтау», как подразделение в структуре Центрального рудоуправления, внесла свой достойный вклад к празднованию этого знаменательного события, о чём свидетельствует вручение Государственной награды — медали «Шухрат» заведующему складом взрывчатых материалов Амбелиди Михаилу Семёновичу.

Анализируя события 2013 г., можно сказать, что для коллектива шахты «М» он выдался не из легких. Недопоставка оборудования и механизмов, продолжающийся отток высококвалифицированных специалистов, смена поколений, проходка трёх наклонных выработок в обводнённых породах, увеличение общешахтного водопритока на 150 м<sup>3</sup>/ч, в связи с откачкой воды из карьера в сеть горных выработок и т.д. Но, не смотря на все эти проблемы, поставленные производственные задания по всем показателям коллективом были выполнены.

В 2013 г. произошло несколько значимых для дальнейшего развития шахты «М» событий:

В июле месяце возобновлены работы по выполнению проекта «Разведка глубоких горизонтов месторождения Мурунтау». В настоящее время уклон №1 проведён до проектной глубины (горизонт «-75 м»). Нижняя приёмная площадка уклона №1 проведена на 53 п.м. Забой уклона №2 находится на отметке 89 м. (533 п.м.). В 2013 г. приступили к реализации рабочего проекта на отработку опытно-промышленного блока с выходом в борт карьера. Выполнена часть горнокапитальных работ на горизонтах «0,0 м», «+128 м». Разделано и забетонировано устье уклона 135-78. Для оптимизации сроков строительства пускового комплекса согласно инвестиционному проекту

«Разработка подземной добычи руды месторождения Мурунтау» ускоренными темпами ведётся строительство портала уклона 135-78 на рабочей площадке карьера (горизонт +135 м). К сожалению, по ряду экономических причин часть горно-капитальных работ на сегодняшний день приостановлена.

Ведутся геологоразведочные работы с целью подготовки блока для опытно-промышленной разработки.

На шахтной поверхности в 2013 г. произведена замена и наладка распределителей РП-1 6 kV в зданиях шахтных подъёмных машин ствола 1-1, ствола 1-Главный. Выполнены работы по ремонту кровли здания АБК, диспетчерской, по ремонту комнаты отдыха военизированной охраны, по побелке стен диспетчерской, здания АБК, бытовых и производственных помещений на монтажной площадке. Выполнены работы по благоустройству территории, посадке зелёных насаждений.

За годы существования шахты «М» накоплен огромный опыт ведения подземных горных работ на месторождении «Мурунтау», который передается из поколения в поколение. Хотелось бы высказать особые слова благодарности нашим ветеранам-наставникам, передающим свой багаж знаний молодым горнякам: Михееву А.И., Шарипову З., Амбелиди М.С., Кинчину Р.Ш., Кочеткову Ю.А., Гаджиеву Г.А., Магурян А.С., Наркулову А.С., Джунайтову Ф.А., Ертелеулову Ж.М., Исаеву Ш.Х., Булегбаеву А.Б., Бердиеву М.Б., Жоашову Д.А., Третьякову В.А. и др.

В 2014 г. продолжаются геологоразведочные, горно-капитальные работы, ведутся подготовительные работы для наростка конвейера 1ЛУ1000 в Уклоне № 2. Ожидается поступление современной высокопроизводительной горной техники.

Уверен, что знания, опыт, высокая квалификация и молодой задор, с присущему нашему коллективу чувством взаимовыручки, преданностью делу позволит нам и впредь выполнять поставленные перед шахтой «Мурунтау» ответственные производственные задачи,

вносить достойный вклад в укрепление независимости и процветание Республики Узбекистан.

С 1971 по 2014 г. на шахте «М» первыми руководителями были:

Начальниками шахты «М»: Ганжа Г.И. 1971-1974 гг., Бердников Е.А. 1974-1977 гг., Бушевцев В.А. 1977-1983 гг., Журба В.Н. 1983-1987 гг., Садовой В.А. 1987-1990 гг., Кучмин С.А. 1990-1999 гг., Бурксер А.А. 1999-2002 гг., Тимашов С.П. 2002-2011 гг., Каложнов Ю.И. с 2011 г.

Главными инженерами: Мариев В.Н., Писаный Ю.Д., Садовой В.А., Кучмин С.А., Баранов Ю.А., Жадан Ю.Ф., Емельянов В.П., Тимашов С.П., Каложнов Ю.И., Равшанов А.Ф., Назаров Т.А.

Главными геологами: Жохов Е.Д., Терновский В.В., Молчанов Б.В., Большаков А.Н., Осипович А.В., Аксёнов А.Д., Напольский Н.К., Рахмонов В.С., Сквородников А.М., Сайидов Э.С.

Главными маркшейдерами: Вдовенко А.В., Любарский Б.В., Успенский А.Н., Жигалов А.Л., Галимулин Р.Н., Кабилов А.Б., Ниязов Г.Т.

Главными механиками: Кошик Ю.И., Могилин Г.Н., Кремзер Э.А., Галустов В.Г., Филиппов В.Н., Генкул В.В., Буранбаев С.Я.

Главными энергетиками: Захсоров В.Х., Федотов В.И., Хохряков Д.Р., Орлянский И.Б., Меркулов К.И., Кочетков Ю.А., Галустов В.Г., Борошок И.Б., Филиппов Д.В., Кудяков Р.Р., Ильин А.В.

Начальниками горных участков: Вдовенко А.В., Пак А.П., Баранов Ю.А., Кучмин С.А., Тимашов С.П., Бурченков О.С., Журба В.Н., Никифоров К.А., Ненашев В.А., Косников В.А., Жагапаров А.И., Колмаков С.В., Сайфуллин В.М., Мартынов В.П., Фурса А.Н., Равшанов А.Ф., Алпацкий А.В., Назаров Т.А., Санакулов А.С.

Начальниками участка ВПП: Богатырёв М.Ф., Мясников Г.Ф., Бойко А.Н., Голомазов Е.М., Горшков М.И., Игонин Н.В., Токарев А.М., Велияев С.Ш., Верещагин И.В., Биязов М.А., Генкул В.В., Тогаев Х.К.

УДК 65.011.622.012

Фатеев Е.В., Хужамов Э.Н. 2014 г.

## ИСТОРИЯ ЦЕХА СЕТЕЙ И ПОДСТАНЦИЙ

Фатеев Е.В., начальник ЦСиП, Центрального рудоуправления НГМК; Хужамов Э.Н., энергетик ЦСиП, Центрального рудоуправления НГМК



*Maqolada Markaziy kon boshqarmasi tarkibiy qismi nimstansiya va tarmoqlar sexi qurilishining 50 yillik tarixi va uning bugungi kundagi asosiy vazifalari, sexning tarkibiy bo'linmalari, hamda mustaqillik yillarida olib borilgan rekonstruksiya ishlari, ushbu sexda faoliyat olib borgan etakchi mutaxassislar haqida ma'lumotlar keltirilgan.*

*Tayanch iboralar: Markaziy kon boshqarmasi, nimstansiya va tarmoqlar sexi, elektr energiya, ishlab chiqarish korxonasi, birinchi kuchlanish taqsimlovchi qurulma, bosh energetik, bosh dispetcher, mustaqillik, korxonada yangi energetika ob'ektlarining qurilishi.*

*Information about the history of construction and main tasks of network and substations shop, team of structural subdivisions as well as reconstruction works performed within the years of independence is given in this article. Leading specialists of structural subdivisions of network and substations shop of Central Mining Administration are mentioned.*

*Key words: Central Mining Administration, network and substations shop, electric energy, industrial enterprises, first intensive distribution substation, chief power man, chief dispatcher, independence, construction of new power assets.*

Цех сетей и подстанций (ЦСиП) является структурным подразделением Центрального рудоуправления (ЦРУ). Основными задачами ЦСиП являются: бесперебойное снабжение электроэнергией потребителей Зарафшанского энергорайона (ЗЭР), организация надежной, безопасной и рациональной эксплуатации электроустановок и содержание их в исправном состоянии.

В сентябре 1964 г., одновременно с созданием почтового ящика № 20, который позднее стал называться ЦРУ, начала работать энергетическая служба предприятия. В 1964 г. на месте города и промышленных предприятий начало организовываться строительство и какие-либо источники энергии отсутствовали. Всё надо было начать с нуля в сложных климатических условиях. Для временного обеспечения электроэнергией с других предприятий отрасли были срочно переданы на объекты ЦРУ передвижные дизельные электростанции типа ДЭС-60. На тот период жизненно важными объектами были строящиеся: растворобетонный узел, автобаза № 4, поселок в районе геологоразведочной партии № 20 (ГРП-20), лагерь спец. контингента и другие объекты. 8 августа 1965 г. под общим руководством главного энергетика комбината Ю.М. Маслова, оперативным руководством главного диспетчера ЦСиП г. Навои Г.М. Толмачёва была произведена врезка в действующую линию Л-17-0 и поставлена под напряжение 110 кV подстанция № 2. Предприятие начало получать электроэнергию от энергосистемы и это была победа энергетиков комбината и рудоуправления.

30 августа 1965 г., в «День Строителя», на площадке было введено в эксплуатацию первое распределительное устройство напряжением 6 кV, открыт путь к наращиванию объектов строительно-монтажных работ на площадке «Зарафшан». Открыт транзит по ЛЭП -110 кV на площадку «Бессопан», где по проекту комбината быстрыми темпами возводилась подстанция 110/35/6 кV – «Временная», с трансформаторами мощностью 2х20000 кВА. К окончанию работ по монтажу второго участка ЛЭП-220 кV от площадки «Зарафшан» до площадки «Бессопан», проходящей по гористой местности Тамды-Тау, к ноябрю 1966 г. были закончены монтажные и пуско-наладочные работы по подстанции «Временная».

К концу 1965 – началу 1966 г. произошло пополнение кадров энергетиков рудоуправления. Начальником ЦСиП был назначен опытный специалист и энергичный руководитель Иван Иванович Семёнов. В рудоуправление прибыли молодые специалисты-энергетики: Т. Султанов, В.А. Курбатов, которые начали свою работу в оперативной службе цеха. Основной оперативный и ремонтный персонал по обслуживанию всех подстанций и электрических сетей 6 кV пл. Бессопан в то время был подобран из военных строителей, базировавшихся на Бессопане. В ноябре 1966 г., с введением в работу подстанции «Временная», была решена проблема электроснабжения строительства ГМЗ-2 и всего комплекса промплощадки, стало возможным применение на строительстве мощной горной техники – экскаваторов ЭКГ-4.6, буровых станков типа СБШ. Также предоставлена возможность обкатки крупного оборудования: наклонного конвейера, дробилки, мельниц, компрессоров ГМЗ-2. Открыт транзит по подаче напряжения 35 кV на карьер Мурунтау. Быстрыми темпами возводились промышленные объекты Бессопана и карьера Мурунтау, объекты водовода и города. Это требовало перевода электроснабжения предприятия на качественно новый технический уровень, то есть, перевод электроснабжения предприятия на напряжения 220 кV. Для решения насущных вопросов электроснабжения предприятия и обеспечения запуска объектов первой очереди с 1967 г. ускоренными темпами велось строительство новых энергетических объектов предприятия. По потреблению электроэнергии Зарафшанский промышленный район - самый крупный потребитель электроэнергии в Узбекистане.

В настоящее время под руководством начальника ЦСиП Фатеева Е.В в цехе работает 222 человека. При этом хочется отметить что коллектив в цехе дружный, слаженный, на 80% состоящий из молодежи. Главным инженером цеха является опытный и грамотный работник Емельянов В.А., основной задачей которого является обеспечение надёжного и бесперебойного электроснабжения потребителей предприятия при создании работающим здоровых и безопасных условий труда; энергетиком цеха назначен молодой и перспективный Хужамов Э.Н., который занимается реконструкцией и модернизацией действующих объектов цеха.

Сегодня в состав Зарафшанского энергорайона входят десятки подстанций 220/35/6 кV, сотни транс-

форматорных пунктов 6/04 kV, сотни километров линии электропередачи 220/35/6 kV, которые расположены по территории промышленной площадки г. Зарафшан, пл. «Бессопан», пл. «Фосфориты». В структуре цеха 9 участков:

- участок «Зарафшан», обеспечивает электроснабжение города и примыкающих к нему других жилых и производственных объектов;
- участок «Мурунтау», осуществляет электроснабжение промышленных объектов площадки «Бессопан»;
- участок «Фосфориты», обеспечивает электроснабжение фосфоритового комплекса;
- участок подготовки производства, обеспечивает участки транспортом и необходимыми для работы материалами;
- участок ВВУ гидрометаллургический завод № 2 (ГМЗ-2), обеспечивает электроснабжение технологического оборудования ГМЗ-2;
- центральная электролаборатория обеспечивает надёжную работу релейной защиты и автоматики на всём оборудовании цеха, занимается отысканием мест повреждения кабельных линий, высоковольтными испытаниями электрооборудования.
- линейно-кабельный участок занимается ремонтом и техническим обслуживанием воздушных и кабельных линий по всему Зарафшанскому энергорайону;

- ремонтно-монтажная группа занимается реконструкцией и монтажом силового оборудования, а также осуществляет монтаж и обслуживание праздничной иллюминации города;

- оперативно-диспетчерская группа осуществляет оперативное управление Зарафшанским энергорайоном.

В последние годы в связи с введением новой технологии и современной техники на производстве, ростом промышленных мощностей повысились и требования к надёжности и качеству электроснабжения потребителей Зарафшанского энергорайона. Перед ЦСиП эти требования поставили новые задачи по модернизации и техническом перевооружении электрических сетей. При этом хочется отметить, что коллектив цеха с честью выполняет поставленную перед ним задачу.

За годы независимости Республики Узбекистан в целом по ЦСиП произведена реконструкция 16 действующих объектов, вновь смонтировано и введено в эксплуатацию 7 распределительных пунктов.

На 2014 г. запланирована реконструкция 7 действующих объектов с заменой устаревшего электрооборудования на современные экологичные образцы вакуумного и элегазового оборудования последних разработок. Планово проводимая работа в рамках реализации Государственной программы по модернизации и техперевооружению действующих объектов позволяет нам значительно повысить надёжность электроснабжения всего золотодобывающего комплекса и уверенно смотреть в будущее нашей родины.

УДК 65.011:622.012

Ахмедов Р.Р. 2014 г.

## ЦЕНТРАЛЬНЫЙ РЕМОНТНО-МЕХАНИЧЕСКИЙ ЦЕХ

Ахмедов Р.Р., начальник ЦРМЦ Центрального рудоуправления НГМК



*Markaziy ta'mirlash-mexanik duradgorlik kon boshqarmasi filialining tashkil etilishi va qurilish tarixi yoritilgan. Korxonada faoliyati davomidagi raxbarlar va ta'mirlash-mexanik duradgorlik ishchilari qayd etilgan, hamda eskirgan detallarni qayta tiklash uchastkasi haqida ma'lumot keltirilgan.*

*Tayanch iboralar: ta'mirlash-mexanik duradgorlik sexini tashkil etilish tarixi va uning asosiy faoliyat yo'nalishlari, turli xil asboblari, moslamalar va jihozlarni tayyorlash, katta o'lchamli texnologik, boyutish va kon transport jihozlari ta'mirlash, dumpkar va teplovozlarni ta'mirlash.*

*History of establishment and construction of central machinery repair shop branches of the mining administration are mentioned in this article. Managers and workers of central machinery repair shop are listed. Production of various equipment and devices for repair of large-sized process, enrichment, mining transport equipment as well as sites for worn-part reclamation are described.*

*Key words: history of establishment and core operations of machinery repair shop, production of various equipment, devices, repair of large-sized process, enrichment, mining transport equipment, repair of dump cars and diesel locomotives.*

В 1967 г. в г. Зарафшане создан филиал Навоийского ремонтно-механического завода, первым руководителем которого стал энергичный и грамотный специалист, ветеран войны В.К. Погорелов. В числе первых в Центральной ремонтно-механической мастерской (ЦРММ) были Ш.К. Умеров, приехавший молодым специалистом из Учкудука и прошедший путь от мастера до начальника производственно-технического бюро цеха, Л.В. Журавлева – специалист по нормированию труда, П.Р. Тудвасев – строитель, токарь и мастер, инженер-технолог. Небольшой коллектив в количестве 60 человек приступил к выполнению производственных задач: это были первые детали, запчасти, металлоконструкции.

В этом же 1967 г. заложен фундамент главного корпуса первой очереди ЦРММ, который в 1968 г. введён в эксплуатацию. В связи с острой нехваткой рабочих рук к производству работ привлечены специалисты из числа спецконтингента – станочники, сварщики, газорезчики. Срочно были построены временные бытовые помещения, где рабочие могли переодеться, обогреться. В 1969 г. закладывается вторая очередь ЦРММ, в этом здании пришлось разместить площадку для ремонта насосов и участков изготовления грузозахватных приспособлений. В связи с уходом на другую работу В.К. Погорелова начальником мастерских назначается С.И. Юлдашев. В 1971 г. С.И. Юлдашев переходит на работу в РМЗ г. Навои и начальником мастерских назначается А.Н. Чернов. Он организовал инструментальный участок, задачей которого являлось обеспечение механического отделения режущим инструментом, оснасткой, приспособлениями. В связи с большим объёмом газорезных работ и трудностями по обеспечению ацетиленом принято решение организовать в мастерских небольшой участок по выработке ацетилена и начать строительство помещения для ацетиленовой установки.

В 1972 г. начальником мастерских работал Е.В. Амбразонов. Он закончил работы и запустил ацетиленовый участок, что позволило обеспечить ацетиленом не только ЦРММ, но и ГМЗ-2. Параллельно строилась вторая очередь ЦРММ и уже в 1974 г. начал выполнять работы участок защитных покрытий и участок по ремонту насосов. В этом же году построена и сдана в эксплуатацию печь для обжига и камера покраски и просушивания электродвигателей.

В 1974 г. начальником мастерских становится В.И. Липпонец, который уже хорошо знал коллектив и хозяйственный механизм, работая около двух лет в качестве главного инженера ЦРММ. Он форсировал установку оборудования участка термообработки, который в 1975 г. вступил в строй. Установка позволила увеличить и расширить перечень объёмов изделий и запчастей, подвергающихся термообработке для увеличения срока их службы.

В этом же году вводится в строй ремонтная площадка с 30-тонным мостовым краном и организуется участок по ремонту спиралей классификаторов для ГМЗ-2, балок рукоятей и ковшей экскаваторов для карьера Мурунтау и участок для резки листового и профильного металла. Коллектив ЦРММ насчитывал в своих рядах на тот период более 400 человек.

В 1980 г. началось строительство третьей очереди ЦРММ, которая вступила в строй в 1984 г.: отделение по ремонту крупногабаритного технологического оборудования (ремонт думпкаров, тепловозов) и участок по восстановлению изношенных деталей методом наплавки. В этом же году устанавливается и вводится в строй установка для нанесения покрытий металла в вакууме «Булат-3Т», столярная мастерская и гараж для автотракторной техники.

Для решения вопроса по обеспечению подразделений рудоуправления кислородом начато строительство кислородной станции, в 1981 г. она введена в строй. Первым руководителем кислородной станции был П.М. Зинченко, который проявил волю и профессиональные знания при производстве пуско-наладочных работ и вывода станции на проектную мощность. В 1987 г. сдана в эксплуатацию ацетиленовая станция и в ЦРММ появился новый участок – газонаполнительный, первым руководителем которого стал Н.А. Шерстюк, приложивший немало сил для выполнения задач, стоявших перед коллективом участка, а также по созданию самого коллектива.

В феврале 1988 г. в коллектив цеха приходит новый начальник – В.И. Скрыпник. Он основной упор делает на выполнение производственного плана. Выполняется ряд мероприятий по улучшению охраны труда, создаётся костяк квалифицированных специалистов, участвующих в решении актуальных производственных задач.

С 1999 г. цехом руководит Т.И. Мехтнев – хороший организатор производства, имеющий многолетний опыт работы в различных подразделениях Центрального рудоуправления.

В период с 1999 г. по 2013 г. в главном корпусе ЦРММ проведены работы по реконструкции бытовых помещений цеха, расширены и благоустроены гардеробные, построены новые душевые, частично заменены старые, морально устаревшие станки, на местные, произведенные в ПО «НМЗ».

С декабря 2013 г. Центральным ремонтно-механическим цехом руководит Ахмедов Рифхат Равильевич, с большим энтузиазмом и подъёмом изучает и внедряет всё новое, передовое, он своего рода носитель и инициатор технического прогресса цеха.

Коллектив ЦРМЦ насчитывает более 370 человек, большинство из которых квалифицированные рабочие и специалисты.

## ИСТОРИЯ И ДОСТИЖЕНИЯ ГРП-3

Худжаназаров У.О., начальник ГРП-3 Центрального рудоуправления НГМК



*Muruntau konini ekspluatatsion qidirishda kon-texnik echimlar bilan birgalikda konning hajmiy modelini tuzish, rudalarni ochiq usulda va "M" shaxtasi yordamida qazib olish chegarasini asoslash bo'yicha geologik qidiruv partiyasini tashkil etish tarixi keltirilgan. "Rudnoe", "Hadji-Axmat" va boshqa uran konlarida olib borilgan qidiruv burq'ulash ishlari, hamda Charyuta granit va marmar, Sangruntau va Uch-Tepa enuvchi slanec, Toshko'mir fosforit, Besopantau, Myutenbay, shimoliy Triada va Boylik oltin tarkibli konlarida qidiruv ishlari bo'yicha ma'lumot berilgan.*

*Tayanch iboralar: geologik qidiruv partiyasining tashkil etilish tarixi, Muruntau konini qidirish, Charyuta granit va marmar, Sangruntau va Uch-Tepa enuvchi slanec, Toshko'mir fosforit, Besopantau, Myutenbay, shimoliy Triada va Boylik oltin tarkibli konlari.*

*History of establishment of geological exploration crew for the extension of Muruntau mine for the development of deposit 3-D model together with mining solutions on explanation of open mining contours and Muruntau mine is described in this article. Special emphasis is put on conducted works in exploratory drilling at the Rudnoe, Hadji-Ahmet and other uranium deposits as well as exploration of Charuta granites and marbles, Sangruntau and Uch-Tuba combustible shales, Tashkumyr phosphorites, bentonites, and Besopantau, Mutenbay, Severnaya Triada and Boylik gold deposits.*

*Key words: history of establishment of geological exploration crew, exploration of Muruntau, Charuta granite and marble deposit, Sangruntau and Uch-Tuba combustible shales, Tashkumyr phosphorites, Besopantau, Mutenbay, Severnaya Triada and Boylik gold deposits.*

Поистине выдающимся достижением Узбекских геологов за прошедшие восемь десятилетий стало обоснование золотоносности территории республики и открытие крупных золоторудных объектов. К числу мировых гигантов относится месторождение Мурунтау – самое крупное на Евразийском континенте и уже признанное специалистами открытием века, обогатившим мировую геологическую науку новым специфическим типом золотого оруденения. После открытия месторождения Мурунтау в 1958 г. и по настоящее время производятся поисково-разведочные работы. Геологические исследования позволили создать объёмную модель месторождения и в совокупности с горнотехническими решениями по

обоснованию контуров открытой добычи руды явились основой первого (1965 г.) и последующих генеральных (1969, 1973 гг.) подсчёта запасов, принятых государственной комиссией по запасам (ГКЗ).

В 1967 г. на месторождении начаты разработки открытым способом, наступил первый этап освоения месторождения Мурунтау. Разработка месторождения началась с бурения скважин.

С началом производства горных работ по вскрытию золотосодержащих руд на карьере Мурунтау в структуре карьера был организован с 05.01.1968 г. участок эксплуатационной разведки, который путём последовательной реорганизации в участок разведочного бурения, затем в буровой

цех и с 1983 г. в Геологоразведочную партию № 3.

Целью эксплуатационной разведки явилось выявление наиболее полных контуров и геологических особенностей золотосодержащих рудных тел, подготовка запасов к их промышленной добыче.

Эксплуатационная разведка на карьере Мурунтау проводилась путём бурения вертикальных скважин на высоту эксплуатационного горизонта 15 м, по более сгущённой разведочной сети 10x10 и 20x20 м. Интервал опробования составляет 7,5 м.

По результатам пробирного анализа проб на золото составлялись планы распределения золотосодержащих руд по горизонтам, рассчитывались возможные эксплуатационные потери и разубоживание.

В 1969 г. руководство геологической службы комбината перед коллективом участка эксплуатационной разведки поставлены задачи, связанные с производством глубокого разведочного бурения скважин.

Началом проведения этих работ явилось: бурение 4-х структурных скважин для проходки стволов шахты «Мурунтау», глубиной до 600 м, а также детальная разведка в границах карьера Мурунтау и возможного его расширения, получение прироста промышленных запасов золота, поиски новых рудных зон на флангах месторождения Мурунтау.

Поставленные задачи с каждым годом начали приобретать решающее значение и в настоящее время не потеряли своей актуальности.

Уже в 1971 г. участком эксплуатационной разведки было пробурено 2,3 тыс. п.м. глубоких скважин.

В апреле 1972 г., учитывая возрастание роли глубокого бурения, из состава карьера Мурунтау выделяется структурное подразделение Центрального рудоуправления (ЦРУ) – участок разведочного бурения с эксплуатационно-разведочным участком.

С 1974 г. объёмы бурения геологоразведочных скважин в карьере Мурунтау начинают резко возрастать с 7000 п.м. - в 1974 г. до 23 тыс. п.м. в 1989 г.

В 1979-80 гг. коллектив бурового цеха Центрального рудоуправления, одновременно с основными работами по расширению сырьевой базы золота, проводит разведочное бурение на урановых месторождениях «Рудное» (3748 п.м.), а начиная с 1981 г. на месторождении «Хаджи – Ахмет» (9289 п.м.).

В 1982-85 гг. на месторождении Уч-Кудук ГРП-3 пробурено 314514 п.м. разведочных скважин. Геологоразведочная партия провела значительный объём бурения по разведке месторождений:

- Чарьютинских гранитов и мраморов;

- Шарьютинских алмазных структур;  
 - Сангунтауских, Уч-Тюбинских и Маши – Кудукских горючих сланцев;  
 - Ташкумырских фосфоритов;  
 - Кунтайской поваренной соли;  
 - Тамдытауских Бентонитовых глин, золото-рудных месторождениях Бесопантау, Мютенбай, Северная Триада и Бойлик. Объёмы выполненных буровых работ по этим месторождениям составили более 300 тыс. п.м.

С 1974 г. планируемыми приросты запасов золота по годам постоянно выполнялись. За весь период разведки на месторождении Мурунтау запасы золотосодержащих руд увеличились более чем в два раза, выявлены основные закономерности распределения золота в недрах, обеспечена надёжная сырьевая база для карьера Мурунтау.

С 1997 г. на месторождении Ташкура выполняются объёмы буровых работ по бурению эксплуатационно-разведочных скважин по выявлению пластов зернистых фосфоритов.

Достижения в деле выполнения этих показателей принадлежат как геологоразведчикам геологоразведочной партии № 3 (ГРП-3), так и шахты «Мурунтау». Координация этих организаций ложилась на геологический отдел ЦРУ.

Ежегодно выполняются дополнительные объёмы буровых работ:

- по чистке, прокачке и сооружению гидрогеологических наблюдательных скважин;

- также, выполнены объёмы буровзрывных работ участка гравийно-песчаной смеси (ГПС) более 9000 п.м;

- инженерно-геологические скважины по трассе КНК-270;

- выполнены работы на гор +90 м по бурению скважин в условиях мощного водопритока и снижению уровня воды на горизонте.

С 2008 г. производятся работы по бурению и опробованию рудных складов и отвалов рудника «Мурунтау» в сложных условиях глубиной до 50 м.

С 2011 по 2013 гг. планируемыми приросты запасов золота выполнялись на месторождении: «Бесопантау» и «Бойлик» обеспечена надёжная сырьевая база для карьера Мурунтау.

Являясь структурным подразделением Центрального рудоуправления, ГРП-3 и в настоящее время является одной из наиболее мощных геологоразведочных партий Центральных Кызылжумов, которая способна мобильно, быстро и качественно решать любые задачи, стоящие перед геологической службой комбината.

ГРП-3 – это солидное подразделение ЦРУ, осуществляющее весь комплекс геологоразведочных, буровых, геолого-геофизических исследований и гидрогеологических работ.

## ОСОБЕННОСТИ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛА ИЗ УПОРНЫХ И ОСОБО УПОРНЫХ ЗОЛОТО–СУЛЬФИДНОМЫШЬЯКОВИСТЫХ РУД

Санакулов К.С., генеральный директор НГМК, докт. техн. наук

*Maqolada qiyin boyitiladigan xom-ashyolardan kimyoviy, biologik va fizikaviy usullarda oltinni ishqorlash jarayonining samaradorligini oshirish yo'llari muhokama qilingan. Qattiq qizdirib oksidlash orqali kam tarkibli mishyak ta'siri ostida sul'fidli oltingugurt oksidlanadi, mikroorganizmlar metaboliti yo'q qilib uglerod moddasiga o'ralgan oltin ochiladi. Keyin qattiq qizdirilib oksidlangan mahsulot oltinni sianlab yutdirishga yo'naltiriladi.*

*Tayanch iboralar: oltinning ishqorlanish jarayoni samaradorligini oshirish yo'llari, kam tarkibli mishyak bilan mahsulotni biooksidlash, qattiq qizdirilgan oksidlash, sul'fidli oltingugurt, oltinni sianlab yutdirish, oltin-sul'fid mishyakli og'ir rudalarni qayta ishlash, sul'fidli rudalarni biooksidlash texnologiyasi.*

*Ways of increase of gold leaching process efficiency from refractory ores as well as breaking up of hard matrix using chemical, biological and physical methods are considered in this article. It is proved that if biooxidation product with low content of arsenic is exposed to oxidizing roasting, the gold will liberate due to carboniferous matter, the rest sulphuric sulphur will oxidize, and microorganism metabolites will be destroyed. Then the oxidizing roasting product will be directed to sorption cyanidation of gold.*

*Key words: ways of increase of gold leaching process efficiency, biooxidation product with low content of arsenic, oxidizing roasting, sulphuric sulphur, sorption cyanidation of gold, processing of refractory gold, sulphuric and arsenic ores, biooxidation process of sulphide ores.*

Современный мировой рынок золота переживает время явного дефицита минерального сырья. Запасы месторождений с высоким содержанием золота и легко извлекаемые руды в настоящее время практически истощены, а в разработку вовлекаются труднодоступные по добыче и сложные по переработке руды, которые относятся к категории упорных и особо упорных.

При этом за счёт более широкого вовлечения в эксплуатацию этих месторождений в текущем столетии можно обеспечить значительный прирост производства золота. Поэтому извлечения золота из технологически упорных и особо упорных руд, решение которых является актуальной научной проблемой, имеют важное народнохозяйственное значение.

Упорность золота связана чаще всего с рассеянием его в сульфидных минералах и арсенопирите, размер частиц составляет от десятков до тысячных долей микрона, в изоморфной или дисперсной форме, и поэтому оно не растворяется цианированием при стандартной технологии даже при сверхтонком помоле, без применения подготовительных операций перед цианированием. Вторая по распространённости причина упорности - наличие в руде значимых количеств углеродистого вещества, являющегося сорбентом золота, или иных природных сорбентов, которые могут сорбировать благородные металлы из цианистых растворов, увеличивая тем самым потери золота и серебра с хвостами технологического процесса.

Эти два фактора могут проявляться одновременно, что особо усложняет технологию переработки. Такие руды принято называть рудами двойной упорности (double refractory ores).

К типу технологически упорного минерального сырья также следует причислить руды и концентраты, содержащие металлоорганические, кластерные, коллоидные и иные химические и композиционные соединения, затрудняющие технологическое извлечение полезных компонентов.

Распространённость особо упорного золота значительна. Наиболее крупными и известными представителями являются руды Олимпиадинского месторождения, золотосульфидные руды Майского месторождения, руды месторождений Сухой Лог и другие (Россия), Barrick Goldstrike, Barrick Mercur, Cortez, Newmont, Carlin (США), руды месторождений Кокпатас, Даугызтау, Амантайтау, Марджанбулак и другие (Узбекистан), а также Бакырчик, Суздаль (Казахстан), Hillgrove (Австралия), Macraes (Новая Зеландия) и другие.

Последнее время наблюдается рост количества разведанных и вовлечённых в разработку месторождений упорного и особо упорного золота. В основном два фактора контролируют этот процесс в золотодобыче: открытие крупных и особо крупных месторождений упорного золота с одной, и промышленная отработка технологий окислительного обжига, автоклавного, хлорного, бактериального окисления, ультратонкого измельчения и энергетического воздействия, с другой стороны.

В мировой практике дополнительно проводится комплекс исследований по разработке и внедрению в промышленном масштабе нетрадиционных методов переработки упорного и особо упорного сырья благородных металлов. Также проводятся исследования по обработке руды ускоренными электронами, ультразвуком, мощными электромагнитными импульсами, а также сверхвысокочастотная, магнитно-импульсная и другие.

Большинство научных разработок и публикаций последних лет в области обогащения и металлургической переработки руд благородных металлов так или иначе связаны с проблемами извлечения упорного золота. В их решении принимают участие научно-исследовательские организации, предприятия и фирмы всех стран, являющиеся основными (или просто крупными) производителями этого металла из рудного сырья.

Одним из главных путей повышения эффективности процесса выщелачивания золота из трудно-обогащаемого сырья является интенсификация процесса вскрытия упорной матрицы химическими, биологическими, физическими методами. Кроме того, в меньших масштабах испытывались также сверхтонкое измельчение, хлоринация, электрогидравлическая и электрохимическая обработки, микроволновое облучение, облучение электронным пучком, магнитно-импульсная обработка и другие.

В то же время необходимо понимать, что показатель извлечения золота является главным, но не единственным критерием выбора технологии переработки золотосодержащих руд и концентратов. Следует учитывать эксплуатационные и капитальные затраты, запасы сырья, географию района, наличие развитой инфраструктуры и квалифицированных кадров. Для каждого конкретного золоторудного месторождения необходимо проводить технологические исследования и технико-экономическое обоснование разработанной технологии.

Окислительный обжиг позволяет повысить извлечение золота при последующем цианировании. Высокое извлечение золота обеспечивает автоклавное окисление, в процессе которого окисляются практически все сульфиды, а также происходит разложение некоторых породообразующих минералов.

Однако в условиях автоклавного окисления происходит активация углистого вещества. Для сорбционно-активных концентратов извлечение золота из продуктов автоклавного и бактериального окисления одинаково. Исследованиями установлено, что степень окисления сульфидов при автоклавном окислении существенно выше, чем при бактериальном.

Институтом «Иргиредмет» (Россия) проведены исследования по установлению сорбционной активности (СА) большого числа углеродистых руд России и стран СНГ и по величине СА делится на 3 группы:

- руды со слабо выраженной СА, которые в принципе не являются упорными и могут быть переработаны по обычной цианистой технологии;

- руды с умеренной СА (Сухой Лог, Наталкинское и другие);

- руды с сильно выраженной СА (Бакырчик, Миндяк, Майское и другие).

Извлечение золота из руд с умеренной СА осуществляется прямым цианированием с соблюдением специальных режимов, основным из которых является совмещение процессов выщелачивания с одновременным выведением золота из пульпы синтетическими гранулированными сорбентами: ионообменными смолами, активированными углями (СIL, RIL) или с введением в цианистую пульпу различных минеральных добавок (флотационные масла, керосин, крезоловая кислота, ализарин и др.), которые образуют на поверхности углеродистых частиц пленки, изолирующие эти частицы от контакта с золотосодержащим раствором.

Переработку руд с сильно выраженной СА рекомендовано производить путём обработки их газообразным хлором (хлорсодержащие окислители углерода) или окислительного обжига и далее цианированием в режиме сорбционного выщелачивания (СIL).

Наиболее радикальным способом подготовки углистых руд (и концентратов) с повышенной СА является окислительный обжиг с полным выгоранием углерода. Эффективность данного метода доказана практикой работы многих крупных предприятий мира. На большинстве из них перерабатывают руды и концентраты, содержащие наряду с сорбционно-активным углеродом, значительное количество золотосодержащих сульфидов (пирит, арсенопирит) и решаются сразу две проблемы: «уничтожение» углерода и вскрытие тонковкрапленного золота в сульфидах.

Известные способы извлечения золота из упорного минерального сырья (автоклавное и бактериальное окисление, сверхтонкое измельчение), содержащего углеродистую составляющую или иные упорные соединения, во многих случаях не обеспечивают удовлетворительных показателей. Это связано, прежде всего, с высокой стойкостью к окислению и сорбционной активностью углеродистой составляющей минерального сырья, что обуславливает большие потери золота с твердыми остатками.

Так, например, при цианировании упорных углеродистых руд и концентратов в ряде случаев в растворе вообще не обнаруживается даже следов золота, то есть образующиеся в результате взаимодействия с цианидом комплексные соединения золота полностью сорбируются углеродистой составляющей сырья. Цианирование в присутствии ионообменных смол и углей, а также с использованием пассиваторов сорбции типа керосина или аполяр-

ных жидкостей, несколько улучшают извлечение благородных металлов, но в целом также имеют низкие технологические показатели.

Пассивация сорбционной активности углерода с помощью продуктов жизнедеятельности бактерий требует специальных ферментеров для выращивания бактерий, тонкого измельчения материала, строгого соблюдения температурных и химических режимов, большой продолжительности процесса. При наличии больших количеств мышьяка и сурьмы бактериальное окисление становится вообще невозможным вследствие отравления бактерий и не нашло широкого применения для переработки упорного углеродистого минерального сырья.

При данной ситуации наиболее приоритетным является процесс окислительного обжига, где происходит трансформация плотных зёрен сульфидов железа в пористые оксиды, что обеспечивает хороший доступ растворителя (цианида) к внутренним включениям золота. Сдерживающими началами обжига всегда считались его «неэкологичность» и необходимость создания сложных систем пыле и газоочистки. Однако в последние годы данный процесс настолько усовершенствовался и модернизировался, что снова стал выходить на передовые позиции при переработке технологически упорных сульфидных, особенно, углисто-сульфидных золотосодержащих руд.

Для выяснения целесообразности применения технологии окислительного обжига углеродсодержащего концентрата и биокека после предварительного биологического окисления пирита и арсенопирита перед цианированием, рассматривались руды месторождений Кокпатас-Даугызтау, которые характеризуются как особо упорные (с повышенным содержанием углеродистого вещества в руде от 0,3-до 1,4%).

Проведены многочисленные исследования научно-исследовательскими организациями, специалистами Навоийского ГМК (Республика Узбекистан) и Российской Федерации, кроме того, к исследованиям были привлечены зарубежные фирмы, OUTFOTEK (Швеция), ENGINEERING DOBERSEK GmbH (Германия), Lonrho, Gencor Process (ЮАР), имеющие большой опыт в создании и промышленной эксплуатации предприятий по переработке упорных и особо упорных золотосодержащих руд.

Главной особенностью указанных материалов является наличие в них золота в тесной ассоциации с сульфидами железа (пирит и арсенопирит) и капсулированные золотосодержащие сульфиды в углеродистых веществах, кроме того, нерудная масса состоит из гидрослюда, хлорита, кварца, доломита и техногенного гипса, переходящего в ангидрид.

Это, прежде всего, связано с тем, что резко изменились свойства руд и концентратов, практически не подлежащих переработке традиционными технологиями.

Первостепенное значение приобретает и проблема комплексного и рационального использования полезных ископаемых. В мировой практике для рационального освоения золоторудных месторождений с упорными и особо упорными рудами хорошо зарекомендовала себя технология биоокисления сульфидных руд. Данная технология позволяет вовлечь в промышленную эксплуатацию месторождения упорных золото-мышьяковистых руд, переработка которых другими методами невозможна или экономически нецелесообразна, а также связана с загрязнениями окружающей среды.

Но опыт эксплуатации данной технологии в Навоийском ГМК выявил ряд недостатков и определены следующие основные причины неудовлетворительных технологических показателей их переработки:

- капсулирование золота в сульфидах, которые в свою очередь находятся внутри углеродистых веществ и несоответствие требованиям (постоянство вещественного состава перерабатываемых руд) выбранной технологии бактериального окисления и реально существующего разнообразия руд месторождений Кокпатас и Даугызтау;

- наличие в рудах месторождений Кокпатас и Даугызтау золота, связанного с углеродистым веществом (15-20%), которое не вскрывается по существующей технологии биоокисления.

Названные основные недостатки схемы биоокисления влекут за собой целый ряд отрицательных факторов в последующем технологическом процессе:

- из-за постоянно меняющегося вещественного состава руды это приводит к контрастности получаемого флотоконцентрата по содержанию элементов и, вследствие, систематически требуется корректирование технологических режимов;

- образование метаболитов микроорганизмов и техногенного гипса, переходящего в ангидрид, ведёт к обильному пенообразованию в процессе биологического окисления концентрата и на последующих операциях;

- после бактериального окисления в продукте содержится остаточное количество элементарной серы, хорошо взаимодействующей с цианидами с образованием роданистых соединений, препятствующих сорбции золота.

Анализ данных научно-технической и патентной информации позволил сделать вывод о том, что одним из способов окисления сульфидных концентратов, содержащих углстые вещества, является окислительный обжиг.

Окислительный обжиг флотоконцентрата позволяет исключить все перечисленные недостатки бактериального окисления, однако у него тоже есть недостатки - значительное количество отходов в виде трёхокси мышьяка. Учитывая положительную роль процесса биоокисления, связанную с вы-

водом значительной части мышьяка из продукта, специалистами НГМК были исследованы возможные комбинированные варианты окисления сульфидных концентратов. На начальном этапе, окисление флотоконцентрата осуществляется по схеме биоокисления, при котором вскрывается сульфидное золото, значительная часть мышьяка растворяется и затем переводится в твёрдое состояние в виде нерастворимого скородита ( $\text{FeAsO}_4$ ). Затем продукт биоокисления с низким содержанием мышьяка

подвергается окислительному обжигу, при котором вскрывается золото, связанное с углеродистым веществом, окисляется оставшаяся сульфидная сера, уничтожаются метаболиты микроорганизмов. Далее продукт окислительного обжига направляется на сорбционное цианирование золота.

Таким образом, проведённые научно-исследовательские работы полноценно дают основание считать, что при помощи обжига можно существенно поднять извлечение золота из бнокека.

Список литературы:

1. Мазманян Г. А. Повышение извлечения металла из особо упорных руд. Сибирский федеральный университет.
2. Санакулов К. С., Шеметов П. А. Извлечение золота из трудно перерабатываемых сульфидных руд технологией ВГОХ. Горный журнал - №12, 2010 г. - с. 22-26.
3. Санакулов К. С. Основные тенденции рационального использования минерального сырья. Горный вестник Узбекистана - №1, 2012 г. с. 3-7.
4. Петухов О. Ф., Санакулов К. С., Хасанов А. С., Мустахимов О. М. Окислительно-восстановительные процессы в металлургии. Ташкент: Истиклол нури. 2013 г.

УДК 622.235.(575.1)

Рахимов В.Р., Шеметов П.А., Насиров У.Ф., Очилов Ш.А. 2014 г.

## РАЦИОНАЛЬНОЕ ОСВОЕНИЕ МАЛОМАСШТАБНЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗОЛОТА

Рахимов В.Р., профессор кафедры «Геодезия и маркшейдерское дело» ТашГТУ, академик АН РУз, докт. техн. наук; Шеметов П.А., докт. техн. наук; Насиров У.Ф., зав. кафедры «Горное дело» ТашГТУ, докт. техн. наук; Очилов Ш.А., ассистент кафедры «Геодезия и маркшейдерское дело» ТашГТУ

*Kon qayta ishlash komplekslarining mineral xom-ashyo bazasini kengaytirish yo'llari yangi kichik o'lchamli va texnogen konlarini ochish orqali birlamchi mineral xom ashyoni qayta ishlash masalalari yoritilgan. Qayta ishlash modullarining optimal joylashdirish o'rinlari taklif qilingan.*

*Tayanch iboralar: xom-ashyo bazasi, kon qayta ishlash komplekslari, kichik o'lchamli va texnogen konlar, kar'er, tabiiy-texnologik zonalari, konni o'zlashtirish, hisob-kitoblar, harajatni kamaytirish.*

*Expansion of mineral resources base of mining complexes is possible by means of development of new small-scale and industrial deposits with infrastructure for primary processing of mineral raw materials. Recommendations for the best construction sites of processing modules are given.*

*Key words: mineral resources base, mining complexes, small-scale and industrial deposits, mines, natural and industrial zones, development of deposits, calculations, cost reduction.*

Добываемое минеральное сырьё в Навоийском горно-металлургическом комбинате (ГМК), как и во всем мире, имеет тенденцию снижения качества и ухудшения технологических свойств. Расширение минерально-сырьевой базы горно-перерабатывающих комплексов (ГПК) возможно путём освоения новых маломасштабных и техногенных месторождений с формированием, в случае необходимости, инфраструктуры для первичной переработки минерального сырья на месте его залегания.

Традиционные методы проектирования и планирования открытых горных работ, базирующиеся на рассмотрении каждого месторождения в качестве самостоятельного горно-геологического объекта, дают настолько значительные искажения конечного результата, что зачастую расчёты показывают нецелесообразность разработки маломасштабных и техногенных месторождений как таковых.

В основу нового подхода положен хорошо зарекомендовавший себя на практике метод зонирования рабочего пространства карьера Мурунтау на

природно-технологические зоны. Это обусловлено тем, что в результате 50-летнего строительства карьера Мурунтау, горнодобывающий комплекс стал представлять из себя весьма обширный в пространстве (как по площади, так и по высоте) объект. При этом каждая природно-технологическая зона этого объекта по объёму разрабатываемой горной массы, количеству извлекаемого металла и его запасам в недрах, применяемому горно-транспортному оборудованию и схемам вскрытия рабочего пространства, удалённости друг от друга и перерабатываемого производства может рассматриваться как самостоятельное месторождение. Разделение карьера на природно-технологические зоны, а зон на выемочные блоки осуществляется по общему функциональному назначению: вскрышные работы, добычные работы с попутной и основной добычей, целевые работы (проведение вскрывающих выработок, создание площадок для внутрикарьерных складов и т.д.). При этом работы в зонах и на блоках выполняются циклично, последовательно прекращаясь и возобновляясь. Изменение приоритета и значимости природно-технологических зон во времени требует периодической корректировки планов их развития, а наличие разнородных грузопотоков – согласованного ведения горных работ. Для решения этих задач на карьере Мурунтау используется метод непрерывного проектирования и планирования горных работ.

Анализ эксплуатации ГПК Навоийского ГМК с оценкой потенциала транспортных, водно-энергетических ресурсов показывает на наличие не полностью реализованных возможностей по расширению минерально-сырьевой базы с вовлечением в разработку маломасштабных и техногенных месторождений золота. При соответствующей разработке эффективных технологических схем отработки и оборудования в перспективе можно частично компенсировать снижение добычи руд из крупных месторождений путём выбора наиболее оптимальных вариантов широкого вовлечения в промышленную эксплуатацию маломасштабных и техногенных месторождений, расположенных в зоне влияния крупных ГПК.

Рассмотрим более подробно организацию разработки маломасштабных месторождений золота на примере Зарафшанского ГПК в качестве базового завода. К сырьевой базе Зарафшанского ГПК можно отнести, кроме разрабатываемых месторождений Мурунтау, Мютенбай и техногенных ресурсов забалансовых и бедных по содержанию руд, маломасштабные месторождения Бесапантау, Бойлик, Триада, Аристантау, Балпантау, Тамдыбулак, находящиеся в радиусе от 1 до 70 км от базового завода ГМЗ-2, техногенные ресурсы «хвосты» переработки кучного выщелачивания (КВ) и «вскрыша» карьера Мурунтау, содержащие золото, а также вовлечение в перспективе в переработку руд, находящихся за

контуром объединённого карьера Мурунтау-Мютенбай, подлежащих разработке открыто-подземным и подземным способами.

Все маломасштабные и техногенные месторождения, тяготеющие по своему расположению и вещественному составу руд к переработке на Зарафшанском ГПК, предложено рассматривать как своего рода природно-технологические зоны карьера Мурунтау. При этом выполнение работ в природно-технологических зонах производится без привлечения дополнительного оборудования и персонала. Высвобождающееся оборудование и персонал привлекаются с других, менее приоритетных на данный момент времени, природно-технологических зон.

Таким образом, освоение маломасштабных и техногенных месторождений золота природно-технологическими зонами на крупном существующем ГПК позволяет снизить общие затраты, маневрировать основными и оборотными средствами и в итоге снизить себестоимость выпуска товарной продукции.

Очевидно, что моментом ввода в эксплуатацию нового маломасштабного или техногенного месторождения должно стать равновесие между технико-экономическими показателями его отработки и показателями отработки худшей (в этот момент времени) природно-технологической зоны карьера Мурунтау (базовый вариант). При этом на принимаемых на баланс маломасштабных и техногенных месторождениях, также как и на карьере Мурунтау, должны выделяться природно-технологические зоны (этапы) отработки. За главный критерий разработки природно-технологических зон будем считать максимизацию выпуска золота в целом по Зарафшанскому ГПК.

Рассмотрим решение транспортной задачи. На территории, тяготеющей к Зарафшанскому ГПК в качестве базового центра, залегает  $N$ -ое количество разведанных маломасштабных месторождений. Качество и содержание ценного компонента в руде для разных месторождений различное со средним содержанием в пределах  $1,10C_6$ , разработку которых предполагается вести открытым способом. Планируется так организовать их работу, чтобы было возможно вести наиболее эффективную эксплуатацию месторождений. Структурная схема выбора оптимальных вариантов разработки маломасштабных и техногенных месторождений золота представлена на рис.1.

Для этой цели существуют два основных варианта ведения работ, связанных с добычей, перевозкой и переработкой руды на заводе:

а) добытая руда из карьера в полном объёме доставляется на завод без предварительной переработки на месте, при этом в зависимости от среднего содержания золота  $-g_c$  будет израсходовано  $-a_c$  сумов, а извлечение золота будет составлять величину  $-bc$ ;

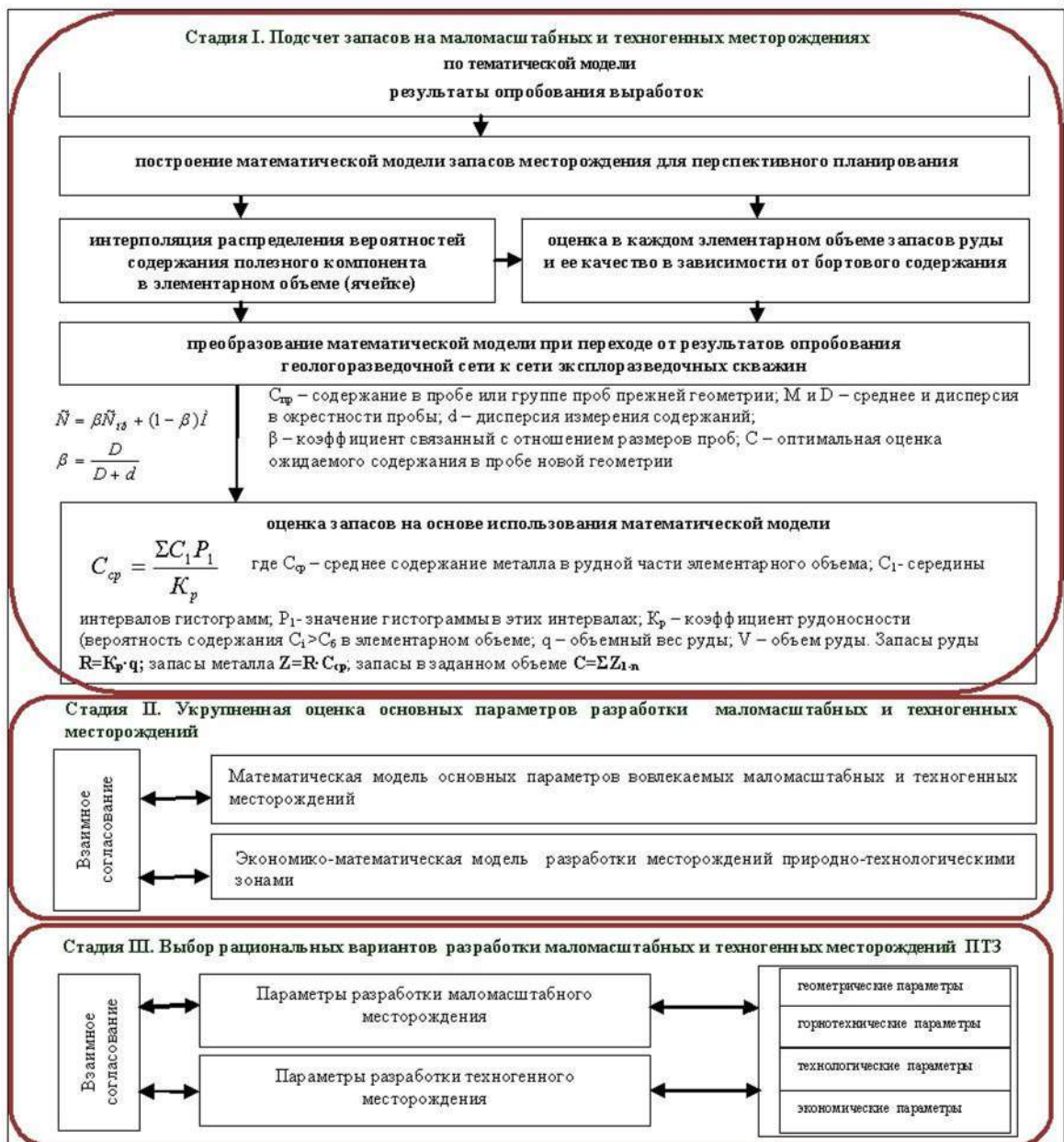


Рис 3. Структурная схема выбора оптимальных вариантов разработки маломасштабных и техногенных месторожде-

б) добытую руду предварительно обогащают на месте методом кучного выщелачивания, после чего переработанный концентрат доставляется на завод, при этом в зависимости от среднего содержания золота -  $\Gamma_K$  будет израсходовано -  $a_K$  сумов, а извлечение золота будет составлять величину -  $b_K$ .

Средние показатели содержания золота в руде -  $\Gamma_C$  и в концентрате -  $\Gamma_K$  являются одними из основных факторов, определяющими эффективную работу базового завода. Если содержание поступающей на завод руды будет меньше установленного, то будет происходить удорожание конечного продукта. В обратном случае будет его удешевление, что приведёт к экономии средств. По технологическим данным должны быть соблюдены следующие соотношения:  $b_C > b_K$ ,  $a_C > a_K$  и  $\Gamma_C < \Gamma_K$ .

Перевозку добываемой рудной массы предлагается проводить по вышеприведённым вариантам следующим образом. Для первого варианта (а) сумма затрат по перевозке тонны руды от  $i$ -го мелко-масштабного месторождения до  $j$ -го гидрометаллургического завода будет составлять величину -  $C_{ij}^C$  сумов.

При втором варианте (б) сумма затрат по перемещению обогащенной руды в виде концентрата от  $i$ -го месторождения до  $j$ -го завода будет равна -  $C_{ij}^K$  сумов. Обычно  $C_{ij}^K < C_{ij}^C$ , однако за счёт того, что концентрат по объёму намного меньше количества исходной руды, затраты на перевозку концентрированного продукта в целом могут быть меньше, т.е.  $C_{ij}^K < C_{ij}^C$ .

Кроме затрат на перевозку рудной массы появляются расходы, связанные с процессом обогащения руды на месте методом кучного выщелачивания. Эти расходы состоят из двух частей:  $e_i^T$  - затраты, связанные только с технологическим процессом кучного выщелачивания руды и  $e_i^n$  - затраты, связанные с потерями полезных компонентов при кучном выщелачивании.

Выше было отмечено, что  $b_c > b_k$ , отсюда можно определить разницу  $b_n = b_c - b_k$ . Эта разница представляет собой проценты потерь полезных ископаемых при двух вариантах организации работы: по перевозке всей руды и при её переработке, а также перевозке концентрата с дальнейшей его переработкой.

Если содержание металла в руде на  $i$ -м месторождении составляет  $-g_i$ , тогда после проведения обогащения содержание металла будет равно  $-g_i \times O_i$ , где  $O_i$  - коэффициент обогащения руды, который устанавливает увеличение содержания металла при обогащении. Этот коэффициент обычно определяется в зависимости от среднего заводского показателя  $g_k$ , куда отправляется данный концентрат. Для пересчёта на 1 тонну руды показатель  $-O_i$  можно не учитывать.

Таким образом, если рыночная цена одного грамма золота равна величине  $-q$  сумов, то тогда сумма, связанная с потерями металла  $-e_i^n$  будет равна:

$$e_i^n = \theta \cdot \rho_i \cdot \beta_n \quad (1)$$

Во сколько раз увеличится содержание золота в концентрате, во столько раз уменьшится общее количество концентрата относительно перерабатываемой руды. Если перерабатывается  $N_T$  руды, то полученное количество концентрата будет равно  $N_T/O_i$ .

Для вычисления суммы затрат на тонну руды, связанных с обогащением и перевозкой рудной массы от  $i$ -го месторождения до  $j$ -го завода, можно вывести формулу в следующем виде:

$$C_{ij}^0 = e_i^T + e_i^n + C_{ij}^k/O_i \quad (2)$$

Затраты на весь технологический процесс обработки тонны руды без предварительного обогащения будут равны:

$$d_{ij}^c = C_{ij}^c + a \quad (3)$$

Затраты на весь технологический процесс с предварительным обогащением вычисляются по формуле:

$$d_{ij}^k = C_{ij}^k/O_i + e_i^T + e_i^n + a_k(1+b_n)/O_i \quad (4)$$

Теперь можно решить вопрос о целесообразности применения технологического процесса по вариантам (а) или (б). Если  $d_{ij}^c < d_{ij}^k$ , то целесообразно применять технологический процесс (а), если  $d_{ij}^c > d_{ij}^k$ , то - процесс (б).

Используя этот критерий, можно оценивать каждое месторождение и находить минимальную стоимость перевозки руды или концентрата  $-C_{ij}$ , которые составляют элементы матрицы цен для решения

транспортной задачи линейного программирования:

$$C_{ij} = \begin{cases} d_{ij}^c < d_{ij}^k & C_{ij}^c \\ d_{ij}^c \geq d_{ij}^k & C_{ij}^0 \end{cases} \quad (5)$$

Если величиной  $x_{ij}$  обозначить количество руды, перемещаемого от  $i$ -го месторождения до  $j$ -го завода, то можно ввести следующие ограничения для этих переменных:

$$\sum_{i=1}^N x_{ij} \leq M_j^3 \quad j = 1, 2, 3 \quad (6)$$

$$\sum_{i=1}^3 x_{ij} \leq M_i^m \quad i = 1, 2, \dots, N \quad (7)$$

где,  $M_j^3$  - мощность каждого  $j$ -го завода;

$M_i^m$  - производственная мощность  $i$ -го карьера.

Общие затраты определяются по следующей формуле:

$$Z = \sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^3 C_{ij} \cdot x_{ij} + \alpha_v \cdot \quad (8)$$

$$\cdot U^c + \alpha_k \cdot U^k \cdot (1 + \beta_n)/O_i$$

где,  $U^c$  - количество руды, переработанной по варианту (а),  $t$ ;

$U^k$  - то же по варианту (б).

При этом должны выполняться следующие равенства:

$$\sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^3 x_{ij} = U^c + U^k \quad (9)$$

Они являются балансовыми критериями для решения транспортной задачи.

Таким образом, сформулирована транспортная задача следующего характера: требуется найти такие значения показателей  $x_{ij}$ , удовлетворяющие критериям (6) - (7) и (9) и дающие минимальные значения для целевой функции (8).

На основе вышеприведённой методики составлена программа расчетов на ЭВМ для выбора оптимальных вариантов освоения маломасштабных месторождений.

К исходным данным относятся расстояния от месторождений до базового завода, содержание в руде и концентрате, извлечение на заводе и в карьерах при кучном выщелачивании, расходы на извлечение металла из руды на заводе и переработку концентрата, затраты на кучное выщелачивание при технологическом процессе и потери из-за недоизвлечения золота при этом способе.

В результате расчётов определены распределения маломасштабных месторождений по вариантам их освоения. Для вариантов, различающихся между собой по разнице извлечения золота, соответственно, в условиях завода и на карьерной площадке при процессе кучного выщелачивания, взяты крайние показатели при извлечении металла.

При первом варианте эта разница составляет 15%, при втором - 40%. То есть при 95% извлечении золота на заводе, в карьере, соответственно, в первом случае извлекается 70%, а во втором, соответственно, 55%.

Также был рассчитан и третий вариант с применением новых принципов по переработке руды на месте. При этом разница в извлечении на заводе и на местах уменьшается до 0%. Этот вариант отличается тем, что руды маломасштабных месторождений перерабатываются на месте по упрощённым или неполным технологическим схемам.

Таким образом, установлено, что для маломасштабных месторождений Бесапантау, Бойлик, Триада необходимо применять технологический процесс (а), предусматривающий перевозку всей добытой руды до базового завода, т.е. руда из карьера доставляется на ГМЗ-2 без предварительной переработки в полном объёме. При уменьшении разницы между степенью извлечения на заводе и в карьере возрастает число маломасштабных месторождений Балпантау, Тамдыбулак, Аристантау, руду которых более выгодно перерабатывать в концентрат методом кучного выщелачивания - процесс (б).

При разных значениях разницы в извлечении золота на базовом заводе и на месте залегания следует, что с уменьшением разницы в извлечении сокращается расстояние, при котором выгодно на базовый завод перевозить концентрат, а не рудную массу.

При увеличении содержания металла на месторождении возрастает граница, когда доставка руды на базовый завод осуществляется в виде концентрированного продукта.

Обоснование мест сооружения модульных передвижных обогатительных фабрик в пределах зон влияния базовых заводов носит методологический характер и не имеет цели жёсткой привязки к географическим пунктам в связи с передвижным характером модулей.

Для обоснования мест сооружения передвижных модулей, кроме характеристик самих маломасштабных месторождений, привлечены данные по расположению в структуре горных отводов линий ЛЭП и водоводов, транспортных артерий и жилых посёлков, содержащих определённый потенциал трудовых ресурсов.

Так, в пределах зон влияния базового завода ГМЗ-2 рекомендовано сооружение передвижных модулей в районе месторождения Тамдыбулак для дробления руды и подготовки концентрата из маломасштабных месторождений Тамдыбулак, Балпантау, являющихся дополнительной сырьевой базой рудника «Мурунтау».

Разнообразие технологических свойств руд на маломасштабных и техногенных месторождениях золота обуславливает необходимость применения

компактных перерабатывающих комплексов с широкими технологическими возможностями.

При этом необходимо учитывать, что при разработке золоторудных месторождений, помимо товарной руды, направляемой для переработки на базовый завод, остаётся значительное количество забалансовой руды, переработка которой на базовом заводе экономически нецелесообразна. Такую руду следует переработать до полуфабрикатов непосредственно в районе добычи, используя для этих целей модульные установки и комплектные технологические линии.

Разработана математическая модель выбора наиболее оптимальных вариантов освоения маломасштабных месторождений золота, различающихся способом переработки добываемой руды, на основе которого предложены следующие варианты расчёта:

- добытая руда из карьера в полном объёме доставляется на завод без предварительной переработки на месте;
- добытую руду предварительно обогащают на месте методом кучного выщелачивания, после чего переработанный концентрат доставляется на завод;
- руду после добычи направляют к ближайшим промежуточным модулям, где происходит её обогащение по неполным технологическим схемам, затем полученный концентрат доставляется на завод.

Установлены технико-экономические параметры разработки маломасштабных месторождений, на основе которых распределены маломасштабные месторождения по вариантам их освоения. Также установлены закономерности расстояния между базовым заводом и месторождениями в зависимости от содержания в них металла. С уменьшением разницы в извлечении сокращается расстояние, при котором выгодно на завод перевозить концентрат, а не рудную массу, при этом с увеличением содержания металла на месторождении возрастает граница доставки руды на базовый завод в виде концентрата. Определены условия применения компактных перерабатывающих модулей, подбираемых с учётом конкретных горно-геологических и горнотехнических условий и факторов, на основе которых даны рекомендации по наиболее оптимальным местам сооружения перерабатывающих модулей.

Таким образом, выполнено распределение маломасштабных и техногенных месторождений по вариантам их освоения; определены зависимости расстояний между базовым заводом и месторождениями от содержания в них металла при различных значениях разницы в извлечении золота на заводе и на местах.

Даны рекомендации по наиболее оптимальным местам сооружения перерабатывающих модулей.

# ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА ЗАРЯДА С ПРИМЕНЕНИЕМ ДЕТОНИРУЮЩИХ ШНУРОВ ДЛЯ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СКВАЖИН

Снитка Н.П., главный инженер НГМК; Насиров У.Ф., заведующий кафедрой «Горное дело» ТашГТУ, доктор техн. наук; Уринов Ш.Р., доцент кафедры «Автоматизация и управление технологических процессов и производств» НГПИ, канд. техн. наук; Норов А.Ю., инженер «Кончи-техпроект»

*Detonatsiya pilingini portlatish orqali hosil qilingan silindrik zaryadning matematik modeli ishlab chiqilgan. Hosil bo'lgan zarb to'lqinining maksimal bosimi parabolik o'zgarishga ega bo'lib, u masofaga, zaryad massasiga hamda suv tarkibidagi siqilgan havo miqdorini, texnologik skvajinadagi fil'tr va fil'tr oldi zonalarini o'tishdagi yo'qotiladigan bosimni hisobga oluvchi koeffitsientlarga va fil'trning tashqi radiusi o'ichamlariga bog'liqdir.*

*Tayanch iboralar: detonatsiya pilingi, zarb to'lqinlari, maksimal bosim, zaryad massasi, suv tarkibidagi siqilgan havo, fil'tr, fil'tr zonasi, texnologik skvajina, fil'trning tashqi radiusi.*

*Mathematical model of cylindrical charge blasting effect using detonating cords is developed. It is determined that there is a parabolic dependence of maximal pressure change in pressure-shock front (when blasting) on distance, mass of charge, value of coefficients depending on the content of binding air in water and considering the loss of pressure while passing of shock wave through filter and process well filtering zones as well as outer radius of the filter.*

*Key words: detonating cord, pressure-shock front, maximal pressure, mass of charge, binding gases in water, filter, filtering zone, process well, outer radius of the filter.*

Возникновение взрывного нагружения в водной передающей среде – процесс сложный. Он состоит из зарождения и распространения ударных волн с граничными поверхностями, интерференционных и дифракционных волн, которые создаются двумя и более источниками или когда у преграды имеются отверстия, а также в сложных процессах отложения и преломления волн.

Если допустить, что источником ударной волны является взрыв заряда промышленного взрывчатого вещества (ВВ) со сферической формой, то во время его детонации образуется центрально-симметричный фронт ударной волны, который подразделяется на следующие основные зоны: зона распространения ударной волны, зона гидротока и зона газового пузыря с расширяющимся газом. Энергия, которую ударная волна несёт с собой, обратно пропорциональна квадрату расстояния от центра взрыва до места измерения (рис. 1-9, табл. 3).

Зависимость профиля ударной волны от расстояния и времени измерения приведена на рис. 1 [1]. Одной из причин уменьшения энергии с увеличением расстояния может быть движение фронта ударной волны в передающей водной среде, что приводит к распределению энергии на монотонно возрастающей области и, кроме того, часть энергии необратимо поглощается средой, превращаясь в тепло. Другой причиной является изменение формы заряда ВВ, что может вызывать изменение профиля фронта ударной волны.

Давление, которое создаёт цилиндрический заряд, неодинаково по длине заряда. Цилиндрические заряды, которые вместе со сферическими находят широкое применение, тоже создают разное давление в разных направлениях вдоль оси цилиндра. На рис. 3 показано распределение давления ударных волн, измеренное в трёх различных направлениях: со стороны стенки цилиндрической поверхности, со стороны торца, от которого началась детонация, со стороны торца, где закончилась детонация.

Расстояние, на котором проведены измерения, для всех случаев было одинаковое (1,1 м), а время дейст-

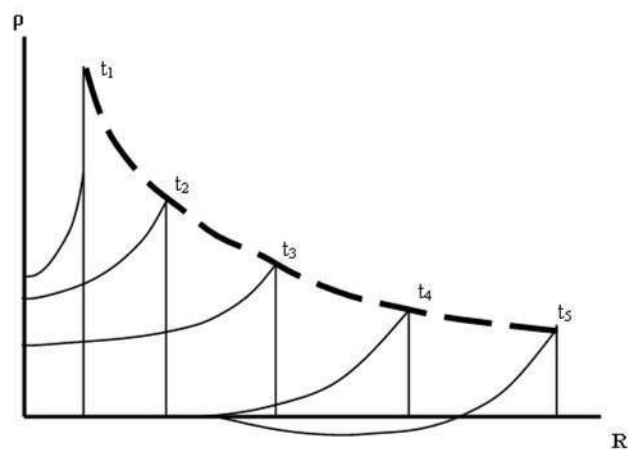


Рис. 1. Профиль фронта ударной волны в зависимости от расстояния и времени измерения

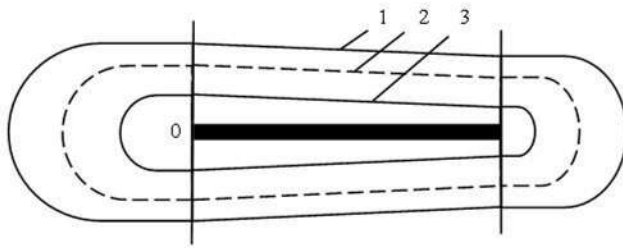


Рис. 2. Профиль фронта ударной волны, созданного цилиндрическим зарядом: 0 – точка инициирования заряда ВВ; 1 – фронт ударной волны; 2 – зона гидропотока; 3 – газовый пузырь

вия давления составило 200 мкс. Результаты показали, что со стороны цилиндрической поверхности заряда закон изменения давления во времени идентичен тому, которым описывается давление, создаваемое сферическим зарядом. Разница в максимальных давлениях измерена в трёх основных направлениях и достигает 20%, а разница в импульсах – только до 5%.

Профиль фронта ударной волны при взрыве цилиндрического заряда будет отвечать профилю, показанному на рис. 2.

На основании множества экспериментов различных авторов [1-3] подтверждено, что давление в произвольной точке в неограниченной водной среде зависит от давления и времени и описывается следующей формулой:

$$P = P_{max} \exp\left(-\frac{t}{\theta}\right), \quad (1)$$

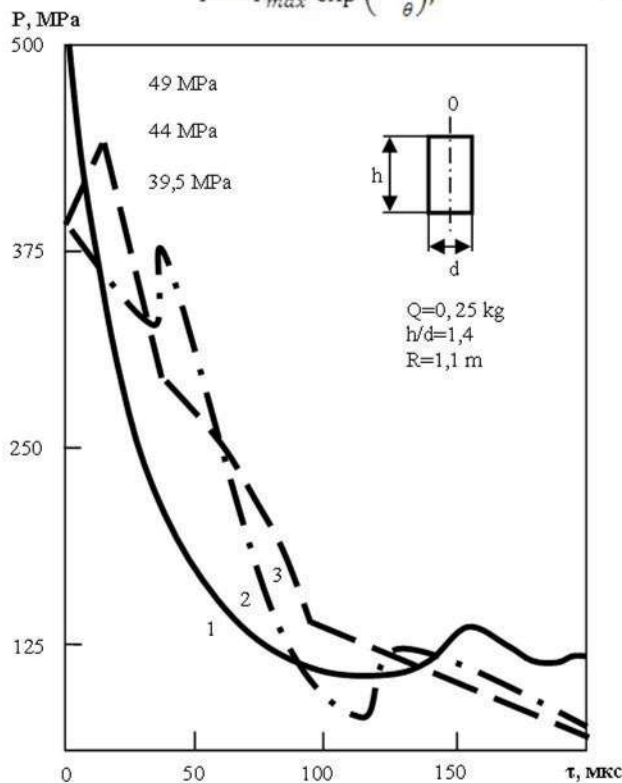


Рис. 3. Зависимость расположения кривых распределения давления от времени и точки измерения для цилиндрического заряда из тротила

где,  $P_{max}$  – максимальное давление ударной волны.

Для тринитротолуола давление ударной волны определяется по формуле:

$$P_{max} = 535 \left(\frac{Q^{\frac{1}{3}}}{R}\right)^{1,13}, \quad (2)$$

где,  $Q$  – вес ВВ, kg;

$R$  – радиус фильтра, m.

Для цилиндрического заряда массой на метр длины максимальное давление определяется по формуле:

$$P_{max} = 720 \left(\frac{Q^{\frac{1}{2}}}{R}\right)^{0,72}. \quad (3)$$

Детонация в водной среде связана с образованием большого количества газообразных продуктов, быстрое расширение которых является причиной появления ударной волны. Ударная волна распространяется со сверхзвуковой скоростью и намного опережает движение следующего за волной гидропотока, а также газов, распространяющихся за гидропотоком. Газообразные продукты образуют пузырь, который расширяется в жидкой среде. Пузырь совершает колебательные движения, состоящие в увеличении или уменьшении его диаметра, и каждое колебание сопровождается отдачей, содержащейся в нём энергии. Колебательное движение пузыря становится причиной возникновения вторичных ударных волн. После двух сокращений в пузыре сохраняется меньше 8% его начальной энергии. Энергия, которую газовый пузырь отдаёт передающей среде, имеет очень небольшой вклад в ту часть энергии ВВ, которая расходуется на работу деформации. Основная часть полезной энергии переносится первичной ударной волной.

Движение пузыря определяется его стремлением всплывать на поверхность, т.к. плотность газов в пузыре меньше плотности воды, однако это зависит от наличия свободных и граничных поверхностей. Свободные поверхности отталкивают его, а твёрдые границы притягивают. Главный результат движения пузыря выражается в его воздействии на движение свободной поверхности и образование фронта.

Исследованиями [3] установлено, что основными разрушающими факторами, действующими на технологический фильтр при взрыве ДШ, являются: ударные и акустические волны, гидропотоки переменного направления и фильтрационный поток с большим градиентом. Действие всех четырёх разрушающих факторов делает этот метод взрыва ДШ универсальным, однако высокие значения давления на фронте ударной волны, возникающие при взрыве ДШ, накладывают на этот метод ограничения, связанные с прочностной устойчивостью фильтров каркасов и водоприёмных поверхностей.

Таблица 1

Рассчитанное максимальное давление, действующее на корпус фильтра kgs/cm<sup>2</sup>

Количество ниток ДШ, шт.	Диаметр фильтра, mm			
	152	203	254	305
1	313	238	181	152
2	407	309	235	197
3	473	360	373	229

Характер распространения и затухания первичной ударной волны оценивается в пределах трёх зон: жидкости в стволе скважины, собственно каркаса и водопроницаемой поверхности фильтра и трёхфазной системы в прифильтровой зоне, состоящей из водоносной породы, воды и заземлённого воздуха.

Максимальное давление, действующее на корпус фильтра при регенерации скважин взрывом с применением ДШ определяется по формуле [1]:

$$P_{max} = 720 \left( \frac{Q^{\frac{1}{2}}}{R_{\phi n}} \right)^{0,72} \quad (4)$$

где, Q – вес ВВ на 1 м скважины, kg;

R<sub>φн</sub> – наружный радиус фильтра, m.

Рассчитанное по формуле максимальное давление, действующее на корпус фильтра в зависимости от их диаметра и количества ниток ДШ, приведено в табл. 1 [3].

Степень снижения максимального давления на фронте ударной волны при прохождении корпуса фильтра зависит от их скважности и вида водопроницаемости поверхности. Экспериментально установлено, что максимальное давление на фронте ударной волны снижается при прохождении вновь установленного в технологическую скважину каркасно-стержневого фильтра с проволочной обмоткой скважностью 30-35% в среднем на 30%.

Окончательная формула расчёта максимального фронта ударной волны в фильтрах и прифильтровой зоне определяется с учётом рассеивания давления в стволе скважины и потерь на фильтре:

$$P = K^* \left\{ \frac{\left( \frac{720 \cdot \beta \cdot Q^{\frac{1}{2}}}{K^* \cdot R_{\phi n}} \right)^{0,72}}{R} \right\}^{\mu^*} \quad (5)$$

где, R<sub>φн</sub> – наружный радиус фильтра, m;

K\* и μ\* – коэффициенты, зависящие от содержания заземлённого воздуха, соответственно, в фильтре и прифильтровой зоне технологической скважины, значения которых приведены в табл. 2;

β – коэффициент, учитывающий потерю давления при прохождении ударной волны через фильтр технологической скважины.

Полученная зависимость показывает, что с увеличением скважности каркаса от 1 до 20% коэффициент ослабления каркаса фильтра действием энергий

Таблица 2

Значения параметров α, K\* и μ\* для расчёта максимального давления при взрыве цилиндрического заряда с использованием ДШ в пористой среде

Характеристика массива	Содержание заземлённого воздуха в среде в долях единицы, α	K*	μ*
Водонасыщенный песок	0	600	1,05
-//-	5x10-4	450	1,5
-//-	10-2	250	2,0
-//-	4x10-2	45	2,5
Неводонасыщенный песок	-	7,5	3,0

взрыва цилиндрических зарядов ВВ возрастает от 0,5 до 0,95. Дальнейшее увеличение коэффициента скважности каркаса (более 20%) сопровождается медленным снижением коэффициента ослабления каркаса фильтра.

В табл. 3 приведены значения давления на внутреннюю стенку технологического фильтра, возникающего при взрыве цилиндрического заряда с использованием одной нити ДШ.

Значения параметров α, K\* и μ\* для расчёта максимального давления при взрыве цилиндрического заряда с использованием ДШ в пористой среде:

На рис. 4 представлено изменение коэффициента ослабления каркаса фильтра действием взрыва цилиндрических зарядов с использованием ДШ в зависимости от скважности каркаса, определённой в полевых условиях.

В результате теоретических исследований установлено изменение максимального давления во фронте ударной волны взрывом цилиндрического заряда с применением ДШ в зависимости от расстояния, массы заряда, коэффициентов, зависящих от содержания заземляющего воздуха в воде и учитывающий потери давления при прохождении ударной волны через фильтр и прифильтровой зоны технологической скважины, а также наружного радиуса фильтра.

На рис. 5 приведены изменения максимального давления во фронте ударной волны от расстояния при

Таблица 3

Давление на внутреннюю стенку технологического фильтра kgs/cm<sup>2</sup>

Скважность корпуса торпеды, в %	Диаметр фильтра, mm			
	152	203	254	305
15	294	225	170	143
10	269	205	166	131
5	219	167	127	106

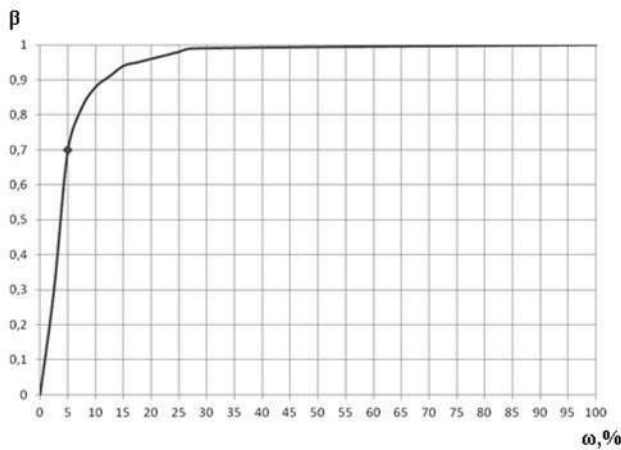


Рис. 4. Изменение коэффициента ослабления каркаса фильтра действием взрыва цилиндрических зарядов с применением ДШ в зависимости от скважности каркаса

различных значениях коэффициента, зависящего от содержания заземляющего воздуха в технологическом фильтре и прифилтровой зоне.

Исследованиями установлено, что с увеличением расстояния от очага взрыва максимальное давление во фронте ударной волны снижается. На расстоянии 0,4 м от очага взрыва максимальное давление во фронте ударной волны составляет 40, 38, 32, 20 и 12 kgs/cm<sup>2</sup> для водонасыщенной среды, содержащей заземляющий воздух, соответственно, 0; 5·10<sup>-4</sup>; 10<sup>-2</sup>; 4·10<sup>-2</sup> и для неводонасыщенного песка.

Дальнейшее увеличение расстояния от очага взрыва (более 0,4 м) сопровождается снижением максимального давления во фронте ударной волны.

На рис. 6 приведено изменение максимального давления во фронте ударной волны при взрыве цилиндрического заряда с применением ДШ при различных значениях коэффициента, зависящего от содержания заземляющего воздуха в технологическом фильтре и прифилтровой зоне.

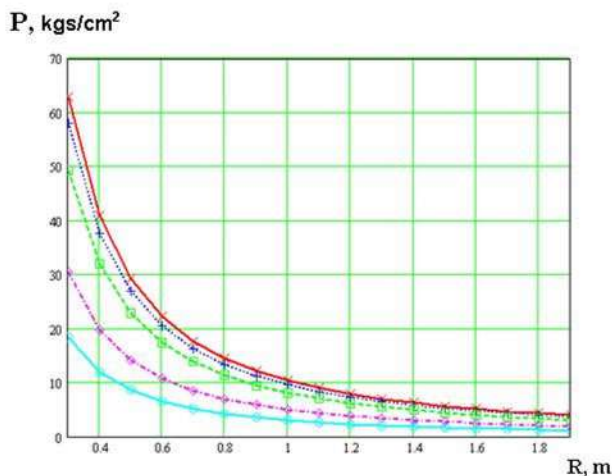


Рис. 5. Изменение максимального давления во фронте ударной волны при взрыве цилиндрического заряда с применением ДШ в зависимости от расстояния при различных значениях  $K^*$ : x –  $K^*=600$ ; + –  $K^*=450$ ; □ –  $K^*=250$ ; ◇ –  $K^*=45$ ; ○ –  $K^*=7,5$

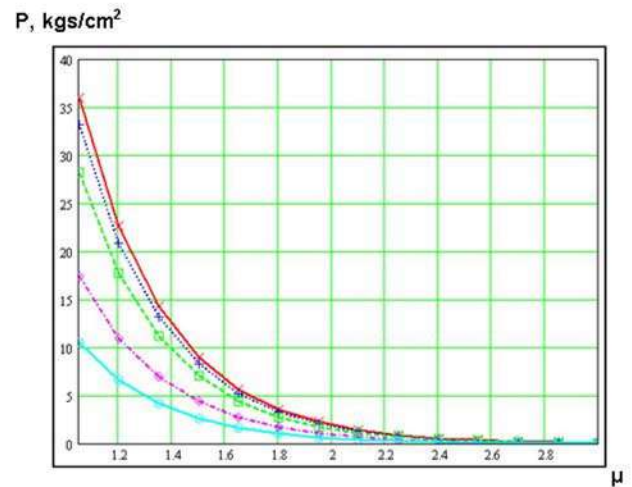


Рис. 6. Изменение максимального давления во фронте ударной волны при взрыве цилиндрического заряда с применением ДШ в зависимости от расстояния прохождения максимального давления через стенки фильтра и прифилтровой зоны при различных значениях  $K^*$ : x –  $K^*=600$ ; + –  $K^*=450$ ; □ –  $K^*=250$ ; ◇ –  $K^*=45$ ; ○ –  $K^*=7,5$

Исследованиями установлено, что при увеличении расстояния прохождения максимального давления через стенки фильтра и прифилтровой зоны скважины давление во фронте ударной волны снижается.

Увеличение коэффициента содержания заземляющего воздуха прифилтровой зоны (от 1,0 до 3,0) сопровождается также снижением максимального давления во фронте ударной волны.

На рис. 7 приведено изменение максимального давления во фронте ударной волны при взрыве цилиндрического заряда с применением ДШ в зависимости от коэффициента ослабления каркаса технологического фильтра при различных содержаниях заземляющего воздуха.

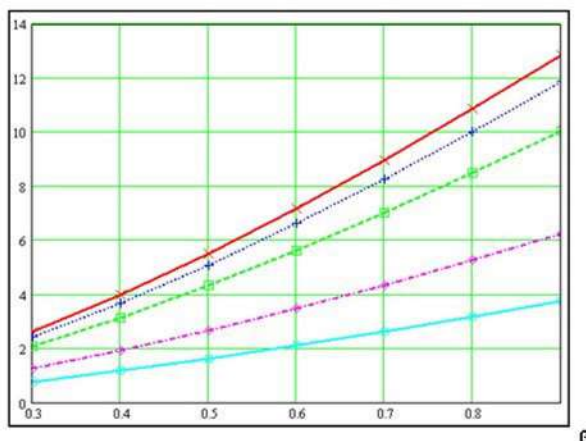
Исследованиями установлено, что увеличение коэффициента ослабления каркаса технологического фильтра сопровождается увеличением максимального давления во фронте ударной волны.

При коэффициенте ослабления каркаса технологического фильтра, равного 0,3, и значениях коэффициента, содержащего заземляющий воздух 7,5; 45; 250; 450 и 600, максимальное давление во фронте ударной волны составляет, соответственно, 0,8; 1,2; 2,0; 2,2 и 2,5 kgs/cm<sup>2</sup>.

На рис. 8 приведено изменение максимального давления во фронте ударной волны при взрыве цилиндрического заряда с применением ДШ в зависимости от наружного радиуса технологического фильтра при различном коэффициенте содержания заземляющего воздуха.

Исследованиями установлено, что увеличение наружного радиуса технологического фильтра от 0,03 до 0,07 м сопровождается увеличением максимального давления во фронте ударной волны. Полученные зависимости показывают, что при наружном радиусе

P, kgs/cm<sup>2</sup>



P, kgs/cm<sup>2</sup>

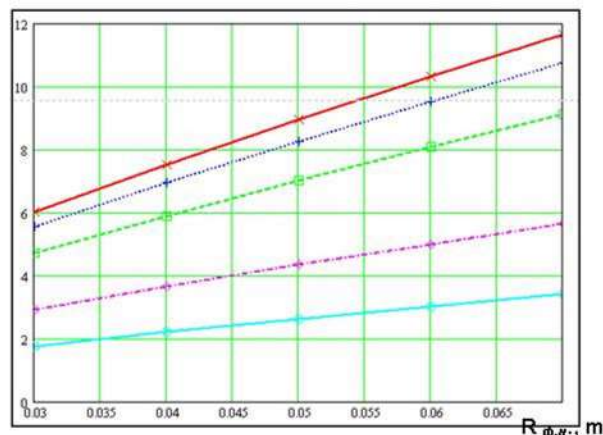


Рис. 7. Изменение максимального давления во фронте ударной волны при взрыве цилиндрического заряда с применением ДШ в зависимости от коэффициента ослабления каркаса технологического фильтра при различных значениях  $K^*$ :  $\times$  –  $K^*=600$ ;  $+$  –  $K^*=450$ ;  $\square$  –  $K^*=250$ ;  $\diamond$  –  $K^*=45$ ;  $\circ$  –  $K^*=7,5$

Рис. 8. Изменение максимального давления во фронте ударной волны при взрыве цилиндрического заряда с применением ДШ в зависимости от наружного радиуса технологического фильтра при различных значениях  $K^*$ :  $\times$  –  $K^*=600$ ;  $+$  –  $K^*=450$ ;  $\square$  –  $K^*=250$ ;  $\diamond$  –  $K^*=45$ ;  $\circ$  –  $K^*=7,5$

фильтра 0,04 м и коэффициенте содержания заземляющего воздуха, соответственно, 75; 45; 250; 450 и 600 максимальное давление во фронте ударной волны составляет 1,9; 3,0; 4,8; 5,7 и 6,0 kgs/cm<sup>2</sup> соответственно. При дальнейшем увеличении наружного радиуса фильтра (0,06 м) максимальное давление во фронте ударной волны составляет, соответственно, 3,0; 5,0; 8,0; 9,7 и 10,4 kgs/cm<sup>2</sup> при коэффициенте содержания заземляющего воздуха 75; 45; 250; 450 и 600 соответственно.

давление разрушения в обрабатываемой зоне поверхности технологического фильтра принимается равным 10-15 kgs/cm<sup>2</sup>

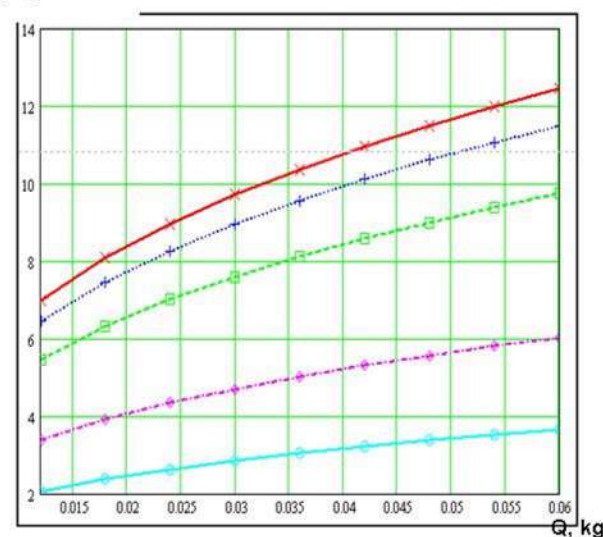
На рис. 9 приведено изменение максимального давления во фронте ударной волны при взрыве цилиндрического заряда с применением ДШ в зависимости от массы заряда при различных значениях коэффициента содержания заземляющего воздуха в фильтрах и прифилтровой зоне.

Основные выводы:

1. Детонация в водной среде связана с образованием большого количества газообразных продуктов, быстрое расширение которых является причиной появления ударной волны. Ударная волна распространяется со сверхзвуковой скоростью и намного опережает движение следующего за волной гидропотока, а также газов, распространяющихся за гидропотоком. Газообразные продукты образуют

Исследованиями установлено, что увеличение массы цилиндрического заряда от 0,012 кг до 0,06 кг сопровождается увеличением максимального давления во фронте ударной волны. Полученные зависимости показывают, что при взрыве цилиндрического заряда массой 0,012 кг и значениях коэффициента содержания заземляющего воздуха 75; 45; 250; 450 и 600 максимальное давление во фронте ударной волны составляет, соответственно, 2,2; 3,8; 6,0; 7,0 и 7,7 kgs/cm<sup>2</sup>. При дальнейшем увеличении массы заряда (0,06 кг) и значениях коэффициента содержания заземляющего воздуха 75; 45; 250; 450 и 600 максимальное давление во фронте ударной волны увеличивается и составляет, соответственно, 3,8; 6,0; 9,8; 11,5 и 12,5 kgs/cm<sup>2</sup>.

P, kgs/cm<sup>2</sup>



Таким образом, установлено, что параметры регенерации скважин при взрыве цилиндрического заряда с использованием ДШ нужно подбирать с учётом конструкции фильтра, состава колюматанта и времени эксплуатации технологических скважин. Предельное

Рис. 9. Изменение максимального давления во фронте ударной волны при взрыве цилиндрического заряда с применением ДШ в зависимости от массы заряда при различных значениях  $K^*$ :  $\times$  –  $K^*=600$ ;  $+$  –  $K^*=450$ ;  $\square$  –  $K^*=250$ ;  $\diamond$  –  $K^*=45$ ;  $\circ$  –  $K^*=7,5$

пузырь, который расширяется в жидкой среде. Пузырь совершает колебательные движения, состоящие в увеличении или уменьшении его диаметра, и каждое колебание сопровождается отдачей, содержащейся в нём энергии. Колебательное движение пузыря становится причиной возникновения вторичных ударных волн. После двух сокращений в пузыре сохраняется меньше 8% его начальной энергии.

2. Установлена параболическая зависимость изменения максимального давления во фронте ударной волны при взрыве цилиндрического заряда с применением ДШ от расстояния, массы заряда, значений

коэффициентов, зависящих от содержания заземляющего воздуха в воде и учитывающих потери давления при прохождении ударной волны через фильтр и прифилтрованную зону технологической скважины, а также наружного радиуса фильтра.

3. Установлено, что параметры регенерации скважин при взрыве цилиндрического заряда с использованием ДШ нужно подбирать с учётом конструкции фильтра, состава кольматанта и времени эксплуатации технологических скважин. Предельное давление разрушения в обрабатываемой зоне поверхности технологического фильтра принимается равным 10-15 kg s/cm<sup>2</sup>.

Список литературы:

1. Коул Р. Подводные взрывы. – М.: Иностранная литература, 1950. – 418 с.
2. Крулин А.В., Соповьев В.Я., Попов Г.С., Кръестев М. Р. Обработка металлов взрывом. – М.: Металлургия, 1991. – 496 с.
3. Рекомендации по импульсным методам восстановления производительности скважин на воду. – М., ВНИИВОДГЕ

УДК 622.277 (043)

Леу С.В., Норов Ю.Д., Заирова Ф.Ю. 2014 г.

## МЕТОДИКА КОМПЛЕКСНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ ПО ПОВЫШЕНИЮ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЦЕССА КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

Леу С.В., главный инженер Центрального рудоуправления НГМК; Норов Ю.Д., начальник горного бюро ЦНИЛ НГМК, докт. техн. наук, профессор; Заирова Ф. Ю., инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК

*Murakkab tuzilgan oltin tarkibli rudalarni ruda taxlamlarida sanoatlashgan portlovchi moddali kamuflet skvajina zaryadlarini qo'llab jadallashtirish orqali to'dalab ishqorlash samaradorligini oshirish metodikasi, hamda kamuflet skvajina zaryadlarining konstruksiyalari ishlab chiqilgan.*

*Tayanch iboralar: to'dalab ishqorlash, oltin tarkibli rudalar, ruda taxlamlarida jadallashtirish, skvajinali zaryad, portlovchi modda, kamuflet zaryad, zaryad konstruksiyasi.*

*Methodology for efficiency improvement of heap leaching of complex gold ores by means of their intensification in ore piles using inducer blasthole charges of industrial explosives is developed as well as design of charges.*

*Key words: heap leaching, gold ores, intensification in ore piles, blasthole charge, explosives, inducer charges, charge design.*

Тенденция ухудшения технико-экономических показателей разработки сложноструктурных золоторудных месторождений по традиционной технологии с переработкой руды на обогатительных фабриках, обусловленная уменьшением содержания золота, исчерпанием запасов крупных месторождений, увеличением глубины разработки и ухудшением горно-геологических и горно-технологических свойств, выявила необходимость разработки более прогрессивных методов добычи и переработки золотосодержащих руд.

Более эффективным, в сравнение с традиционной технологией, является технология кучного выщелачивания (КВ), позволяющая вовлекать в промышленное производство бедные руды с низким содержанием полезных компонентов, рентабельно эксплуатировать небольшие по запасам и размерам рудные месторождения, расположенные в отдаленных районах.

Однако технология КВ при всех своих преимуществах имеет ряд недостатков, ограничивающих область её применения. При выщелачивании не извлекается золото, заключенное в кварце и тонковкрап-

ленное золото в пирите. Затруднено выщелачивание глинистых и шламистых руд, наличие которых в результате коагуляции резко снижает просачивание раствора через слой руды, а иногда полностью останавливает процесс. Кроме того, использование токсичного растворителя – цианида натрия в технологии КВ золотосодержащих руд предъявляет высокие требования к надежности конструкции противофильтрационных оснований (ПФО) для КВ.

Таким образом, решение научно-технической задачи по повышению эффективности процесса КВ сложноструктурных золотосодержащих руд путём интенсификации в рудном штабеле является актуальной задачей в научном и практическом отношении.

Цель работы - обоснование и разработка эффективных технических решений по интенсификации процесса кучного выщелачивания золота в рудном штабеле при их эксплуатации в сложных технологических условиях.

На первом этапе исследований определялись массовая влажность, содержание золота, вредных примесей (S, As, C) в щелочной среде. Для этого геолого-маркшейдерской службой ЦКВЗ были определены два профиля на отработанном участке кучного выщелачивания по панелям 6М и 6Г, схема которого приведена на рис. 1 (проектные скважины).

На каждом профиле вынесены 7 скважин для бурения и последующего отбора проб из геолого-разведочных скважин. Расстояние между скважинами составляли 100 м, а глубина бурения 55 м. Общее количество бурения 770 п.м. Каждая скважина на поверхности 6-го яруса попадала на один сектор орошения.

Бурение скважин производилось станками типа УРБ-2А-2.

При бурении данными станками слабосвязных, размываемых, разрушенных горных пород, для повышения выхода проб с сохранением технологических свойств руд использовались буровой инструмент – грунтонос марки ГО-2М с двойной колонковой трубой.

Отбор проб производился на всю глубину скважины, с фиксацией глубины их отбора. Для сокращения количества проб по известной методике производилась квартовка и деление, после чего пробы упаковывались в мешки и маркировались.

Пробы были подвергнуты лабораторным анализам по определению массовой влажности, содержания золота, вредных примесей (S, As, C) и щелочной среды.

Анализ данных результатов показывает, что по высоте рудного штабеля имеются зоны с более высоким содержанием золота на границах укладки ярусов. Решение данного вопроса рассматривается следующим этапом исследований.

На втором этапе, для изучения процесса изменения деформации штабеля КВ от действия скважинного заряда проводится взрыв одиночных экспериментальных скважин в количестве 4 шт.

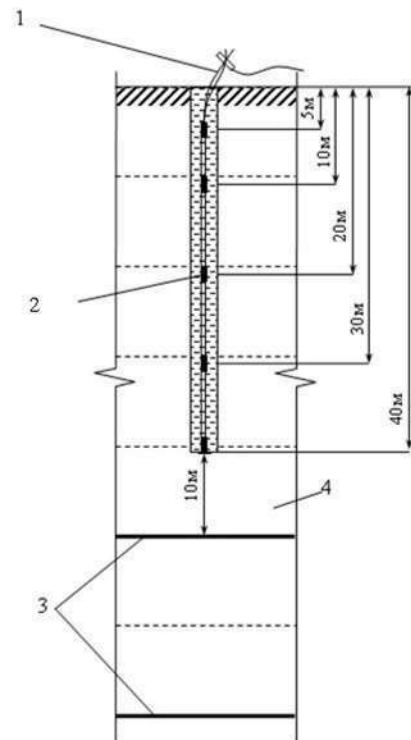


Рис. 1. Конструкция экспериментальной взрывной скважины с патронированным ВВ Nobelit-216Z: 1 - магистральные нити из ДШ; 2 - патронированный ВВ; 3 - гидронепроницаемый слой; 4 - защитный слой гидронепроницаемой пленки толщиной 10 м

- диаметр скважин 150 мм;
- расстояние между скважинами 15 м;
- глубина скважин 43 м;
- расположение скважин от бровки штабеля 30 м с установлением реперов в интервале 1,5 м в количестве 48 шт.

Репера выносятся и устанавливаются до взрыва маркшейдерской службой с последующей маркшейдерской съёмкой после взрыва для точного установления деформаций штабеля КВ от единичного заряда.

Для изучения деформации штабеля производится взрывание - 4 различных конструкции экспериментальных скважинных зарядов с параметрами, представленными на рис. 1, с патронированным ВВ Nobelit-216Z и рис. 2 с пучком из отрезков детонирующего шнура.

В экспериментальных скважинах для сравнения эффективности действия применяются два типа забойки (гидрозабойка и забойка из бурового шлама). Четыре скважины взрываются одновременно с помощью детонирующего шнура.

При получении положительного результата проводится разработанный способ взрывного встряхивания штабеля КВ.

При этом проводятся исследования и определяются эффективные параметры взрывных работ штабеля КВ, схема которого приводится на рис. 3.

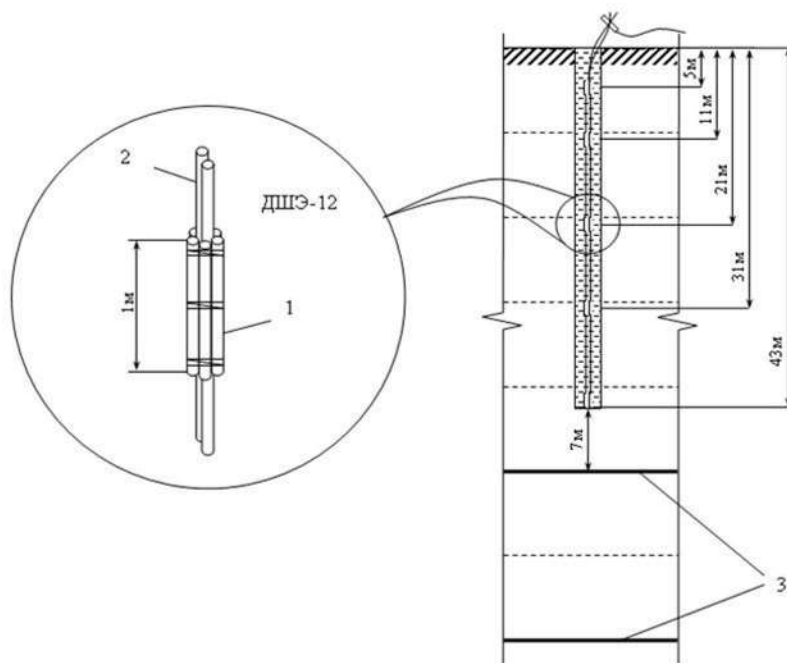


Рис. 2. Конструкция экспериментальной взрывной скважины с детонирующим шнуром: 1- связка отрезков из 5 ДШ, 2-магистральные нити из ДШ, 3- гидронепроницаемый слой

Способы взрывного встряхивания массива КВ осуществляются следующим образом. При снижении концентрации золота в продуктивных растворах из-за коагуляции штабеля руды -1 бурят взрывные скважины -2 до защитного дренажного слоя -3 с оставлением предохранительного слоя толщиной 7 м.

Взрывные работы ведутся поэтапно, отдельно на каждую секцию орошения размером 100x85 м, сетка расположения взрывных скважин определяется по результатам опытно экспериментальных работ и должна быть не менее 10x10 м. Глубина скважин определяется количеством ярусов.

Предлагаются два способа производства взрывных работ штабеля КВ.

Первый способ. Согласно 3. в скважинах разме-

щают рассредоточенный гирляндный заряд из патронированных ВВ марки Nobelit-216Z в количестве 1 патрона массой по 600 г каждый между ярусами штабеля КВ, привязанный лигкой лентой к детонирующему шнуру марки ДШЭ-12 в количестве двух нитей. Масса заряда промышленных ВВ в одной скважине составляет 3,0 кг. Забойку скважинных зарядов осуществляют ручным способом из бурового шлама или гидрозабойкой.

Для монтажа взрывной сети скважинных зарядов ВВ применяют неэлектрическую систему инициирования СИНВ с применением между скважинного замедления 25 мс и по рядовой 42 мс, позволяющую повысить безопасность работ и точность интервала замедления между скважинами и рядами. Иницирование взрывного блока производится электродетонаторами марки ЭД-8Ж (подготовлена заявка на получение патента РУз).

Второй способ. Согласно рис. 2 и 5 в скважинах размещают 2 нити детонирующего шнура марки ДШЭ-12 со связкой из 5 отрезков по 1 м., между ярусами штабеля КВ, параметры расположения связок представлены на рис. 2.

Забойка скважинных зарядов осуществляется ручным способом из бурового шлама или гидрозабойкой.

Для монтажа взрывной сети скважинных зарядов ВВ применяется ДШЭ-12. Иницирование взрывного блока производится электродетонаторами марки ЭД-8Ж. Взрыв производится по схеме мгновенного инициирования без применения реле замедления (подготовлена заявка на получение патента РУз).

Минимальное расстояние от зарядов до пленки гидронепроницаемого слоя определяют по формуле, схема расчёта которого представлена на рис. 6:

$$Ra = \left( \frac{\sqrt{\pi}}{8} \right) \frac{D \cdot \rho_s \cdot d_s \cdot c \cdot (0,4 - 0,6 \cdot n) \cdot v}{\sigma_D \cdot \varphi \cdot (1 - v)}$$

$$\cdot \left( 1 - \frac{\mu \cdot v}{1 - v} \right) \cdot \left[ 1 - \frac{a \cdot (n - 1)}{\pi \cdot W} \right]^{0,5} \cdot \sum_1^N N^{-1} = 4,2$$

где,  $D$  - скорость детонации, м/с;  
 $\rho_s$  - плотность заряжения ВВ, kg/m<sup>3</sup>;  
 $d_s$  - диаметр заряда ВВ, м;  
 $c$  - скорость продольной волны в частице (отдельности) штабеля, м/с;  
 $n$  - число взаимодействующих соседних зарядов ВВ в группе ( $n=v-1$ );  
 $v$  - коэффициент Пуассона массива;  
 $\sigma_D$  - предел прочности пленки на разрыв;  
 $\varphi$  - показатель трещиноватости взрывающего массива;

Рис. 3. Схема размещения скважин взрывного встряхивания штабеля КВ: 1 - штабель КВ; 2 - скважины; 3 - защитный дренажный и водонепроницаемый слой

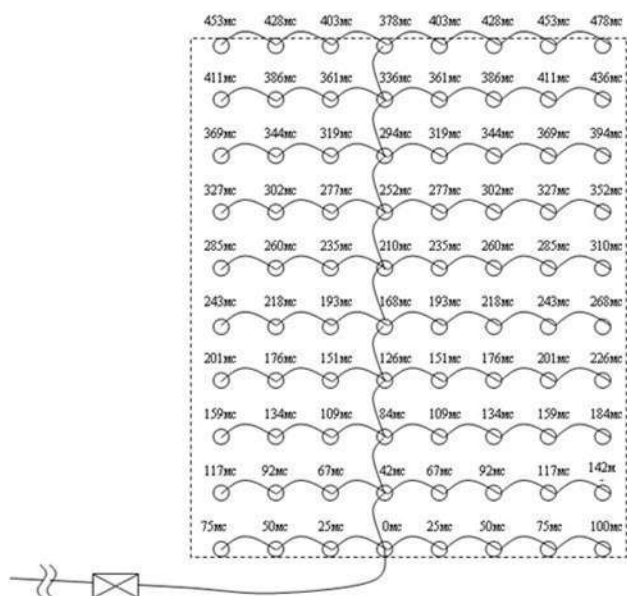


Рис. 4. Схема монтажа поверхностной взрывной сети из СИНВ

$\mu$  - коэффициент трения между частицами в массиве;

$a$  - расстояние между скважинами в ряду, м;

$W$  - линия наименьшего сопротивления между группами взрывааемых зарядов, м;

$N$  - число короткозамедленно взрывааемых групп зарядов ВВ.

Для обеспечения максимальной надёжности сохранения целостности гидронепроницаемого слоя расстояние  $R_d$  принимаем 7 м.

Безопасное расстояние рассчитывается согласно ЕПБ при ведении взрывных работ и принимается не менее 600 м.

**Выводы:**

Обоснованы и разработаны эффективные технические решения по интенсификации процесса кучного выщелачивания золота в рудном штабеле при их эксплуатации в сложных технологических условиях, на основе которых разработана комплексная методика.

Разработана конструкция камуфлетной взрывной скважины с использованием патронированного промышленного ВВ марки Nobelit-216Z с применением магистральных нитей из ДШ, а также гидронепроницаемого слоя.

Установлены минимальные расстояния от камуфлетных скважинных зарядов до плёнки гидронепроницаемого слоя, зависящего прямо пропорционально от скорости детонации, плотности заряжания промышленных ВВ и их диаметра, скорости продольной волны в частице, числа взаимодействующих соседних зарядов, коэффициента Пуассона взрывааемого массива, коэффициента трения между частицами в массиве, расстояния между скважинами в ряду обратно пропорционально пределу прочности плёнки на разрыв, показателю трещиноватости взрывааемого

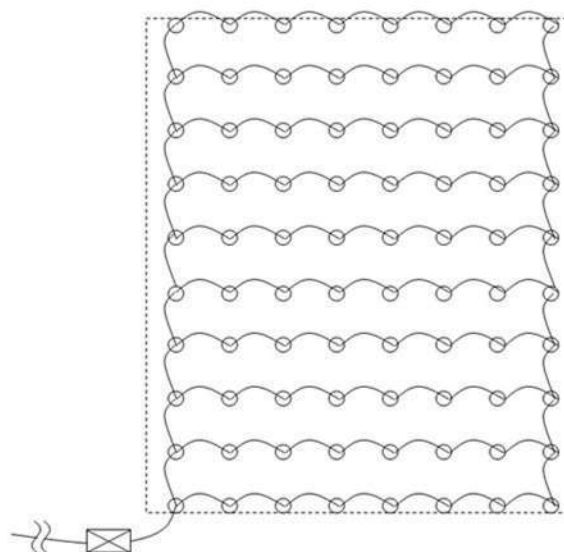


Рис.5. Схема монтажа поверхностной взрывной сети из ДШ

массива, линии наименьшего сопротивления между группами взрывааемых зарядов ВВ.

Разработан способ производства взрывов камуфлетных скважинных зарядов для повышения эффективности кучного выщелачивания, где в скважинах размещают рассредоточенный гирляндный заряд из патронированных ВВ марки Nobelit-216Z в количестве патрона массой по 600 г каждый между ярусами штабеля КВ, привязанный липкой лентой к детонирующему шнуру марки ДШЭ-12 в количестве две нити. Масса заряда промышленных ВВ в одной скважине составляет 3,0 кг. Забойку скважинных зарядов осуществляют ручным способом из бурового шлама или гидрозабойкой. Для монтажа взрывной сети сква-

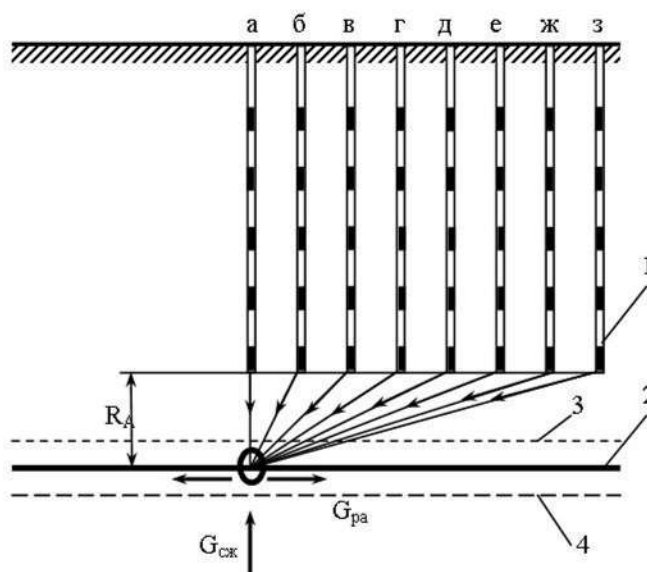


Рис. 6. Схема к расчёту расстояния  $R_d$  от зарядов ВВ до гидроизоляционного экрана: 1 - заряды ВВ; 2 - синтетическая геомембрана; 3- защитный слой дренажной системы; 4- уплотнённая глина; а-з- последовательность взрывания зарядов ВВ

жидких зарядов ВВ применяют неэлектрическую систему инициирования СИИВ с применением междускажинного замедления 25 мс и по рядовой 42 мс, позволяющую повысить безопасность работ и точность интервала замедления между скважинами и рядами. Иницирование взрывного блока производится электродетонаторами марки ЭД-8Ж.

Разработан также способ производства взрывов камуфлетных скважинных зарядов для повышения эффективности кучного выщелачивания, где в сква-

жинах размещают две нити детонирующего шнура марки ДШЭ-12 со связкой из пяти отрезков по одному метру, между ярусами штабеля КВ. Забойку скважинных зарядов осуществляют ручным способом из бурового шлама или гидрозабойкой. Для монтажа взрывной сети скважинных зарядов ВВ применяется ДШЭ-12. Иницирование взрывного блока производится электродетонаторами марки ЭД-8Ж. Взрыв производится по схеме мгновенного инициирования без применения реле замедления.

Список литературы:

1. Санакулов К.С. и др. Кучное выщелачивание золота из многоярусных штабелей. ФАН. Ташкент. 2011. -304с.
2. Толстов Е.А. Физико-химические геотехнологии освоения месторождений урана и золота в Кызылкумском регионе. - М.: Издательство Московского государственного горного университета, 1999.-314 с.
3. Диссертация Казанова Е. В: Интенсификация кучного выщелачивания золота на основе цианидной подготовки свежеработанной руды (на примере Дельмачикского месторождения): дис: канд. техн. наук / Е. В. Казанов; Читинский гос. ун-т. - Чита, 2005. -115 с.
4. Сытенков В.Н. и др. Отчет изучения результатов лабораторных тестовых испытаний процесса кучного выщелачивания. Рекомендации по проведению дальнейших исследований. НГМК, 2007.

УДК 622.277 (043)

Назаров З.С., Равшанов А.Ф., Тухташев А.Б. 2014 г.

## ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЦЕССА КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТОРУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЭНЕРГИЕЙ ВЗРЫВА КАМУФЛЕТНЫХ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ

Назаров З.С., ведущий инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук; Равшанов А.Ф., начальник ПТО Центрального рудоуправления НГМК; Тухташев А.Б., заведующий кафедрой «Горное дело» НГПИ, канд. техн. наук

*Ruda taxlamlarining balandligi bo'yicha olib borilgan butun ishqorlash davrida ishqorlash asosiga joylashgan yaruslar chegaralarida aniqlangan yuqori tarkibli oltin uchastkalarida qidiruvskvajinasini burg'ulash orqali namunalar olib yaruslar ichki nazorat qilingan. Murakkab texnologik sharoitlarda ruda taxlamlaridan foydalanish uchun ishlab chiqilgan va sanoatda sinalgan metodika asosida oltinni to'dalab ishqorlash jarayonining unumdorligini oshirish bo'yicha samarali texnologik echimlar ishlab chiqilgan.*

*Tayanch iboralar: qidiruv skvajinalarini namunalar olish orqali burg'ulash, oltinni to'dalab ishqorlash sexi, ishqorlash asosi maydoni, skvajinaning barcha chuqurliklaridan namunalar olish, kern qabul qiluvchi, butun ishqorlash davri, taxlam balandligi, sug'orish maydoni, grunt moslama, ruda materialining granulometrik tarkibi, yaxlit namlik, metal tarkibi.*

*Monitoring of layers by means of exploratory drilling with sampling from ore piles which have undergone the full leaching cycle detected fields with high content of gold along the piling height. Effective technology for intensification of heap leaching process in the ore pile is developed for operation in severe technological conditions on the basis of which the methodology of industrial testing is developed.*

*Key words: exploratory drilling with sampling, shop of heap leaching of gold, site of desalination pillow, sampling down the borehole, core receiver, lift of drilling flight, full leaching cycle, piling height, irrigation sector, core sampler, ore substance size distribution, bulk humidity, metal content.*

Для мониторинга остаточного металла Цеха кучного выщелачивания золота (ЦКВЗ) были произведены буровые работы на подушке выщелачивания силами ГРП-3 буровым станком УРБ-2А-2. Работы по бурению сопровождались большими затруднениями по качественному отбору проб с

сохранённой структуры, влажности, грансостава, выхода.

Для изучения были выбраны два профиля на отработанном участке подушки выщелачивания на панелях 6М и 6G. На каждом профиле вынесены 7 скважин для последующего бурения. Расстояние

между скважинами составляет 100 м, глубина 55-58 м. Отбор проб на всю глубину скважины. Каждая скважина на поверхности 6-го яруса попадает на один сектор орошения.

Бурение планировалось производить двойной колонковой трубой с керноприемником, последующим лабораторным анализом проб. После подъема бурового става извлечение керна невозможно, материал достаётся путём дробления керна.

При визуальном обследовании установлено, что рудный материал спрессованный, частично перетирается в призабойной части буровой колонки, колонковая труба разогревается от трения, при котором определение влажности материала некорректное, а из-за частичного перетирания материала невозможно проведение сравнительных исследований по определению остаточного содержания золота в различных фракциях.

Бурение скважины остановлено на глубине 4 м из-за искажений необходимых определяемых результатов.

Точка бурения скважины была перенесена на 2 м южнее от предыдущей и бурение производилось грунтоносом марки ГО-2М с двойной колонковой трубой. Рудный материал, доставленный в виде шлама, сохраняет фракционный состав, уплотнения и истирания отсутствуют, рудный материал полностью пригоден для технологических исследований. На глубине 4 м произошел обрыв грунтоноса, который был выкопан экскаватором. После были приняты меры по усилению конструкции грунтоноса.

Точка бурения скважины во второй раз была перенесена на 10 м севернее от предыдущей и бурение производилась грунтоносом. На глубине 15 м снаряд затирается за счёт ликвидации прихвата. Попытка бурения керноприемной трубой, в результате выход притертого шлама 35%. Переход на бурение восстановленным грунтоносом. На глубине 21 м обрыв грунтоноса. Меры по извлечению снаряда со скважины безрезультатны. Вследствии снаряд потерян безвозвратно. На этом бурение первой скважины пройдено до 21 м.

Бурение второй скважины производилось грунтоносом. На глубине 15 м происходит обрыв снаряда. До восстановления грунтоноса принято решение о бурении скважины на всю глубину для корректного определения только остаточного содержания золота в рудном материале. В связи с этим, бурение производилось шарошечным долотом диаметром 161 мм с шлагоулавливающей трубой.

Рудный материал перетирается, измельчается и обезвоживается в результате бурения и продувки, вследствие которого изменяются влажность, грансостав рудного материала. Бурение второй скважины пройдено до 58 м. Интервал 40-47 м был пробурен одинарной колонковой трубой с выходом притертого шлама.

Таблица 1

Результаты лабораторных анализов по определению массовой влажности и содержания металла (скважина 6М-1/3)

Глубина	Влажность, %	Сред. содерж., g/t
1		
2	2,9	0,47
3		
4		
5	4,8	0,51
6		
7		
8	5,6	0,79
9		
10		
11	6,7	0,82
12		
13		
14	6,5	0,53
15		
16	3,5	
17	7,2	0,59
18	7,0	
19	7,1	
20	8,1	0,71
21	3,1	

Результаты лабораторных анализов по определению массовой влажности и содержания металла, проведенных в лаборатории рудника приводятся в табл. 1.

Проведённые работы по мониторингу ярусов бурением разведочных скважин с отбором проб с рудного штабеля КВ, прошедших полный цикл выщелачивания, выявили участки с большим содержанием золота (0,8-0,6) по высоте штабеля, которые находятся на границах укладки ярусов подушки выщелачивания в разносе вверх и вниз на 3-5 м.

Данное обстоятельство, возможно, происходит в результате заилиения мелкими частицами руд с образованием зон уплотнения, которые приводят к снижению фильтрационных свойств массива.

Среднее содержание металла, определенное в лаборатории ЦКВЗ и контрольные пробы, направленные в лабораторию ЦНИЛ показали, что расхождения в содержании золота связаны с погрешностью анализа.

В результате проведения буровых работ установлено, что наилучшим показателем по выходу пригодного для технологических исследований шлама является грунтонос.

Бурение скважин производится в светлое время суток, при этом период бурения одной скважины глубиной 58 м составляет 7-10 дней.

Таблица 2

Результаты гранулометрического анализа проб рудного материала скважинного опробования подушки выщелачивания рудника по скважине 2 профиля 6М

Гранулометрический состав, % по классам крупности, mm		
+1,0 mm	-1,0 mm	Итого
36,58	63,42	100%
40,02	59,98	100%
37,70	62,30	100%
42,27	57,73	100%
37,99	62,01	100%
40,03	59,97	100%
39,41	60,59	100%
38,79	61,21	100%
37,63	62,37	100%
31,11	68,89	100%
46,75	53,25	100%
33,70	66,30	100%
35,47	64,53	100%
35,75	64,25	100%
38,26	61,74	100%
36,91	63,09	100%
35,00	65,00	100%
32,09	67,91	100%
31,57	68,43	100%
29,11	70,89	100%

С начала буровых работ на подушки выщелачивания израсходовано 2 ед. грунтоноса, которыми пройдено 3 скважины разной глубины.

Также, дубликаты рудных проб по скважине 6М-2 и 6М-3 были направлены в ЦНИЛ для проведения лабораторных исследований по определению содержания золота, вредных примесей (S, As, C), щелочной среды, определению гранулометрического анализа, которые приводятся в табл. 2.

Результаты гранулометрического анализа проб рудного материала скважинного опробования подушки выщелачивания рудника по скважине 2 профиля 6М показывают, что состав укладываемой руды по высоте штабеля практически одинаков по всем ярусам, составляет: 0-3,35 mm. Содержание вредных примесей в отобранных проб руды по высоте штабеля панели, которые формировались в различные годы, не имеют больших разниц значений табл. 3.

На 7 ярусе до начала буровзрывных работ в 5 м от южного борта буровыми самоходными установками УРБ-2 и «Foremost» были пробурены наблюдательные скважины №№ 1-4 на глубину до 43 м с различными типами буровых снарядов для определения устойчивости стенок скважин во времени и после массовых взрывов на руднике «М». Проведённые 18 и 22 марта 2011 г. контрольные замеры глубин показали хорошие результаты по СКВ. №№ 2-3 пробуренным с применением шарошечного долота диаметром 76 mm.

На первом этапе буровзрывных работ на 7 ярусе рудного штабеля ЦКВЗ были пробурены 4 скважины №№ 5-8 диаметром 76 mm на глубину 40 м. Восточная скважина отстояла на 30 м от каждого из бортов яруса (южного и восточного), а три последующие были расположены с интервалом в 15 м в западном направлении. Бурение производилось шарошечным долотом с продувкой, но рудный материал, начиная с 1 м, затирался в стенки скважины, поэтому опробование скважин не было произведено.

По окончании бурения маркшейдерской службой в соответствии с «Методикой исследований» от устья скважин на расстоянии 1, 5/3, 0/4, 5/6, 0/7, 5 м были вынесены реперные точки (арматура диаметром 10 mm длиной 50 см с заглублением в почву на 45 см) для определения деформаций после взрыва.

Таблица 3

Результаты химического анализа проб подушки выщелачивания рудника по скважине 2 профиля 6М

Интервал опробования, м	Au, g/t	pH	Содержание, %				
			As	S <sub>общ</sub>	S <sub>s</sub>	CO <sub>2</sub>	C <sub>орг</sub>
1-3	0,82	8,51	0,028	0,91	0,67	0,89	0,27
4-6	0,71	8,68	0,027	1,1	0,85	0,96	0,24
7-9	0,53	8,66	0,049	1,1	0,79	1,1	0,23
10-12	0,73	8,69	0,037	1,2	0,95	0,89	0,33
13-15	0,31	8,86	0,030	1,2	0,88	0,85	0,33
16-18	1,1	8,59	0,030	1,2	0,85	0,89	0,42
19-21	1,5	8,58	0,032	1,2	0,90	1,1	0,38
22-24	0,93	8,70	0,052	0,97	0,76	0,67	0,29
25-27	0,68	8,67	0,065	0,77	0,51	0,59	0,24
28-30	0,68	8,65	0,058	0,82	0,55	0,85	0,15
31-33	0,59	8,67	0,055	0,72	0,49	0,70	0,16
34-36	0,52	8,63	0,072	0,78	0,56	0,63	0,19
37-39	0,64	8,78	0,054	0,76	0,55	0,70	0,19
40-42	1,2	9,79	0,064	0,78	0,51	0,63	0,17
43-45	1,1	8,68	0,064	0,77	0,55	0,41	0,19
46-48	1,7	8,71	0,067	0,82	0,61	1,1	0,16
49-50	0,54	8,74	0,066	0,92	0,69	0,59	0,20
52-54	0,89	9,26	0,072	0,75	0,51	0,63	0,21
55-56	0,77	9,07	0,064	0,85	0,61	1,0	0,22
57-58	1,4	8,86	0,060	0,87	0,64	1,1	0,22

Таблица 4

Контрольный замер реперных точек

№ скв. репера	Изменение координат 12-3/04/2011, в м			Изменение координат 12-14/04/2011, в м		
	X	Y	Z	X	Y	Z
5-1	-0,005	0,015	0,006	-0,006	0,016	0,008
5-2	-0,001	0,019	0,003	-0,007	0,024	0,004
5-3	-0,011	0,011	0,006	-0,013	0,009	0,007
5-4	-0,003	0,023	0,003	-0,001	0,024	0,003
5-5	-0,001	0,018	0,001	0,000	0,020	0,001
6-1	0,001	0,022	0,002	0,000	0,022	0,000
6-2	-0,003	0,027	0,000	-0,005	0,028	0,001
6-3	0,002	0,020	0,002	0,003	0,018	0,002
6-4	0,005	0,022	0,005	0,007	0,022	0,005
6-5	0,007	0,020	0,003	0,006	0,019	0,001
7-1	-0,010	0,018	0,004	-0,009	0,020	0,005
7-2	-0,020	0,013	-0,001	-0,021	0,014	0,000
7-3	0,006	0,021	0,000	0,003	0,022	0,002
7-4	0,007	0,015	0,002	0,005	0,015	0,002
7-5	-0,002	0,030	0,002	-0,002	0,028	0,002
8-1	0,019	0,026	-0,012	0,018	0,027	-0,011
8-2	0,002	0,028	0,000	0,003	0,029	0,000
8-3	0,004	0,034	0,004	0,005	0,034	0,005
8-4	0,009	0,026	0,002	0,007	0,026	0,004
8-5	0,011	0,008	0,005	0,012	0,009	0,005

В скважинах №№ 5-7 нижний заряд располагался на глубине 40 м, последующие на 30, 20, 10 и 5 м от устья скважины. В скважинах №№ 6-8, соответственно, нижний заряд располагался на глубине 40 м, последующие на 35, 25, 15 и 5 метров от устья скважины. После окончания взрывных работ был произведен контрольный замер реперных точек (табл. 4), который не выявил деформаций, а расхождение в замерах находятся в пределах погрешности измерений, к тому же в период замеров дул сильный порывистый юго-восточный ветер. Также по окончании взрывных работ был произведен замер глубины обрушения скважин. В скважинах №№ 5-6 глубина составила 5 м, в №№ 7-8 до 8 м. Отдельные фрагменты стенок скважин до видимой глубины в 1-2 м сохранили структуру состояния стенок до начала взрывных работ.

На основе проведенных промышленных испытаний разработано эффективное техническое решение по интенсификации процесса кучного выщелачивания золота в рудном штабеле при их эксплуатации в сложных технологических условиях, на основе которых разработаны их методики.

Из дренажных колодцев, расположенных в месте проведения взрывных работ до и после взрыва, были отобраны пробы цианосодержащих выщелачивающих растворов и визуально был оценен дебет исходящих растворов (табл. 5.).

Расхождений по дебету и технологическим ха-

Таблица 5

Пробы цианосодержащих выщелачивающих растворов

Время отбора проб	Показатель pH	Показатель NaCNg/м <sup>3</sup>	Содержание Au в растворе g/м <sup>3</sup>	Дебет раствора, 5-10 м <sup>3</sup> /ч
Дренажный колодец № 3				
09.04.2011	10,23	48	0,122	До взрыва
10.04.2011	10,18	43	0,122	
11.04.2011	10,16	42	0,124	
10.00 12.04.2011	9,94	51	0,136	
15.00 12.04.2011	9,90	49	0,139	После взрыва
22.00 12.04.2011	10,10	39	0,131	
Дренажный колодец № 4				
09.04.2011	10,01	10	0,113	До взрыва
10.04.2011	9,97	10	0,110	
11.04.2011	9,94	10	0,107	
10.00 12.04.2011	9,77	15	0,120	После взрыва
15.00 12.04.2011	9,79	16	0,117	
22.00 12.04.2011	9,92	7	0,116	

рактеристикам раствора выявлено не было – всё в пределах погрешностей отбора и определения.

**Выводы:**

1. Установлено, что гранулометрический состав укладываемой руды по высоте штабеля практически одинаков по всем ярусам, составляет: 0-3,35 mm. Содержание вредных примесей в отобранных пробах руды по высоте штабеля панели, которые формировались в различные года, не имеют больших разниц значений.

2. Проведенные работы по мониторингу ярусов бурением разведочных скважин с отбором проб с рудного штабеля КВ, прошедших полный цикл выщелачивания, выявили участки с большим содержанием золота (0,8-0,6) по высоте штабеля, которые находятся на границах укладки ярусов подушки выщелачивания в разносе вверх и вниз на 3-5 м.

Среднее содержание золота, определенное в лаборатории ЦКВЗ и контрольные пробы, направленные в лабораторию ЦНИЛ показали, что расхождения в содержании золота связаны с погрешностью анализа.

3. Разработано эффективное техническое решение по интенсификации процесса кучного выщелачивания золота в рудном штабеле при их эксплуатации в сложных технологических условиях, на основе которых разработана методика их промышленного испытания.

Список литературы:

1. Санакулов К.С. и др. Кучное выщелачивание золота из многоярусных штабелей. ФАН, Ташкент, 2011. -304с.
2. Толстов Е.А. Физико-химические геотехнологии освоения месторождений урана и золота в Кызылкумском регионе. - М.: Издательство Московского государственного горного университета, 1999 -314 с.
3. Диссертация Казанова Е. В: Интенсификация кучного выщелачивания золота на основе цианидной подготовки свежедробленной руды (на примере Дельмачикского месторождения): дис: канд. техн. наук / Е. В. Казанов; Читинский гос. ун-т. - Чита, 2005. -115 с.
4. Сытенков В.Н. и др. Отчет изучения результатов лабораторных тестовых испытаний процесса кучного выщелачивания. Рекомендации по проведению дальнейших исследований. НГМК, 2007.

УДК 622.277 (043)

Негов О.Б., Назаров З.С., Носиров М.М., Жиянов А.Б. 2014 г.

## ПРИМЕНЕНИЕ ИЗВЕСТКОВОЙ ПЫЛИ В АГЛОМЕРАЦИИ НА МОДЕЛЬНЫХ ТЕСТОВЫХ КОЛОННАХ ПРИ КУЧНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ РУД

Негов О.Б., главный инженер рудника ЦКВЗ Центрального рудоуправления НГМК; Назаров З.С., ведущий инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук; Носиров М.М., главный технолог рудника ЦКВЗ Центрального рудоуправления НГМК; Жиянов А.Б., инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК

*Sement ishlab chiqarishda hosil bo'lgan ohaktosh changlarini to'dalab ishqorlash texnologik jarayonlarida mayda ruda bo'laklarini aglomeratsiya qilish uchun qo'llash imkoniyatlari tadqiq etilgan. O'tkazilgan izlanishlarda ohaktosh changlarining aglomeratsiya uchun yaroqsiz ekanligi aniqlandi. Shuningdek to'dalab ishqorlash jarayonida test kolonnalariga kislorod berish yordamida metal ajratib olishning ortishi aniqlandi.*

*Tayanch iboralar: sement ishlab chiqarishdagi ohaktosh changlari, aglomeratsiya, test kolonnalari, rudalarni to'dalab ishqorlash, kislorod berish, metal ajratib olish, oltinni to'dalab ishqorlash sexi.*

*Investigations of applicability of cement production limey dust for agglomeration in heap leaching process showed that the limey dust was not suitable for agglomeration. It was also found that heap leaching process on test columns with oxygen supply increased the metal recovery.*

*Key words: limey dust of cement production, agglomeration, test columns, heap leaching of ores, oxygen supply, metal recovery, shop of heap leaching of gold.*

Исследовались возможности замены портланд-цемента на известковую пыль при агломерации руд, а также изучены результаты лабораторных тестовых испытаний процесса кучного выщелачивания, которые проводились в лаборатории Цеха кучного выщелачивания золота (ЦКВЗ) НГМК.

Тесты проводились по известной стандартной методике, но с небольшими изменениями с принудительной подачи воздуха по трём предложенным следующим схемам: подача воздуха снизу колонны по всей толще руды, ежесуточно длительностью насыщения воздухом в течение одного часа; подача воздуха снизу колонны по заранее установленной в толще руды перфорированной трубки, ежесуточно длительностью насыщения воздухом в течение одного часа; подача воздуха непосредственно в раствор для насыщения кислородом (воздухом), подаваемым сверху колонны для выщелачивания руды, ежесуточно длительностью насыщения воздухом в течение одного часа.

По стандартной методике композит руды подвергался ситовому анализу на виброустановке с применением сит №№ 6, 12, 16, 30, 50 (по стандарту

А.С.Т.М. Е-11) с размером ячеек сит 3,35; 1,7; 1,18; 0,6; 0,3 mm, соответственно. Из фракции -0,3 mm отбирается навеска 1,0 kg и подвергается ситовому анализу на ситах №№ 100 и 200 с размером ячеек сит 0,15 mm и 0,075 mm, соответственно, результаты которых заносились в таблицу.

Далее формируется колонный композит руды массой – 46,0 kg для металлургических испытаний и 3,0 kg для бутылочного теста. Из каждой фракции «головы» колонны отбираются навески по 2,5 kg, для определения содержания - Au. Навески подготавливаются к анализу согласно требований «Технологической инструкции по обработке материала головной пробы руды, укладываемой на подушку выщелачивания», пробирным методом определяют содержание Au g/t, данные анализов заносятся в таблицы и рассчитывается среднее содержание Au, g/t в «голове» пробы колонны.

Фракции колонного композита руды общей массой 46,0 kg загружают в миксер (бетономешалка), перемешивают и затем в композит добавляют (в соответствии с технологическими нормами дозировки реагентов в руду, укладываемую на подушку выщелачивания):

- цемент: 145 g (из расчета 3,0 kg/t);
- известь: 80 g (из расчета 1,7 kg/t);
- вода 3,4 l (из расчета 7,0 % влажности).

Далее во вращающемся барабане (20 оборотов/минуту) в течение 10 min пробу агломерируют.

Агломерированную пробу загружают в колонну из оргстекла диаметром 200 mm и высотой 1400 mm. Колонну устанавливают на стеллаж и дают 72 h на отверждение окатышей. Подготавливают к работе угольную колонку – на одну колонку берётся 140 g активированного угля, в течение часа обработанного раствором – 1,0 l дистиллированной воды с добавкой 0,5 g CaO и 4,5 g NaCN. Раствор сливают, уголь сушат, наполняют углем капроновый чулок и помещают его в колонку. Угольную колонку устанавливают над колонной с агломерированной рудой, на верхней полке стеллажа, там же, устанавливают перельстатический насос для перекачки циркулирующего раствора. Под колонной устанавливают «ведро-приемное», подготавливают «ведро-питание» с выщелачивающим раствором и настраивают насос для получения 7,1225 ml/min, соразмерно плотности орошения 10,0 l/m<sup>2</sup> в h на подушке выщелачивания.

Каждый день в течение всего периода выщелачивания (30-31 день, до достижения конечного соотношения раствор : руда (Ж:Т)<sup>3</sup>6:1) производится:

- взвешивание раствора «ведро-приемное», прошедшего через колонну за сутки (норма 10-11 l/d);
- насыщение процесса кучного выщелачивания кислородом (воздухом от лабораторного насоса) ежедневно в течение одного часа.
- отбор проб для определения pH, концентрации NaCN, и Au (из «ведро-приемное» в мерный стакан отбирается 150-200 ml проба, из которой отбираются пробирки по 20 ml на анализ, по окончании анализа остатки раствора сливаются в «ведро-приемное»).

По завершении опробования раствор из «ведро-приемное» возвращают в «ведро-питание», корректируют добавками реагентов заданные исходные технологические параметры выщелачивающего раствора – pH = 10,5-11,5, NaCN = 150 g/m<sup>3</sup> и включают насос для следующего цикла. Данные заносятся в рабочий лист и таблицу. Первые 12 d с выхода угольной колонки ежедневно отбирается проба в пробирки емкостью 20 ml на определение - Au (на проскок).

Варианты насыщения кислородом воздуха процесса кучного выщелачивания принимаются по отдельным колоннам: насыщение всей толщи руды принудительной подачей воздуха насосом снизу колонны ежедневно в течение одного часа; насыщение по перфорированной трубке, установленной предварительно в центре толщи руды с принудительной подачей воздуха насосом снизу колонны ежедневно в течение одного часа; насыщение обо-

ротных растворов подачей воздуха насосом в ёмкость оборотных растворов, способом барботажа, ежедневно в течение одного часа.

По окончании процесса выщелачивания колонну ставят на 24 часа на дренаж. Уголь из «угольной колонки» сушат, взвешивают и отправляют на пробирный анализ Au, Ag.

По окончании дренажа в нижней части колонны перекрываются сливные трубки, колонна заполняется водой на 150 mm над уровнем руды в колонне, выстаивается 2-3 h, открываются сливные трубки и раствор стекает. В промывочной воде отбирается проба для определения содержания - Au.

После промывки руду помещают в металлические поддоны и загружают в печь для сушки. Пробу рассеивают на 6 фракций, по каждой фракции определяют содержание Au, g/t пробирным методом, рассчитывают среднее содержание Au, g/t в «хвосте» колонный.

Бутылочный тест производится в стеклянной 20-ти литровой бутылки. В бутылку засыпается навеска композита руды исходной крупности массой 2,0 kg с добавками:

- известь 6,0 g для поддержания - pH;
- 4,5 l раствора – вода дистиллированная плюс 4,5 g NaOH и 4,5 g NaCN.

Бутылку устанавливают на лабораторный рольганг и вращают при скорости 7-8 об/мин (20 об/мин валков рольганга).

Тест проводится в течение 120 h с ежедневным опробованием раствора на NaCN, pH.

По окончании теста раствор фильтруется, а остаток композита высушивается, обрабатывается и проводится пробирный анализ «хвоста» бутылочного теста. Данные заносятся в таблицу, производится расчёт % извлечения золота из руды. Для проведения теста отбирается 1,2 kg материала композита руды, стирается до класса крупности - 0,075 mm, отбираются две параллельные навески по 500 g.

Тест выполняется в 3-х литровых бутылках. В первую бутылку высыпается навеска 500 g, заливается 750 ml выщелачивающего раствора – концентрации NaOH 1,0 g/l и NaCN 1,0 g/l. Во вторую бутылку высыпается навеска 500 g, заливается 750 ml выщелачивающего раствора – концентрации NaOH 1,0 g/l, NaCN 1,0 g/l и стандартный раствор Au с концентрацией 1,5-1,7 mg/l. Бутылки устанавливают на лабораторный рольганг на 24 h. По окончании теста раствор фильтруется и определяется содержание золота в растворах и «хвосте» теста, данные заносятся в таблицу.

Вычисляют извлечение золота двумя способами:

- «пробирный» - по результатам содержания золота в исходной руде – «голова» и остатке – «хвост»;
- «растворы» - по результатам анализа золота в исходной руде «голова» и суммы Au по анализам – «хвост», угольная колонка и растворы.

Таблица 1

Отборка рудного материала из приёмного бункера пробоотборника на «W» конвейере

Проба №	Вес пробы, g	Цемент, g	Известковая пыль, g	Известь, g	Вода, г	Агломерация, %
Тест - стандартная агломерация						
1	3000	9	0	6	240	84,7
Тест - заменитель цемента (транспортёр)						
2	3000	6	3	6	240	*73,7
3	3000	3	6	6	240	*68,7
4	3000	0	9	6	240	*69,3
Тест - заменитель цемента (колонна)						
5	3000	6	3	6	240	*70,2
6	3000	3	6	6	240	*66,7
7	3000	0	9	6	240	*62,0
Время перемешивания на миксере 3 мин.						
Упакованы в полиэтиленовые пакеты на 72 часа						

Примечание: \*) При стандартной агломерации: агломераты (надрешеточный материал) представляют собой относительно твёрдый сцементированный окатыш рудного материала; в случае использования «заменителя цемента», надрешеточный материал представляет собой размягчённые окатыши слипшегося рудного материала диаметром до 10 mm.

Извлечение золота по колонне рассчитывается как среднеарифметическое результатов в процентах, с точностью до 0,1 %. Вычисляется потребление цианида на основании ежедневных значений анализов титрования и объёмов растворов. Вычисляется потребление реактивов для регулировки рН на основании ежедневных анализов. Далее проводились тесты по определению пригодности применения известковой пыли (отхода цементного производства) для агломерации руды, приняты четыре качества оценки.

Пробы отбирались из 30 kg рудного материала из приёмного бункера пробоотборника конвейера «W». Материал расситовывался на фракции +3,35; +1,7; +1,18; +0,6; +0,3; -0,3 и из образовавшихся фракций формируются семь композитных навесок. Каждую из навесок агломерируют отдельно, руду загружают в миксер (бетономешалка), перемешива-

Таблица 2

Сравнительное тестирование реагентов на эффективность подщелачивания (до регламентированного рН - 11) цианосодержащих выщелачивающих растворов

Наименование реагента	Навеска реагента, g	Вода техн., ml рН - 7,86	рН раствора с реагентами
Известь (70% CaO)	0,2	1000	11,20
Цемент	0,8	1000	11,06
Известковая пыль (транспортёр)	150	1000	11,10
Известковая пыль (колонна)	375	1000	8,84

ют и затем добавляют в следующей пропорции компонентов:

- руда – 3000 g, цемент – 9 g, известь – 6 g, вода – 240 g;
- руда – 3000 g, цемент – 6 g, известковая пыль (транспортёр) – 3 g, известь – 6 g, вода – 240 g;
- руда – 3000 g, цемент – 3 g, известковая пыль (транспортёр) – 6 g, известь – 6 g, вода – 240 g;
- руда – 3000 g, цемент – 0 g, известковая пыль (транспортёр) – 9 g, известь – 6 g, вода – 240 g;
- руда – 3000 g, цемент – 6 g, известковая пыль (колонна) – 3 g, известь – 6 g, вода – 240 g;
- руда – 3000 g, цемент – 3 g, известковая пыль (колонна) – 6 g, известь – 6 g, вода – 240 g;
- руда – 3000 g, цемент – 0 g, известковая пыль (колонна) – 9 g, известь – 6 g, вода – 240 g.

Далее, во вращающемся барабане 20 оборотов/минуту в течение 10 минут пробу агломерируют. По прошествии 72-х h отбираются 500 g. навески и проводится стандартный тест по определению агломерации руды – остаток материала на сите с ячейкой 1,7 mm.

Для реализации реакции растворения и переноса золота в растворы необходимо создание щелочной среды рН равной 10-11. Данным этапом необходимо проведение сравнительного тестирования извести, цемента, известковой пыли на эффективность подщелачивания цианосодержащих выщелачивающих растворов. В стеклянную посуду заливают 1000 ml технологической воды с рН-7,86. При добавлении вышеуказанных компонентов с последовательным увеличением необходимо достичь регламентированного рН-11.

Для имитации нахождения руды в орошаемой части рудного штабеля с целью определения устойчивости сформировавшихся окатышей рудной мелочи к воздействию растворов, агломерированный материал длительное время равное 72 h выдерживается в ёмкости, заполненной цианосодержащим раствором. По окончании проводится стандартный тест по определению агломерации руды. Для определения связывающей способности сравниваемых компонентов: цемент, известковая пыль, необходимо определение степени образования бетона. В алюминиевые баночки набирается испытуемый материал в количестве 80 g, с добавкой 30 g. цианосодержащего раствора. После 72 h выдержки визуально и механически проверяется степень образования бетона.

На первом этапе работ было отобрано 30 kg. рудного материала из приёмного бункера пробоотборника на «W» конвейере. Материал был расситован и из образовавшихся фракций были сформированы 7 композитных навесок. Каждая из навесок были агломерированы, как по утверждённому технологическому регламенту, так и с добавками испытуемого заменителя цемента – необожжённой известковой пыли. Из агломерированных проб по прошествии 72-х h

были отобраны 500 г. навески и проведён стандартный тест по определению агломерации руды – остаток материала на сите с ячейкой 1,7 mm (табл. 1).

На втором этапе было проведено сравнительное тестирование поставляемой обожжённой извести, цемента и известковой пыли на эффективность подщелачивания (до регламентированного рН - 11) цианосодержащих выщелачивающих растворов (табл. 2).

На третьем этапе агломерированный материал длительное время выдерживался в ёмкости, заполненной цианосодержащим раствором (1000 г руды на 200 ml раствора) для имитации нахождения руды в орошаемой части рудного штабеля с целью определения устойчивости сформировавшихся окатышей рудной мелочи к воздействию растворов. По окончании экспозиции проводился стандартный тест по определению агломерации руды (табл. 3).

При проведении теста было отмечено, что визуально руда, агломерированная цементом - однородная серая масса, а при тестировании руды агломерированной известковой пылью по окончании теста среди отмытой до минерального состава (отдельности кварца и вмещающих пород с различной текстурой в крупных частицах) наблюдаются размягчённые окатыши слипшегося рудного материала диаметром до 10 mm.

На четвёртом этапе проводились сравнительные исследования цемента и известковой пыли по образованию бетона. В алюминиевых баночках были созданы три смеси, в каждой по 80 г испытуемого материала с добавкой 30 г цианосодержащего раствора. После 72-х h выдержки цемент пришлось извлекать из баночки, предварительно разбив на куски, а смеси с известковой пылью так и остались в гелеобразном состоянии.

В лаборатории рудника на первом этапе были проведены колонные тесты руды, отобранной на рудном штабеле из материала 14 ячейки панели Y 5-го яруса, прошедшей первый цикл выщелачивания.

В первом случае были установлены 2 колонны с рудой весом по 46 kg каждая – одна (№ 36-10) орошалась по принятой технологии выщелачивания, а во вторую (№ 37-10), при помощи насоса, один раз в сутки в течение часа в один из отводов дренажа колонны, через нижнюю часть колонны диаметром 200 mm подавался кислород воздуха объёмом 400 m<sup>3</sup>/h. Колонна № 36-10 прошла полный цикл выщелачивания и показала извлечение в 39,5%, с 0,57 g/t в «голове» колонны, до 0,35 g/t в «хвосте» колонны. Колонна № 37-10 (с продувкой воздухом) была остановлена на 5-й день в связи прекращением фильтрации раствора через дренаж. В колонне визуально (через оргстекло стенки колонны) было отмечено перераспре-

Определения устойчивости сформировавшихся окатышей рудной мелочи к воздействию растворов

Наименование реагента	№ пробы	Время экспозиции, h	Агломерация, %	Примечание
Цемент	1	72	53	При добавлении цианраствора в ёмкость с агломерированной рудой раствор полностью заполняет поровое пространство
Известковая пыль (транспортёр)	2	72	51	
Известковая пыль (транспортёр)	3	72	51	
Известковая пыль (транспортёр)	4	72	49	
Известковая пыль (колонна)	5	72	47	
Известковая пыль (колонна)	6	72	48	
Известковая пыль (колонна)	7	72	45	

деление материала с выносом тонкой фракции в верхнюю часть колонны. Заново был отобран рудный материал из той же точки на рудном штабеле, что и материал предыдущих колонн. В этот раз были установлены 3 колонны – № 39-10 стандартная, с принятой технологией выщелачивания, № 38-10 аналогичная остановленной колонне и № 40-10 с подачей воздуха через перфорированную трубку, проходящую сквозь рудный материал по центру колонны.

В лабораторном исследовании были загружены три колонны с рудой, укладываемой на подушку выщелачивания:

- Колонна № 01-11, стандартная процедура теста, без насыщения воздухом.
- Колонна № 02-11, насыщение всей толщи руды принудительной подачей воздуха насосом снизу колонны ежесуточно в течение одного часа.
- Колонна № 03-11, насыщение оборотных растворов подачей воздуха насосом в ёмкость оборотных растворов, способом барботажа, ежесуточно в течение одного часа.

Выводы:

1. Проведённые лабораторные исследования по возможности применения известковой пыли цементного производства для агломерации в технологическом процессе кучного выщелачивания показали, что известковая пыль не пригодна для агломерации.

2. При проведении испытаний процесса кучного выщелачивания на тестовых колоннах с подачей кислорода (воздуха) были получены следующие результаты извлечения металла:

- ⇒ По руде отработанного участка (выщелоченной):
- при стандартном тесте без насыщения воздухом - 22,2%;
- при насыщении руды воздухом снизу колонны - 25,4%;
- при насыщении руды воздухом по заранее установленной в толщу руды перфорированной трубки - 26,1%;

– при стандартном тесте без насыщения воздухом - 55,4%;

– при насыщении руды воздухом снизу колонны - 58,3%;

– при насыщении технологических растворов воздухом - 57,2%;

3. При насыщении руды хвостов цианирования (выщелоченная руда) в тестовых колоннах воздухом,

повышается извлечение золота на 3,2-3,9% за основной цикл выщелачивания. При насыщении свежееукладываемой руды в тестовых колоннах достигается увеличение извлечения золота на 2,9%, а при насыщении питающих растворов воздухом извлечение золота увеличивается на 1,8% за основной цикл выщелачивания.

**Список литературы:**

1. Санакулов К.С. и др. Кучное выщелачивание золота из многоярусных штабелей. ФАН. Ташкент. 2011. -304с.
2. Толстов Е.А. Физико-химические геотехнологии освоения месторождений урана и золота в Кызылкумском регионе. - М.: Издательство Московского государственного горного университета, 1999.-314 с.
3. Сытенков В.Н. и др. Отчет изучения результатов лабораторных тестовых испытаний процесса кучного выщелачивания. Рекомендации по проведению дальнейших исследований. НГМК, 2007.

УДК 622.235(043.3)

Мислибаев И.Т., Джаббаров М.Н., Жиянов А.Б., Заирова Ф.Ю. 2014 г.

## МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ ОСЛАБЛЕНИЯ ПРОЧНОСТИ ГОРНОГО МАССИВА ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ

Мислибаев И.Т., доцент кафедры «Горное дело» ТашГТУ, канд. пед. наук; Джаббаров М.Н., доцент кафедры «Горное дело» ТашГТУ, канд. техн. наук; Жиянов А.Б., инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК; Заирова Ф.Ю., инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК

*Kar'arlarda portlatish ishlarini olib borish jarayonida bir qism kon jinsi maydalanib, qolgan qismining esa fizik-mexanik va kon-texnologik hossalari o'zgarib, massivning ichkari qismidagi kon jinsining mustahkamligi kamayadi.*

*Tayanch iboralar: portlatish ishlari, kon jinsini maydalash, massivning fizik-mexanik va kon-texnologik hossalari, kon jinsi mustahkamligining kamayishi, skvajinali zaryadlar, zaryadlar konstruksiyasi, qisqa sekinlashtirilgan portlatish.*

*Crushing of rocks takes place in the process of huge blasts. Physical and mechanical and processing properties of rocks change and the rock strength at the bottom of mountain mass weaken.*

*Key words: huge blasts, crushing of rocks, physical and mechanical and processing properties of mass, weakening of rock strength, blasthole charge, charge design, delay-action blasting.*

При производстве массовых взрывов на карьерах происходит не только дробление пород, но и изменяются их физико-механические, горно-технологические свойства [2-5], что приводит, в

частности, к ослаблению прочности горных пород в глубине массива [6]. Опыты на образцах горных пород и руд показали [7], что после однократного взрывного нагружения прочность образцов известняка и магнетитовой руды составляла соответственно 38,6 и 40,8% от начальной.

Исследования [8], проведенные на границах карьера, позволили установить, что взрывание нагрузки приводит к снижению прочности пород и увеличению их пористости и водопоглощения. В более поздних исследованиях [9-11] рассматривалась возможность повышения использования энергии взрыва на внутреннюю структуру горных пород. Установлено, что за счет изменения интенсивности взрывного нагружения и выбора соответствующего направления взрывания происходит изменение микроструктуры руды, ее прочностных характеристик. Установлено [10], что уровень снижения прочности образцов кварцита

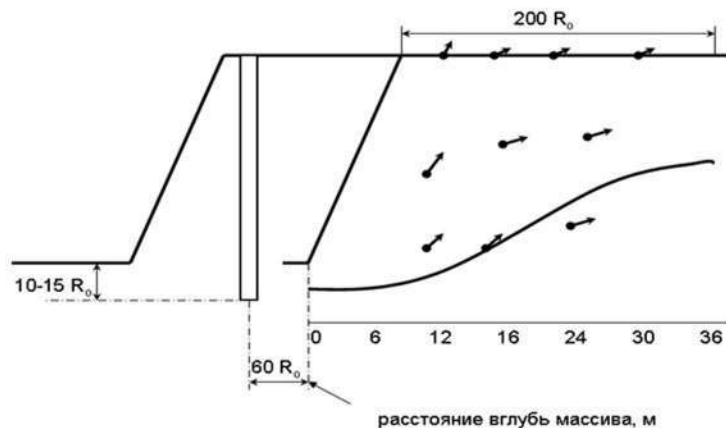


Рис. 1. Схема распространения трещин в глубину и в тыл массива (стрелки показывают направление смещений)

составляет 23-57% от первоначальной прочности.

В работах [12, 13] исследования проводились в условиях магнетитовых кварцитов Криворожья. Установлено, что предварительное нагружение, повторяемое многократно, даже при небольших затратах энергии по сравнению с энергией дробления, образует усталостные трещины в массиве, которые способствуют повышению качества взрывного дробления основными зарядами ВВ. В работе [13] показано, что в отличие от механического воздействия усталостное разрушение при циклическом взрывном нагружении происходит под действием напряжений, превышающих предел статистической прочности породы, вследствие чего взрывная усталость заметно проявляется непосредственно при первых циклах нагружения. Несовпадение целей и объектов исследований, выполненных в работах [1, 12], позволяет использовать данные результаты лишь для качественного анализа. Воздействие массового взрыва на горные породы, как уже отмечалось, приводит к ослаблению пород в глубине массива.

В работе [14] установлено, что подобного рода разрушения особенно четко прослеживаются на поверхности уступа карьера за линией последнего ряда скважин. Длина распространения трещин на поверхности уступа достигает 25-30 м ( $170-200) / \sqrt{F}$ , где  $\sqrt{F}$  - приведенное расстояние, а в глубину - двух третей высоты уступа (рис. 1). Автор работы [14] подчеркивает, что интенсивность разрушения зависит, главным образом, от свойств массива (степени трещиноватости, направления трещин, сил сцепления и коэффициента трения между отдельностями), числа и количества одновременно взрываваемых скважинных зарядов, расстояния до точки наблюдения, числа ступеней замедления, схемы взрывания, интервалов замедления и конструкции зарядов.

Представляют интерес данные [15] по взрыву на выброс на Алтын-Топканском месторождении, когда масса заряда составляла около 1000 т. Данные электрозондирования контура воронки взрыва показали, что массив нарушен трещинами в радиусе около 100 м под заряд. Последующая отработка месторождения привела к выводу об отрицательном воздействии взрыва на показатели буровзрывных работ. Производительность станков ударно-канатного бурения из-за обрушения стенок скважин оказалась в 2-3 раза меньше, а степень дробления горной массы значительно хуже, чем на других месторождениях, обрабатывающих аналогичные породы. Вместимость ниж-

Данные размеров зон нарушения

Горная порода	Диаметр заряда, mm	Перебур, m	Глубина нарушения под заряд		Радиус распространения по кровле уступа	
			m	в диаметрах заряда	m	в диаметрах заряда
Оливиновые	245	4,0-4,5	1,5-2,0	6-8	20-25	80-100
Габбро	155	3,0	1,0-2,0	7,14	15	100
Диабазы	100	3,0	0,5-1,0	5,10	-	-

ней части скважин составляла около 70 kg/m (для аммонита № 6 ЖВ и диаметра долота в 200 mm), в то время, как в нетронутым массиве емкость скважин, пробуренных долотом такого же диаметра, составляет около 40 kg/m, т.е. почти вдвое меньше. Авторы работы [16] отмечают, что примерно аналогичные по размерам зоны трещинообразования наблюдаются и при подземных ядерных взрывах. Так, при подземном ядерном взрыве «Гном» - заряд весом около 3000 т, - проведенном в США в штате Нью-Мексико в пласте каменной соли на глубине 360 м, радиус распространения радиальных трещин составил 70-75 м. Меньшая величина радиуса трещинообразования при этом ядерном взрыве по сравнению с результатами взрыва, приведенными в работе [15], может быть объяснена монолитностью каменной соли и тем, что ядерный взрыв происходил в условиях камуфлета. Авторами [17] определены размеры зон нарушения в двух направлениях. Установлено, что радиус распространения нарушений по кровле уступа находится в пределах 100 диаметров заряда, глубина нарушения под заряд вдоль оси равна 7-10 диаметрам заряда. Авторы работы [18] подтвердили данные размеров зон нарушения на карьерах Норильского комбината (табл. 1).

Обобщенные результаты определения размеров зон ослабления прочности горных пород в глубине массива

Автор	Размеры зон остаточных деформаций (m) в зависимости от диаметра скважин, mm					
	зона микротрещин				верхний разрушенный слой	
	230		105		230	105
	A	A <sub>1</sub>	A	A <sub>1</sub>	h	h <sub>1</sub>
А.Н. Ханукаев	-	-	10-12	2,5	-	-
В.К. Рубцов	23	5-7	10,5	-	6	-
Г.В. Кузнецов	22-25	5-6	10	2,5	5	2,5
М.Е. Певзнер и др.	-	-	-	-	6-7	3,5-4,0
П.С. Миронов	30-50	-	-	-	5,6	-

Исследованиями [20, 21] установлено, что размеры зон нарушения зависят от высоты уступа.

Автором работы [19] исследованы и определены в трех направлениях радиусы зон нарушений:

$R_{II}, R_T$  - соответственно, радиусы нарушенной зоны, исходящие из середины заряда, его торца по направлению оси - X;  $R_O$  - радиус, исходящий из торца заряда по направлению оси - Z.

Обобщенные результаты определения размеров зон ослабления прочности горных пород в глубине массива, по данным различных авторов приведены в табл. 2.

Существующие методы определения размеров зон ослабления сводятся к сравнению трещиноватости породного массива до и после взрыва:

1. Для определения размеров зон ослабления горного массива используются результаты колонкового бурения с отбором керна. Этот метод даёт возможность найти размеры зон ослабления прочности горных пород как в глубине массива, так и по глубине взрывааемых скважинных зарядов. Недостаток его в использовании очень трудоемкого колонкового бурения и дополнительных механизмов к ним. Однако этот метод характеризуется наибольшей достоверностью и точностью результатов.

2. Для определения размеров зон ослабления горных пород, предложено бурение скважин на различных расстояниях от взрыва. Для каждой из них он определяет положение точек, в которых начинается обрушение стенок скважин. Однако он требует довольно трудоемких и многочисленных измерений, кроме того, желательнее совмещать операции измерения и заряжения скважин взрывчатым веществом.

3. Размеры зон ослабления горного массива можно определить путем наблюдения за фильтра-

цией воды из скважин. Для этого в скважины, расположенные на различных расстояниях от взрыва, заливается вода и с помощью поплавка отмечается уровень её во времени. Недостатком указанного способа является приближенность оконтуривания размеров зон ослабления прочности горного массива.

4. Для определения размеров зон ослабления прочности массива горных пород, при котором устанавливаются репера по поверхности уступа на различных расстояниях от центра взрыва и для каждого из них определяют смещение массива до и после массового взрыва. Недостатки метода - в использовании трудоемких маркшейдерских съемок, а также определении размеров зон нарушения только по поверхности уступа.

5. Размеры зон ослабления горного массива можно установить по изменению скорости бурения. К недостаткам метода относятся приближенное оконтуривание размеров зон ослабления и трудоемкость измерений.

6. Для определения зон ослабления массива применяется сейсмический метод, заключающийся в регистрации скорости смещения. Однако он не позволяет определить данные по размерам зон нарушений.

7. Размеры зон ослабления горного массива можно установить акустическим методом, который позволяет определить зависимость между скоростью распространения волн до и после взрыва. Недостаток метода - в использовании сложной аппаратуры для проведения замеров.

8. Известен ультразвуковой метод определения зоны ослабления прочности массива горных пород, позволяющий осуществить сквозное ультразвуковое исследование породы, заключается между двумя параллельными шпурами.

#### Список литературы:

1. Мохначев М.П. Усталость горных пород. М.: Недра, 1979. - С. 152.
2. Миндели Э.О., Мохначев М.П. Метод и исследование подведения горных пород при пульсирующем режиме нагружения. // ФТПРПИ. 1971. № 1. С. 18-25.
3. Мохначев М.П., Протодяконов М.М. Влияние статистических равномерных и динамических пульсирующих нагрузок на усталостные свойства горных пород. // В кн.: Исследование физико-механических свойств и взрывного способа разрушения горных пород. М.: Наука, 1970. С. 99-103.
4. Сиваев Е.А., Соболев Ю.П., Немов В.И. // Труды Кузбасского политехнического института. Вып. № 3. Кемерово: Кузбасского политехн. ин-та, 1968. С. 17-19.
5. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. М.: Недра, 1984. - С. 359.
6. Борзых А.А., Борзых В.П. К теории взрывного разупрочнения горной массы. Воздействие одиночного заряда. // ФТПРПИ. 1983. № 5. С. 50-55.
7. Данчев П.С. О влиянии ударных взрывных волн на макроструктуру и прочность горных пород. // Труды V сессии Ученого совета по народнохозяйственному использованию взрыва. Фрунзе: Илим, 1965. С. 219-226.
8. Влияние взрывных нагрузок на качество готового продукта / Волгов Г.А., Утешев В.А., Челур В.А., Мурзак А.Д. // Строительные материалы. 1971. № 5. С. 24-25.
9. О повышении эффективности добычи и переработки железистых кварцитов КМА за счёт управления их прочностью Репин Н.Я., Токмаков В.И., Редкин М.Б., и др. // Научные основы создания комплексно-механизированных и автоматизированных карьеров и подводной добычи полезных ископаемых: Тез. докл. Всесоюз. научн. - техн. конф. М.: МГИ, 1980. С. 670-710.
10. Токмаков В.И. Исследование влияния взрыва на прочностные свойства железистых кварцитов с целью повышения эффективности процессов рудоподготовки: Дис. канд. техн. наук М.: МГИ, 1982.
11. Шамонин В.А. Исследование механизма взрывного воздействия и его влияния на изменение прочностных свойств в отбиваемой руде и ее обогатимость: Дис. канд. техн. наук. М.: МГИ, 1982.

12. Мец Ю. С. Исследование взрывной усталости горных пород. ФТПРПИ, 1983. № 1. С. 42-47.
13. Мец Ю. С. Дробление горных пород взрывом. //Взрывное дело. № 86/43. М.: Недра, 1984. С. 81-89.
14. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. М.: Недра, 1974. С. 224.
15. Рубцов В.К. Исследование дробимости горных пород взрывами на карьерах. Дис. докт. техн. наук. М.: МГИ, 1971.
16. Results of "Gnome" Placeful Nucleaz Detanation in New Mexiko.//The Enginee. 1963. 215. N 5592. P. 602-604.
17. Рубцов В.К., Азаркович А.Е. Исследование действия взрывов в глыбы массива при многорядном взрывании. //Изв. вузов Горный журнал. 1963. № 2.
18. Певзнер М.Е., Кириенко В. Ф., Ким Д.Н. Влияние массовых взрывов на устойчивость бортов карьеров. //Изв. вузов. Горный журнал. 1961. № 12.
19. Нейман И.Б. Определение размеров нарушения в глубине ограниченного массива горных пород от взрыва цилиндрического заряда рыхления. Дис. канд. техн. наук. Новосибирск. СО АН СССР, 1975.
20. Давыдов С.А., Рубцов В.К. Многорядное взрывание. М.: Недра, 1965. С.91.
21. Кутузов Б.Н., Рубцов В.К. Физика взрывного разрушения горных пород. Раздел 1. М.: МГИ, 1970. С. 171

УДК 622.271:622.277.6(047.31)

Назаров З.С., Муминов Б.М., Бабаев В.К., Норов А.Ю., Абдукаримов И.А. 2014 г.

## ПРИЧИНЫ УМЕНЬШЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СКВАЖИН

Назаров З.С., ведущий инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук, доцент; Муминов Б.М., главный инженер ЦНИЛ НГМК; Бабаев В.К., зам.главного геолога ЮРУ НГМК; Норов А.Ю., инженер «Кончи-Техпроект»; Абдукаримов И.А., магистр ТашГТУ

*Texnologik skvajinalar mehnat unumdorligining pasayish sabablari turlicha: qum bilan to'lib qolish va fil'tr tashqi qismining shikastlanishi, sifatsiz tamponlash, mustahkamlovchi quvurning va salnikning shikastlanishi, nasosning nosozligi, graviydan tashkil topgan to'kmaning o'tirishi.*

*Tayanch iboralar: texnologik skvajina mehnat unumdorligining pasayishi, qum bilan to'lish, fil'trning tashqi qismi, tamponlash, mustahkamlovchi quvur, salnik, nasos, graviydan tashkil topgan to'kma.*

*There are several reasons for decrease of process wells productivity such as sanding, deterioration of filter infiltration area, poor tamping, deterioration of liners and gaskets, pump problem, leakage in lift pipes, subsidence of filter gravel package, intrusion of foreign objects into the wellbore, etc.*

*Key words: decrease of process wells productivity, sanding, infiltration area, tamping, liners, gaskets, pump, subsidence of gravel package.*

Опыт разработки месторождений полезных ископаемых методом скважинного подземного выщелачивания (СПВ) свидетельствует о важной роли разработанных способов и средств принудительного воздействия на фильтры и прифильтровую зону пласта для полного извлечения полезных ископаемых из недр [1-12]. До настоящего времени в науке и технике отсутствует теория, которая бы достаточно полно отражала сложный механизм воздействия на фильтр и прифильтровую зону пласта с целью обеспечения эффективного функционирования скважин при снижении производительности в процессе эксплуатации. Снижение производительности эксплуатационных скважин во времени происходит, в основном, за счёт некачественного проведения работ по освоению скважин перед вводом в эксплуатацию, увеличения фильтрационного сопротивления фильтра и изменения природных свойств пород пласта [1, 10-14].

Степень и интенсивность изменения фильтрационного сопротивления во многом определяется качеством закачиваемого в пласт выщелачивающего компонента и временем эксплуатации скважины, обуславливающих в целом кольматацию собственно фильтра и прифильтровой зоны пласта.

Природа и механизм формирования кольматанта фильтров и прифильтровой зоны достаточно полно рассмотрены в работах [1, 14-17]. Однако следует подчеркнуть, что механизм раскольматации фильтров и прифильтровой зоны пласта недостаточно полно. Практика показывает, что наиболее распространенными и трудно устранимыми видами кольматации в фильтрах технологических скважин являются: механический, химический и биологический. Механическая кольматация наблюдается в сетчатых, щелевых, блочных фильтрах вследствие несоответствия проходных отверстий фильтров гранулометрическому составу водовмещающих пород. В результате механической кольматации водоприёмные отверстия фильтров заклиниваются или перекрываются песком, глиной, гравием, в связи с чем удельный дебит скважин снижается на 20-30%. Снижению механической кольматации способствует создание фильтра из крупнозернистого песка и правильно выполненная гравийная обсыпка вокруг водоприёмной части искусственного фильтра [17, 18]. К механической кольматации можно отнести глинизацию фильтра и прифильтровой зоны при роторном бурении скважин с промывкой глинистым раствором. Установлено, что проницаемость глинистой корки в 103-104 раза меньше проницаемости пласта, поэтому в

водовмещающие породы попадает только глинистый раствор, содержащий тонкодисперсные и коллоидные частицы глины. С течением времени глинистая корка уплотняется за счёт усиления адсорбционных и молекулярных связей между глинистыми частицами и её удаление представляет значительную сложность. Поэтому необходимо стремиться к сокращению времени контакта глинистого раствора с водовмещающими породами, т.е. к оперативному выполнению работ по вскрытию пласта, полному удалению бурового шлама и глинистого раствора и оборудованию скважины фильтром [19, 20]. Химическая коагуляция обусловлена нарушением химического состава подземных вод в результате изменения гидродинамических параметров фильтрационного потока. При уменьшении давления воды в ней уменьшается растворимость газов (в основном  $\text{CO}_2$ ), происходит их выделение и нарушается углекислотное равновесие.

Присутствие в воде катионов кальция и магния и нарушение угле-кислотного равновесия приводят к образованию труднорастворимых осадков  $\text{CaCO}_3$  и  $\text{MgCO}_3$ . Интенсивно происходит выделение карбонатных осадков в зоне фильтров, при удалении от них интенсивность выпадения осадков уменьшается. Установлено, что зарастание фильтров и прифильтровых зон карбонатными отложениями происходит в основном в скважинах, заложенных в известняках и доломитах [17, 18]. Наиболее распространёнными коагулирующими отложениями являются железистые осадки, которые выделяются при заборе подземных вод, содержащих закисное железо. Переход железа из закисного в окисное и выпадение в осадок происходит при наличии в воде растворённого кислорода. Этому также способствует выделение  $\text{CO}_2$  и повышение pH воды вследствие нарушения углекислотного равновесия.

Гидрат оксида железа, имеющий студнеобразный вид, откладывается на поверхности фильтров и в поровом пространстве прифильтровых зон пласта. Интенсивность выпадения железистых осадков возрастает при неравномерной откачке воды из скважины, использовании эрлифта или инжектора, способствующих насыщению воды кислородом воздуха. Особенно активно происходит зарастание фильтров такими осадками при обнажении водоприёмных отверстий и непосредственном контакте их с атмосферой. Наличие железосодержащих осадков в подземных водах можно выявить визуально по осадкам на водоподъёмных трубах и насосах. Нарушение химического состава подземных вод эксплуатируемого пласта может происходить при взаимодействии с водами других водоносных горизонтов при недостаточной мощности разделяющего водоупора и отсутствии или плохой цементации затрубного пространства. В этом случае подземные воды нижних пластов могут обогащаться железом и кислородом, что ведёт к осаждению не-

растворимых карбонатных и железистых соединений. При смешивании жёстких и мягких вод может увеличиться концентрация углекислоты, что вызывает образование карбонатных осадков. На зарастание скважин большое влияние оказывает наличие в подземных водах сероводорода  $\text{H}_2\text{S}$ . Содержание гидросульфитов приводит к образованию труднорастворимых и непроницаемых сернистых отложений железа, меди, цинка в результате реакции подземных вод с материалом каркаса фильтра. Сульфиды металлов в виде корковидных наростов чёрного цвета образуют прочное плёночное покрытие на сетках, проволочных обмотках, каркасах фильтров и способствуют постепенному разрушению их. При взаимодействии с кислотой эти осадки бурно выделяют сероводород, весьма опасный для здоровья человека. Сернистые отложения металлов практически не откладываются в прифильтровых зонах водоносного пласта и после замены фильтров дебиты таких скважин обычно близки к первоначальному. При наличии в железосодержащих подземных водах кремнекислоты наблюдается образование труднорастворимых силикатных отложений с примесью закисного железа, придающей им бурую окраску. Такие осадки характеризуются высокой прочностью и практически нерастворимы в кислотах [21]. Предотвратить химическую коагуляцию фильтров технологических скважин при использовании вод с неустойчивым химическим составом невозможно, поскольку её причиной является нарушение естественного режима водоносного пласта. Для уменьшения интенсивности коагуляции фильтров следует не допускать неравномерного режима эксплуатации скважин, из-за которого происходит аэрация подземных вод, не использовать эрлифтные подъемники, необходимо проверять работу обратных клапанов погруженных насосов, чтобы предотвратить поступление аэрированной воды в зону фильтра. Высота столба воды от верхней секции насоса до динамического уровня воды в скважине, при которой не происходит активного аэрирования воды и интенсивного осадкообразования, не должна превышать 6-7 м [22]. Помимо выпадения осадков накопление отложений может происходить в результате коррозии самого фильтра вследствие агрессивности подземной воды, обладающей свойством электролита. Этот процесс протекает наиболее активно при наличии различных металлов в конструкциях фильтров и отсутствии надёжной антикоррозионной защиты.

Электрохимической коррозии в большей степени подвержены сетчатые фильтры, представляющие собой стальную перфорированную трубу, обмотанную стальной проволокой и медной сеткой. Электрохимические процессы могут быть значительно ослаблены путём изготовления каркасов фильтров из пластмасс или стальных труб с антикоррозионным покрытием, использования фильтрующей сетки из нержавеющей стали, применения

вместо обмоточной проволоки шнуров из полимерных материалов. Биологическая кольматация обусловлена жизнедеятельностью микроорганизмов. Наиболее активно бактерии размножаются у фильтров, где в основном скапливаются осадки, образовавшиеся под действием химических и электрохимических процессов. В результате жизнедеятельности бактерий выделяется гидрат окиси железа, что способствует переводу закиси железа в нерастворимую окись, осаждающуюся на рабочей поверхности фильтров, внутренних стенках ствола скважин и насосном оборудовании. Присутствующие в подземных водах марганцевые бактерии используют энергию окисления закисных соединений и переводят их в малорастворимые окисные соединения. Интенсивная биологическая кольматация характерна для подземных вод с содержанием кислорода 5 мг/л и более, находящихся в первых от поверхности земли водоносных горизонтах. Бактерии обнаруживаются не только в водоносных пластах вблизи поверхностных водосточников, но и на больших глубинах, в зонах, значительно удаленных от водотоков и водоемов [17]. Благоприятные условия для развития железобактерий имеются в большинстве гидрологических районов, поэтому для подавления их жизнедеятельности необходимо проводить периодически, не менее одного раза в 3-4 месяца, хлорирование скважин. В большинстве случаев осадки, кольматирующие фильтры и прифильтровые зоны скважин являются многокомпонентными и могут содержать одновременно соли железа, марганца и их гидрооксиды, карбонаты кальция или магния, соединения кремнекислоты и сульфиды, а также песок и глину. Они осаждаются на поверхности фильтров и в порах прилегающих водоносных пород под действием силы тяжести или адсорбируются под действием сил поверхностного натяжения. Со временем осадки обезвоживаются и уплотняются. Рыхлопористые образования характерны для осадков биологического происхождения. Они имеют незначительную прочность и при высыхании легко разрушаются. Образование конгломератообразных осадков связано с процессами химической и механической цементации прилегающих к фильтру водоносных пород или гравийной обсыпки химическими отложениями. Такие осадки характеризуются высокой прочностью, которая с течением времени увеличивается [23]. В процессе эксплуатации технологических скважин осадки отлагаются на внутренней и наружной поверхностях и в проходных отверстиях фильтров, между каркасом и водоприёмной поверхностью, в гравийной обсыпке, в породах, прилегающих к фильтру, на насосном оборудовании и водоподъемных трубах. Интенсивность кольматации в значительной степени зависит от конструкции фильтров. Наибольшей степени механической и физико-

химической кольматации подвержены сетчатые фильтры, имеющие наибольшие входные сопротивления, способствующие увеличению скорости движения воды, турбулизации и сильному перемешиванию потока в фильтрах и прифильтровой зоне. При отборе воды посредством фильтров с сетками большая часть осадков скапливается непосредственно у водоприёмной поверхности. Глубина кольматации прифильтровой области обычно не превышает 10-15 см. Такие фильтры имеют ограниченную механическую прочность, которая в процессе эксплуатации скважин снижается вследствие электрохимической коррозии каркаса и сетки. В связи с этим очистка сетчатых фильтров от кольматирующих отложений представляет значительную сложность [17]. В меньшей степени подвержены кольматации щелевые и проволочно-каркасные фильтры, которые по сравнению с сетчатыми имеют меньшие потери давления и оказывают не столь значительное влияние на физико-химические изменения в окружающем водоносном слое. Такие фильтры имеют значительную механическую прочность, что уменьшает опасность их повреждения или разрушения при использовании известных способов восстановления производительности скважин. Пористые фильтры блочного типа обычно имеют высокий первоначальный дебит, который в процессе эксплуатации резко снижается вследствие интенсивной кольматации механическими примесями и осадками. Исходными данными для выявления причин снижения производительности технологических скважин являются сведения о конструкции скважин, статическом и динамическом уровне грунтовых вод, содержании механических примесей в воде, характеристике водоносного пласта. Если во всех скважинах, пробуренных в различное время, наблюдается снижение статического уровня грунтовых вод, то это свидетельствует об истощении водоносного горизонта. Причины уменьшения производительности технологических скважин могут быть различны: пескование в результате нарушения естественного фильтра при неправильном режиме отбора воды из скважины; повреждение водоприёмной поверхности фильтров или пробки отстойников; некачественное тампонирующее затрубное пространство; разрушение обсадных труб и фильтра; повреждение сальника; неисправность насоса; утечки в водоподъемной трубе; просадка гравийной обсыпки фильтров; попадание в ствол скважины посторонних предметов и др. [20].

Таким образом, при обследовании технологической скважины, подлежащей ремонту, механические примеси в воде отсутствуют, а удельный дебит уменьшился вследствие увеличения общих сопротивлений, т.е. наблюдается понижение динамического уровня при неизменном статическом уровне и общем дебите, это косвенно указывает на кольматацию фильтра и прифильтровой зоны [21].

Список литературы:

1. Кошкюлда К.Н., Пименов М.К., Атакулов Т. и др. Пути интенсификации подземного выщелачивания. – М.: Энергоатомнадат, 1988. – 224 с.
2. Арнс В.Х. Скважинная добыча полезных ископаемых. – М.: Недра, 1986.
3. Абрамов Г.Ю. Разработка технологии проходки специальных горных выработок, обеспечивающих повышение эффективности скважинной гидродобычи и подземного выщелачивания // Дисс. канд. техн. наук. – М., 1987. – 231 с.
4. Мосинец В.Н., Грязнов М.В. Уранодобывающая промышленность и окружающая среда. – М.: Энергоатомнадат, 1983. – 121 с.
5. Забельский В.К. Перспективы применения скважинной технологии подземного выщелачивания при разработке месторождений полезных ископаемых // Горный журнал. – №7. – М., 1991. – 48-52с.
6. Цирулин В.Е., Абрамов В.А. Применение пулевых перфораторов в скважинах // Сер. «Разведочная геофизика». – М., 1991.
7. Вольницкая Э.М. Методические рекомендации по применению пневмоимпульсной техники для увеличения производительности геотехнологических скважин. М. ВНИПИ взрывгеофизика НПО «СОЮЗпромгеофизика» МинГео СССР). – М., 1985. – 38 с.
8. Лунев Л.И., Рудаков И.Е. Бесшахтные системы выщелачивания металлов. – М., изд. МГРИ, 1978.
9. Серяненко И.А., Мосеев А.Ф., Бочко Э.А., Пименов М.К. Бурение и оборудование геотехнологических скважин. – М.: изд. Недра, 1984. – 224 с.
10. Панкратова Г.М. Исследование фильтров с коническими отверстиями для гидрогеологических скважин // Дисс. канд. техн. наук. – М., 1975. – 190 с.
11. Лунев Л.И. Условия применения и физико-химические основы подземного выщелачивания урана. – М., изд. МГРИ, 1982.
12. Вольницкая Э.М., Гребенников В.Г., Киселёв О.К. и др. Методические рекомендации по повышению производительности геотехнологических скважин (под ред. Фездуллина М.И.). – М.: ВСЕГИНГЕО, 1986.
13. Хрипач И.В. Вскрытие продуктивных горизонтов различными системами технологических скважин // Сб. науч. тр. «Методы, техника и технология изучения месторождений твёрдых полезных ископаемых для освоения способом подземного выщелачивания». – М., ВСЕГИНГЕО, 1986.
14. Капабин А.И. Добыча полезных ископаемых подземным выщелачиванием и другими геотехнологическими методами. – М.: Атомиздат, 1981. – 304 с.
15. Мосинец В.Н., Тодеев М.Н., Лобанов Д.П. и др. Строительство и эксплуатация рудников подземного выщелачивания. – М.: Недра, 1987. – 304 с.
16. Арнс В. Геотехнологические методы добычи полезных ископаемых. – М., Недра, 1975. – 264 с.
17. Гаврилко В.М., Алексеев В.С. Фильтры буровых скважин. – М., Недра, 1976. – 344 с.
18. Абрамов С.К., Алексеев В.С. Забор воды из подземного источника. – М.: Колос, 1980. – 239 с.
19. Башкатов Д.Н., Роговой В.П. Бурение скважин на воду. – М.: Колос, 1976. – 208с.
20. Справочник по бурению скважин на воду / Под ред. Д.Н. Башкатова. – М., Недра, 1979. – 560с.
21. Киселёв О.К. Повышение срока эксплуатации водозаборных скважин. – М.: Колос, 1975. – 206 с.
22. Милихеркер Ф.Г. Осадкообразование в скважинах водопонижения. – М.: Энергия, 1971. – 104 с.
23. Коул Р. Подводные взрывы. – М.: Иностранная литература, 1950. – 418 с.

УДК 622.775.016

Аликулов Ш.Ш., Пулатов М.К. 2014 г.

## ВОЗДЕЙСТВИЕ ПРОЦЕССОВ КОЛЬМАТАЦИИ НА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ БЛОКОВ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Аликулов Ш. Ш., ст. преподаватель кафедры «Техника и технология добычи, переработки руд редких и радиоактивных металлов» НГПИ, Пулатов М.К., магистр ТашГТУ

*Kol'matatsiya jarayoni o'rganilgan bo'lib, uning fil'tratsiya parametrlariga vaqt va kon jinsi hajmi, ishqorlash eritmasining harakat yo'nalishi bo'yicha, hamda ularning fizik-kimyoviy tavsiflari bo'yicha: zichlik, minerallashtirish, yopishqoqlik va gidrodinamik rejimlariga ta'siri ko'rib chiqilgan.*

*Tayanch iboralar: kol'matatsiya, fil'tratsiya parametrlari, geotexnologik skvajina, ishqorlash eritmalari, fizik-kimyoviy tasnifi, zichlik, minerallashtirish, yopishqoqlik, gidrodinamik rejim.*

*The impact of colmatation process on degradation of filtering parameters in time and volume of rocks, and on flowing direction of leaching solutions is studied as well as impact of change of their physical and chemical properties such as density, mineralization, viscosity, etc. on the hydrodynamic mode.*

*Key words: colmatation, filtering parameters, geotechnological well, leaching solutions, physical and chemical properties, density, mineralization, viscosity, hydrodynamic mode.*

Для освоения месторождений урана в 1958 г. был создан Навоийский горно-металлургический комбинат (НГМК), входящий в мировую элиту производителей урана. Изучение процесса кольматации, непосредственно влияющего на снижение параметров фильтрации во времени и в объёме пород, по пути движения выщелачивающих растворов, а также влияние изменения их физико-химических характеристик: плотность, минерализация, вязкость и т.д., на гидродинамический режим, является, несомненно, актуальным для совершенствования технологии скважинного подземного выщелачивания урана.

При эксплуатации откачных и нагнетательных скважин в процессе отработки месторождения способом подземного выщелачивания (ПВ), как правило, происходит снижение их дебитов. Основной причиной такого негипотетического фактора является процесс кольматации порового объёма пород прифилтровой зоны скважин, а также «зарастание» перфорации самих фильтров.

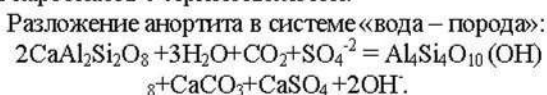
Главным, если не основным условием снижения дебитов геотехнологических скважин является – кольматация фильтров и прифилтровых зон горных пород продуктивного горизонта, которая формирует повышение гидравлических сопротивлений при подаче и откачке технологических растворов.

В процессе механической кольматации водопрёмные отверстия фильтров и поровые сечения растворопроводящих каналов перекрываются тонкими песчано-глинистыми частицами, содержащимися как в буровом растворе при сооружении скважин, так и при их эксплуатации в результате развития суффозии. Так, при использовании в процессе бурения высокоглинистых растворов плотностью 1,15 – 1,18 г/см<sup>3</sup>, для укрепления стенок геотехнологических скважин, сооружаемых на гидрогенных месторождениях, представленных переслаивающимися рыхлыми, большей частью слабо-связанными песчано-глинистыми разностями, приводит к снижению их дебитов в десятки раз. В процессе глинизации пород продуктивного пласта прифилтровой зоны на стенке скважин создаётся глинистая корка толщиной до 5 – 7 мм, проницаемость которой на 4 -5 порядков ниже проницаемости пород.

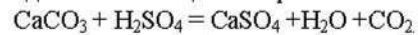
#### Химические обработки скважин.

Для достижения высоких уровней извлечения урана из недр необходимо поддерживать достаточно высокую производительность откачных и приемистость закачных скважин на всех стадиях эксплуатации. К числу основных причин снижения производительности (кроме заноса фильтра песком) относятся выпадение различных солей, набухания глин, газовая кольматация и уменьшение проницаемости вмещающих пород.

Пример разложения полевых шпатов до глин под действием выщелачивающих реагентов и взаимодействия карбонатов с серной кислотой:



Взаимодействие кальцита с серной кислотой:



Для восстановления дебита и приемистости скважины проводят различные кислотные обработки:

- обработка рабочими растворами с концентрацией серной кислоты 1,5-2,0%;
- обработка сернокислотными растворами с концентрацией кислоты 20,0-30,0%;
- обработка соляной кислотой;
- обработка азотной кислотой.

#### Методика химической обработки.

а) Для скважин с низким статическим уровнем:

- промерить глубину скважины, определить открытость фильтра;
- расчёт объёма - V раствора в стволе скважины определяется по формуле:

$$V = \pi \cdot r^2 \cdot (H - h_c),$$

где, r – радиус обсадной колонны, в м;

H – глубина скважины, в м;

h<sub>c</sub> – статический уровень в м;

- в ствол скважины подать закачной раствор по заливочному шлангу;

- в ствол скважины опустить второй шланг из кислотной ёмкости;

- настроить подачу кислоты в расчётном объёме, то есть разбавить кислоту, используемую для обработки скважин до необходимой концентрации;

- подать в скважину расчётный объём раствора, оставить на сутки для растворения солей на стенках обсадных труб;

- через сутки продавить кислотный раствор в прифилтровую зону, из расчёта проработки растворами 0,5-0,7 м за фильтром. Кроме того, необходимо оставить 20,0% раствора в фильтре для предотвращения засыпания фильтра солями со стенок труб.

Расчёт времени необходимого для продавливания определяется по формуле:

$$t = \pi \cdot R^2 \cdot l \cdot n / Q \cdot 60 \text{ (min)},$$

где, R – радиус проработки, в м;

l – длина фильтра, в м;

n – пористость 0,2;

Q – приемистость скважины.

После продавки скважина выставляется 1 сутки.

После вторых суток проработки скважина прокачивается компрессором с максимально возможным дебитом. Растворы сбрасываются в коллектор.

Продолжительность прокачки до чистой «воды», но не менее 3 ч.

б) Для скважин с высоким статическим уровнем:

- промерить глубину скважины, определить открытость фильтра;

- в ствол скважины опустить шланг на 50-70 м под уровень раствора;

- подать реагент в скважину;

- далее по вышеприведённой методике.

Техника безопасности при проведении химических обработок выполняется согласно отраслевой инструкции правила безопасности ПВ.

Список литературы:

1. Грабовников В. А., Геотехнологические исследования при разведке металлов. М. Недра 1985.
2. Орадовская А. Е. Фильтрационное выщелачивание дисперсно-распределённого гипса из песчано-глинистых пород - В кн.: Растворение и выщелачивание горных пород. М., Недра, 1977.
3. Маркелов С. В. Исследование геотехнологических параметров для определения гидродинамического режима эксплуатации месторождения урана способом подземного выщелачивания. Автореферат канд. диссертации, МГРИ, 1975.

УДК 622.272

Хакимов Ш.И. 2014 г.

## ВЫБОР РАЦИОНАЛЬНЫХ РАЗМЕРОВ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И ПОЛОГОПАДАЮЩИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Хакимов Ш. И., и.о. доцента кафедры «Горное дело» НГГИ, канд. техн. наук

*Kam quvvatli gorizontali va qiyaroq holatda joylashgan foydali qazilma konlarini qazish texnologik sxemalari uchun kar'erning ish zonasi o'lchamlarini aniqlash ushbu ishlab chiqilgan. Unga ko'ra kar'er maydonining o'lchamlari kon-geologik sharoit va qazish tizimlari o'lchamlariga bog'liq bo'lib kon ishlari iqtisodiy ko'rsatkichlariga salmoqli ta'sir etadi. Har xil texnologik sxemalarda maksimal iqtisodiy samara ish fronti uzunligi, o'tish kengligi, kar'erning mehnat unumdorligi va kon ishlarining rivojlanish tezligini optimallashtirish evaziga amalga oshiriladi.*

*Tayanch iboralar: metodika, kar'er maydoni zonasi, texnologik sxema, kam quvvatli gorizontali va qiya holatda joylashgan foydali qazilma konlarini qazish texnologiyasi, kon-geologik sharoit, qazib olish tizimi parametrlari, iqtisodiy samaradorlik, kar'erning mehnat unumdorligi va kon ishlarining rivojlanish tezligi.*

*Sizing methodology for open-pit fields working area of various technological development plans of small horizontal and flat dip deposits is developed. It is found that open-pit field sizes depend on mining and geological conditions, mining system parameters, and have a significant economic effect on indicators of mining operations. Maximal economic effect in various process flowsheets is achieved by means of optimization of work front length, bench width, open-pit productivity and rate of development of mining operations.*

*Key words: methodology, open-pits working area, process flowsheet, development of small horizontal and flat dip deposits, mining and geological conditions, mining system parameters, economic effect, open-pit productivity and rate of development of mining operations.*

Эффективность открытой разработки пластовых месторождений полезных ископаемых во многом зависит от размеров карьерного поля. Рациональный режим горных работ определяется выбором направления развития горных работ, разделением месторождения на отдельные карьерные поля и выбором порядка их отработки.

При разработке горизонтальных и пологопадающих месторождений открытым способом перемещение рабочей зоны карьера происходит по площади месторождения. При этом параметры этой зоны постоянны, меняются лишь при изменении мощности вскрыши за счёт неровной поверхности покрывающих пород и колебания угла падения пласта.

Изменение размеров карьерного поля ведёт к изменению горно-капитальных и эксплуатацион-

ных затрат, которые связаны с затратами на строительство карьера, транспортировкой горной массы, перегонами горнотранспортного оборудования, содержанием транспортных коммуникаций, переносами линий электропередач (ЛЭП) и других видов работ при эксплуатации карьера. Следовательно, размеры карьерного поля должны быть рациональными и обеспечить эффективную эксплуатацию месторождения.

Для анализа закономерностей изменения экономических показателей от изменения размеров карьера, затраты необходимо рассматривать в совокупности, поскольку они взаимосвязаны между собой, то есть, изменение одного вида затрат влечёт к изменению другого вида затрат.

На рис. 1 представлена схема для определения размеров поперечных сечений рабочих зон карье-

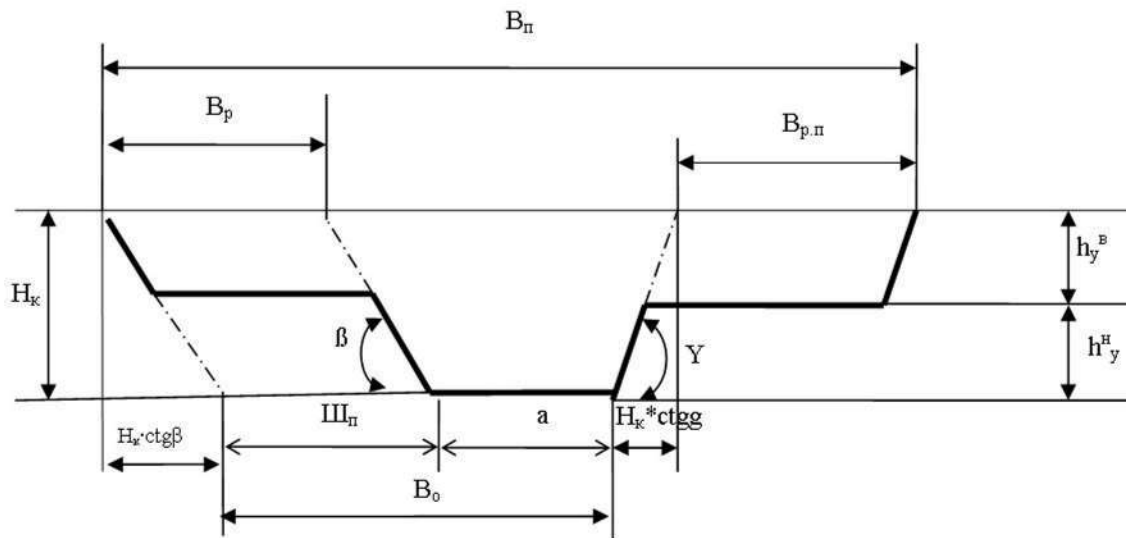


Рис. 1. Схема к определению поперечных размеров карьерных полей при транспортной технологической схеме

ра, в соответствии с которыми усреднённая ширина рабочих зон карьера ( $B_{cp}$ ) определяется по формуле:

$$B_{cp} = (B_0 + B_n) / 2, \quad (1)$$

где,  $B_0$  – ширина основания рабочей зоны карьера, м;

$B_n$  – ширина поверхности карьера.

Значение  $B_0$  и  $B_n$  по технологическим схемам определяется по формулам:

$$B_0 = \text{Ш}_n + a, \quad (2)$$

$$B_n = B_0 + H_k * (\text{ctg } \beta + \text{ctg } \gamma) + B_p + B_{pn}, \quad (3)$$

где,  $\text{Ш}_n$  – ширина панели, м;

$a$  – зазор между нижними бровками внутренней отвала и добычного блока, м;

$B_p$  – ширина площади разгрузки, м;

$B_{pn}$  – ширина рабочей площадки, м.

Рациональные размеры карьерного поля при различных технологических схемах находят путём поиска минимального значения суммы всех взаимосвязанных затрат к единице объёма вскрыши:

$$\sum Z_{yo} = Z_{m.в.} + Z_0 + Z_{m.p.} + Z_{к.p.} + Z_{н.з.} + Z_{рек.} \rightarrow \min, \quad (4)$$

где,  $Z_{m.в.}$ ,  $Z_0$ ,  $Z_{т.р.}$ ,  $Z_{к.p.}$ ,  $Z_{н.з.}$ ,  $Z_{рек.}$  – соответственно, затраты на перевозку вскрыши, отвалообразование, перевозку руды, капитальные вскрышные работы при строительстве карьера, перегон горнотранспортного оборудования и перенос ЛЭП и затраты на рекультивацию карьера на конец отработки.

Удельные эксплуатационные затраты на внутрикарьерное транспортирование руды и предохранительного слоя вскрыши при транспортных технологических схемах определяются по выражению:

$$Z_{m.p(тp)} = \frac{h_{p(тp)}}{h_e} \cdot C_{ткм} \cdot L_{ф.p} \cdot \gamma, \quad (5)$$

где,  $h_{p(тp)}$  – мощность полезного ископаемого (предохранительной рубашки), м;

$h_e$  – мощность вскрышных пород, м;

$C_{ткм}$  – стоимость тонны километра перевозки вскрыши и полезного ископаемого, у.е./м<sup>3</sup>;

$L_{ф.p}$  – длина фронта горных работ, км;

$\gamma$  – плотность горной массы, т/м<sup>3</sup>.

Установлено, что структура горно-капитальных затрат во всех технологических схемах разработки одинакова, но в зависимости от изменения параметров карьера изменяется их количество. На этапе строительства затраты на перевозку вскрыши выше, чем при эксплуатации карьера в связи с перевозкой вскрыши из карьера на внешние отвалы, которые можно определить по выражению:

$$Z_{к.в.} = L_c \cdot C_{ткм} \cdot \gamma / 1000 - \frac{(H_k - h_p) \cdot C_{ткм} \cdot \gamma}{i_p \cdot 1000}, \quad (6)$$

где,  $L_c$  – дополнительная длина транспортировки вскрыши при внешнем отвалообразовании, м;

$C_{ткм}$  – затраты по перевозке тонны километра груза, у.е./т.км;

$H_k$  – глубина карьера (уступа), м;

$h_p$  – мощность рудного пласта (пластов), м;

$i_p$  – значение руководящего уклона, дол. ед.

Таким образом, капитальные удельные затраты для транспортных технологических схем можно выразить по формуле:

$$Z_{к.p.} = Z_{к.в.} \cdot \frac{V_{к.p.}}{V_{е.общ.}} = \frac{L_{ф.p} \cdot B_{cp} \cdot H_k}{L_{ф.p} \cdot \text{Ш}_3 \cdot H_k} \cdot Z_{к.в.} = \frac{B_{cp}}{\text{Ш}_3} \cdot Z_{к.в.}$$

или

$$Z_{к.p.} = \frac{B_{cp} \cdot (H_k - h_p) \cdot C_{ткм} \cdot \gamma}{\text{Ш}_3 \cdot i_p \cdot 1000}, \quad (7)$$

где,  $\text{Ш}_3$  – протяжённость подлежащей к отработке залежи по фронту горных работ, м.

Графики зависимостей удельных горно-капитальных затрат от глубины карьера, длины

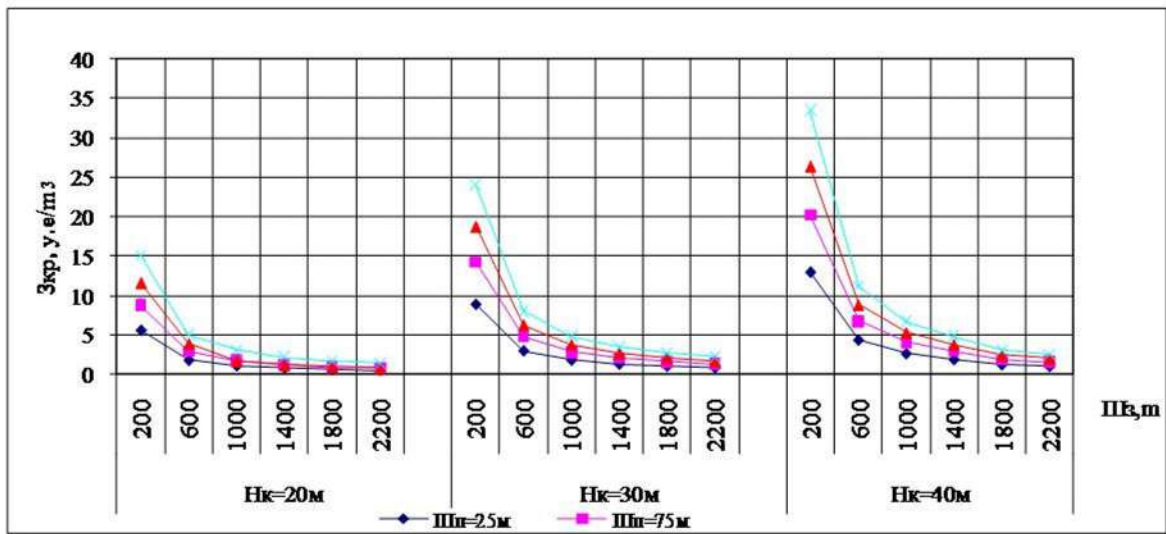


Рис. 2. Графики изменения удельных горно-капитальных затрат ( $Z_{кр}$ ) в зависимости от глубины ( $H_k$ ), ширины панели ( $Ш_p$ ) и протяжённости залежи ( $Ш_z$ )

залежи и ширины заходки (панели), выполненные на основании изложенной методики, приводятся на рис. 2.

Графики показывают, что удельные капитальные затраты повышаются с увеличением глубины карьера и ширины панели и снижаются по мере увеличения протяжённости залежи, отведённой для одного карьера. При этом рациональная длина залежи, разрабатываемой одним карьерным полем с целью снижения капитальных удельных затрат в зависимости от глубины карьера должна быть более 1500÷2000 м.

Исследованиями установлено, что с уменьшением длины и ширины карьерного поля эксплуатационные затраты увеличиваются в связи с простоями горнотранспортного оборудования после отработки каждой заходки или панели в связи с их перегонами на новую заходку.

Эти затраты по данным практики дифференцированы и составляют около 1,5-2 тыс. у.е. на 1

длину (перегона) заходки. Величину удельных затрат по карьеру можно определить по выражению:

$$Z_{п} = \frac{N_{п} I_{ф.р.} C_{п.о.}}{V_{в.з.}} = \frac{Ш_z I_{ф.р.} C_{п.о.}}{Ш_{п} V_{в.з.}} = \frac{Ш_z I_{ф.р.} C_{п.о.}}{Ш_{п} Ш_z I_{ф.р.} H_k} = \frac{C_{п.о.}}{Ш_{п} H_k} \quad (8)$$

где,  $C_{п.о.}$  - удельные затраты на 1 м перегона оборудования, у.е./м<sup>3</sup>;

$N_{п}$  - количество перегонов оборудования;

$V_{в.з.}$  - объём вскрыши в контуре залежи, м<sup>3</sup>.

Графики на рис. 3. показывают, что удельные затраты на перегон оборудования зависят от глубины карьера и ширины обрабатываемой заходки или панели. Эти затраты пропорционально уменьшаются по мере увеличения ширины разрабатываемой панели ( $Ш_{п}$ ) и глубины отработки ( $H_k$ ). Удельные затраты на перегон значительно снижаются при ширине панели более 150 м.

Таким образом, разработаны методики инженерных расчётов по определению размеров рабочей зоны карьерных полей при различных технологических схемах разработки маломощных многопластовых месторождений горизонтального и пологого залегания.

При этом установлено, что:

1. Размеры карьерных полей зависят от горно-геологических условий, параметров систем разработки и оказывают значительное экономическое влияние на показатели горных работ.

2. Максимальный экономический эффект при различных технологических схемах, выбранных для заданных горно-геологических условий, достигается путём оптимизации длины фронта работ, ширины заходки (панели), производительности карьера и скорости развития горных работ.

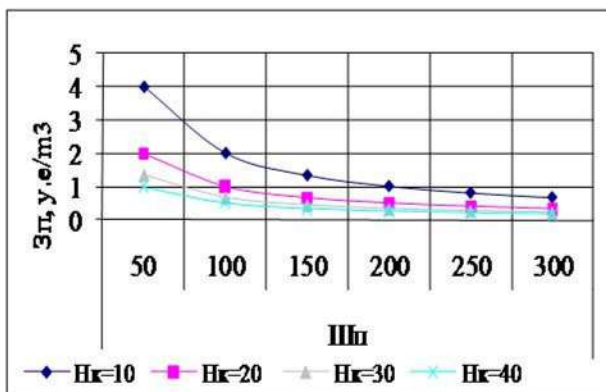


Рис. 3. График изменения удельных затрат ( $Z_{п}$ ) на перегон оборудования в зависимости от ширины панели ( $Ш_{п}$  или  $A_1$ ) и глубины разработки ( $H_k$ )

## Список литературы:

1. Астахов А.С., Краснянский Г.П и др. Экономика горного предприятия. М.: Недра, 1997.
2. Егин Б.А. Технология открытой разработки драглайнами обширных маломощных горизонтальных месторождений. П.: изд. ПГИ, 1986.
3. Егин Б.А. Открытая разработка маломощных горизонтальных месторождений. П.: изд. ПГИ, 1987.
4. Хакимов Ш.И. Обоснование оптимальных параметров тонкостоевой селективной разработки фосфоритовой руды. // Горный вестник Узбекистана. №1, 2004. С. 31-33.
5. Хакимов Ш.И. Оценка развития горных работ на карьере Ташкура и разработка эффективных вариантов транспортной системы разработки. // Горный вестник Узбекистана. №1, 2004. С. 22.

УДК 624.131.1.

Исаматов Ю.П., Шамаев М.К., Горнов В.А. 2014 г.

## ОБ ИЗМЕНЕНИЯХ ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ В СВЯЗИ С РАЗРАБОТКОЙ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАЛЬМАКЫР

Исаматов Ю.П., доцент кафедры «Горное дело» АГМФ НГПИ, канд. геол.-мин. наук; Шамаев М.К., ст. преподаватель кафедры «Горное дело» АГМФ НГПИ; Горнов В.А., главный геолог рудоуправления «Кальмакыр» ОАО АГМК

*Maqolada konning geologik-tektonik tuzilishi, tog' jinslarining muhandis-geologik xususiyatlarining tahlil natijalariga asoslanib, hamda qazib olish tugatilgan Qo'rg' oshin konlaridagi mavjud o'xshash tog' jinslari massivlarining deformatsiyalanishi mumkinligi to'g'risida ma'lumotlar keltirilgan. Konni qazib olish jarayonida kar'yer maydonining kengayishi, chuqurligining ortishi va suvlangan tektonik yoriqlarning ochilishi bilan bog'liq holda qazilma pog'onalarining mustahkamligi zaiflashishi massivda ko'chiklar, turli ko'rinishdagi va hajmdagi deformatsiyalar, boshqa muxandis-geologik jarayonlar va hodisalar rivojlanishi asoslab berilgan.*

*Tayanch iboralar: turg'unlik, pog'ona, kon, deformatsiya, geologiya, kar'yer, tektonik yoriqlar, magmatik jins, kon jinsi, gidrogeologiya.*

*Supposed changes of geological engineering conditions of deposits during operation based on the analysis of geological and tectonic structure and engineering-geological characteristics of rocks are considered in this article. It is noted that due to the open-pit area expansion and increase of mining depth, breaking of water-cut fractures situated along sidewalls and directed towards cavity which serve as massifs of huge rock fall and deformations has unfavorable effects on the stability of bench slopes and edges.*

*Key words: stability, slope, deposit, deformation, geology, open-pit, tectonic fractures, magmatic rock, rocks, hydrogeology.*

В результате анализа геолого-тектонического строения можно отметить, что история геологического развития территории охватывает периоды от нижнего палеозоя до мезо-кайнозоя, где развиты осадочные, вулканогенные и интрузивные образования, изрезанные тектоническими разломами (нарушениями) разного направления и порядка [1].

Устойчивость горных выработок, т.е. откосов уступов и бортов, оценивалась на основе анализа геолого-тектонического строения и инженерно-геологических характеристик пород. Инженерно-геологические процессы и явления, связанные с разработкой месторождения, оценивались на основе изучения образовавшихся деформаций эксплуатируемо-

го карьера Кальмакыр с сопоставлением с другими деформациями, образовавшимися на действующем карьере Сары-Чеку и отработанного карьера Кургашикан.

Месторождение Кальмакыр осложнено, особенно в северной, северо-восточной, южной и юго-восточной частях, тектоническими нарушениями различного направления, падения и порядка. Кальмакырский разлом-взбросо-сдвиг широтного простирания, крутопадающий на юг, с мощной зоной дробления (более 25 м), прослеживается по уступам.

Центральный разлом северо-восточного простирания с падением (80°) на юго-восток, который смыкается в северо-восточной части карьера с Кальмакырским взбросо-сдвигом.

Тектонические трещины развиваются в магматических породах в пределах зоны влияния тектонических нарушений под влиянием тектонических сжимающих и растягивающих усилий, превышающих предел прочности магматических горных пород. Такие трещины встречаются повсеместно, они весьма разнообразны в пространстве.

Кроме того, в пределах карьера Кальмакыр развиты большое количество зияющих (оборотных) трещин, образование которых связано с взрывными работами и разгрузкой горных пород при отработке. Особенно четко они наблюдаются на стационарных откосах [2].

Сколловые тектонические нарушения субширотного простирания с зонами дробления от 1 до 10 м в сочетании с крупными разломами разбивают массив на ряд блоков различного размера.

Самыми неблагоприятными в отношении устойчивости откосов уступов и бортов являются нарушения, расположенные параллельно бортам и направленные в сторону выемки, у которых угол падения нарушений близок к углу наклона борта. Такие нарушения обычно служат плоскостью скольжения крупных обрушений и других деформаций. С углублением и расширением карьера в юго-восточном направлении на возникновение деформаций могут влиять Тогапский и Северо-Каратагский согласопадающие разломы, направление которых совпадает с простиранием борта.

Подобные же разломы в центральной части карьера простираются перпендикулярно к борту и их влияние на образование деформаций в тех же литологических разностях пород значительно меньше, при отработке глубоких горизонтов в подобных местах ожидаются лишь обрушения с незначительными объемами и осыпами. На северном борту ряд разломов субширотного простирания (часть Карабулакского и Кальмакырского разломов) крутопадающие ( $60^{\circ}$ - $70^{\circ}$ ) в сторону выемки, могут быть фактором ослабления массива и формирования оползня с ориентировочными объемами возможного смещения около 1-2 млн. м<sup>3</sup>.

Следует отметить, что отработанное месторождение Кургашинокан и эксплуатируемый Кальмакыр в геолого-структурном плане аналогичные, однако на бортах Кургашинокана произошли и сильно развиты оползни, обрушения, обвалы, а в карьере Кальмакыр пока незначительны. Главная причина-различия горнотехнических условий их эксплуатации. Месторождение Кургашинокан разрабатывалось с крутым заложением бортов: северных, южных и юго-западных более  $45^{\circ}$ . Разрывные нарушения (крутопадающие) в большинстве расположены параллельно бортам карьера и направлены в сторону выработанного пространства.

Более 50% площади карьерного поля обводнено (состояние - 2013 г.). Борты месторождения Кальма-

кыр (на состояние-2013 г.) более пологие (на  $5-6^{\circ}$ ), чем на Кургашинокане. Разрывные нарушения расположены в обнажении бортов, в основном перпендикулярно, реже кососекущие.

Гидрогеологические условия Кальмакырского месторождения довольно благоприятные для отработки. Основной водоприток поступает из зоны разрывных нарушений и по крупным трещинам в виде высачивания и увлажнения с горизонта 625 м и ниже. Из-за слабой водообильности магматических образований и расположения карьера в водораздельной части склонов, между Алмалыксаем и Накпайсаем, при разработке месторождения Кальмакыр до проектной отметки (+85 м), прогнозный водоприток может увеличиться в 5-6 раз и, соответственно, площадь увлажнения карьерного поля [2].

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

Физико-механические свойства пород флангов, глубоких горизонтов и в целом месторождения Кальмакыр, в зонах нарушений и сильнотрещиноватых, как указано выше, участках изменяются резко, а по литологии незначительно. Что касается изменения физико-механических свойств пород с глубиной, в этом вопросе какой-нибудь закономерности не установлено.

Но имеется тенденция увеличения показателя плотности или уменьшения пористости водопоглощения и коэффициента трещинной пустотности с глубиной. Количественная оценка трещиноватости пород показывает, что с возрастанием глубины параметры трещиноватости почти не изменяются, их увеличение наблюдается вблизи тектонических нарушений на контактах пород, кроме трещин, связанных с взрывными работами разгрузкой породы, которые во времени могут изменяться (в ширине и длине).

Результаты непосредственных замеров параметров трещин на площадках, изучения трещиноватости на стационарных бортах месторождения Кальмакыр показывают, что в существующих трещинах отмечены расширения и удлинения или увеличения её ширины и длины, а также появления новых трещин, раскрытия их местами достигли до 2-3 мм. Глубина распространения их местами достигли на 2,5-3,0. В этих зонах прочностные показатели падают до 20% [2]. Наименьший расчётный угол наклона борта карьера рекомендован для северо-восточного фланга карьера, где наблюдается интенсивная нарушенность пород, проходящими здесь Карабулакским и Кальмакырскими разломами.

В процессе обследования месторождения отмечена серия крупных разломов широтного и северо-восточного простирания, секущих долины Алмалык и Накпайсай.

По результатам изучения трещиноватости горных пород на площади месторождения выделены три генетических типа трещин: тектонические, экзогенные и искусственные. Направление тектонических трещин связано с направлением разлома. Формирование экзогенных трещин связано с процессами, протекающими в коре выветривания. Искусственные трещины возникают под действием разгрузки и взрывов в карьере Кальмакыр. Наиболее крупными из них являются: а) Гольдуранский сбросо-сдвиг, имеющий широтное простирание и крутое ( $80^{\circ}$ ) падение на юг, мощность зоны дробления колеблется от 10 до 35 м; б) центральный разлом, прослеживаемый в выработках карьера под углом  $80-90^{\circ}$ , мощность зоны дробления достигает 5-10 м; в) промежуточный разлом, расположенный между Кальмакырским и центральным, имеющий почти широтное простирание ( $75^{\circ}$ ) и южное падение с углом, доходящим до вертикального, зоной дробления пород мощностью 2-4 м. Все разломы сопровождаются зонами интенсивной мелкой трещиноватости.

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

В отношении устойчивости самыми неблагоприятными являются трещины с углами падения  $40^{\circ}-60^{\circ}$  согласнопadaющие с откосом. При анализе систем трещин по разновидностям пород выявлено, что в откосах продольные трещины (параллельные и субпараллельные простиранию откоса) составляют 16,1%, диагональные 57,5%, поперечные 26,4%. Из них продольные и диагональные, согласнопadaющие, составляют 12% и 43,5%, являются самыми неблагоприятными в отношении устойчивости пород откосов. Анализ мелких обрушений, развитых на карьере Кальмакыр, показывает, что все они образовались по системам сопряженных крупных трещин, падающих с откосов уступов. К примеру, на южном борту (гор. 640-625 м) обрушение произошло по трещинам с азимутом падения  $10$  и  $120^{\circ}$  и углами падения  $63$  и  $64^{\circ}$ . На северном борту обрушение произошло по трещинам: азимутом падения  $178^{\circ}-76^{\circ}$  и аз. пад  $286^{\circ}-62$ .

Таким образом, анализ результатов изучения трещиноватости пород месторождения Кальмакыр пока-

зывает, что интенсивность трещиноватости, характер трещин и степень нарушенности массива зависят от наличия и близости крупных тектонических разломов зонами дробления и крупных тектонических нарушений. Вблизи зон разломов интенсивность трещиноватости максимальная, достигающая 60-70 тр/п.м. (по керну), коэффициент трещинной пустотности достигает 4,2-5,2%. На расстоянии 10-13 м и более от разломов выделяются зона сильнотрещиноватых пород, характеризующаяся удельной трещиноватостью 30-40 тр/п.м. и коэффициент трещинной пустотности 1,37-4,27. Породы вне зон влияния тектонических разломов характеризуются как массивные, с умеренной и слабой трещиноватостью. Интенсивность трещиноватости от 10-30 тр/п.м. (умеренно-трещиноватые) до 5-10 тр/п.м. (слабо-трещиноватые), соответственно, коэффициент трещинной пустотности менее 1,5%.

Таким образом, анализ физико-механических свойств пород позволили выявить, что в некоторых разновидностях пород прочностные показатели с глубиной увеличиваются, в частности, у диоритов и у гранодиорит-порфиров, у сиенито-диоритов и кварцевых порфиров закономерного увеличения или уменьшения не отмечается; основные изменения в физико-механических свойствах пород связаны с трещиноватостью, особенно в прочностных показателях. Максимальные значения прочностных показателей соответствуют массивным, слабо трещиноватым породам, а средние значения – умеренно трещиноватым породам, находящимся ближе к разрывным нарушениям, минимальные значения соответствуют сильно трещиноватым породам, непосредственно в зонах влияния разрывных нарушений.

В целом, по площади месторождения отмечается повышенная трещиноватость пород верхних горизонтов. Это связано с тектонической нарушенностью массива, выветрелостью пород, взрывными работами и разгрузкой, радиус влияния которых в массиве достигает 50-70 м. Оползни, обвалы крупного масштаба будут, в основном, формироваться на юго-западном и северо-восточном бортах карьера, где Кальмакырский взбросо-сдвиг и Карабулакский разлом почти перпендикулярно пересекают борта и имеют крутое падение ( $60^{\circ}-90^{\circ}$ ). При этом и атмосферные воды насыщают трещиноватые дробленные выветрелые рыхлые породы, в откосах снижая их прочностные свойства.

Осыпи являются самым распространённым видом деформаций на уступах карьера и имеют конусообразную форму. Причиной возникновения осыпей являются выветривание (естественное дробление породы) и взрывные работы.

#### Список литературы:

1. Под общей редакцией Х.Т. Тулаганова. Медно-порфировые месторождения Алмалыка. Ташкент. Фан, 1974, 175 с.
2. Исмаилов Ю.П., Шакарлов Б.Ш., Горнов В.А. О формировании техногенного режима подземных вод при разработке месторождения Кальмакыр. Горный вестник Узбекистана №4. 2005 г.

## МЕДЬ В ОСАДОЧНЫХ И МЕТАМОРФИЧЕСКИХ ПОРОДАХ СРЕДИННОГО ТЯНЬ-ШАНЯ

Садыкова Л.Р., старший научный сотрудник Института геологии и геофизики им. Х.М. Абдуллаева, АН РУз.

*Cho'kindi va cho'kindi-metamorfik tog' jinslari hossalarni umumlashtirish natijasida O'rta Tiyon-Shonning turli geologik yoshi, Chotqol-Qurama kaledon granitoidlari magmatik misga ictisoslashganligini o'rganilgan va izohlangan.*

*Tayanch iboralar: mis, cho'kindi, cho'kindi-vulkanogen, jinslarning metamorfik formatsiyasi, metamorfik jinslar.*

*The results of study of Caledonian granitoids of Chatkalo-Kuramy with a view to their magmatic copper trend are given in this article on the basis of integration of data on sedimentary and sedimentary-metamorphic rocks with copper mineralization of various geologic age of Central Tien Shan.*

*Key words: copper, sedimentary, sedimentary-volcanogenic, formation of metamorphic rocks, metamorphic rocks.*

Впервые среднее содержание меди в осадочных и осадочно-метаморфических породах различного геологического возраста в юго-западных отрогах Северного Тянь-Шаня привел В.И. Рехарский (1965).

По его данным наибольшее количество меди содержат нижнепалеозойские углисто-кремнистые и известняково-кремнистые сланцы, обогащенные органическим веществом. Высокий кларк меди преобладает так же в юрских и меловых отложениях, который обусловлен преобладанием в их составе глин и песча-

ников с высокой сорбционной способностью к накоплению рудных элементов. В целом Чаткальская зона отличается более высоким содержанием меди в породах нижнего палеозоя (4-100 г/т), чем Кураминская (17-65 г/т). В Чаткальской зоне повышена меденосность пестроцветной терригенной формации живет-франкского возраста, представленной в основном песчаниками и алевролитами. М.Д. Троянов в районе Тепарского и Аксарсайского куполов обнаружил меденосные пласты доломитов, сланцев и песчаников с содержанием меди 0.04-0.15%.

Содержание меди в осадочных и осадочно-метаморфических породах Алмалыкского района, где расположены медно-порфировые месторождения, в целом не высокое. Кларки концентрации составляют от 1,6 до 3,2. На стратиграфической колонке Алмалыкского района (рис. 1) выше видно, что максимальное количество меди приходится на ордовик-силурийские сланцы и песчаники, меньше её в известняках и доломитах, в девонских вулканитах количество меди увеличивается, а ураганное содержание приходится на основные вулканы минбулакской свиты.

Несомненный научный интерес всё ещё вызывает коллективная статья М.А. Ахмеджанова, Р.А. Мусина, А. Миркамалова, А.Р. Ярмухамедова «Красноцветная формация девона Чаткало-Кураминских гор и её меденосность» [1], в которой описываются осадки красноцветной формации в виде машрапской свит и тюлькубашской свит. Машрапская свита – D2 žv- распространена в Кураминском хребте, горы Мо-голтау и Барыкстынтау, (Б.Н. Наследов, И.В. Белов, (1942) [4, 5].

В основании девонских образований Мо-голтау развиты красноцветные песчани-

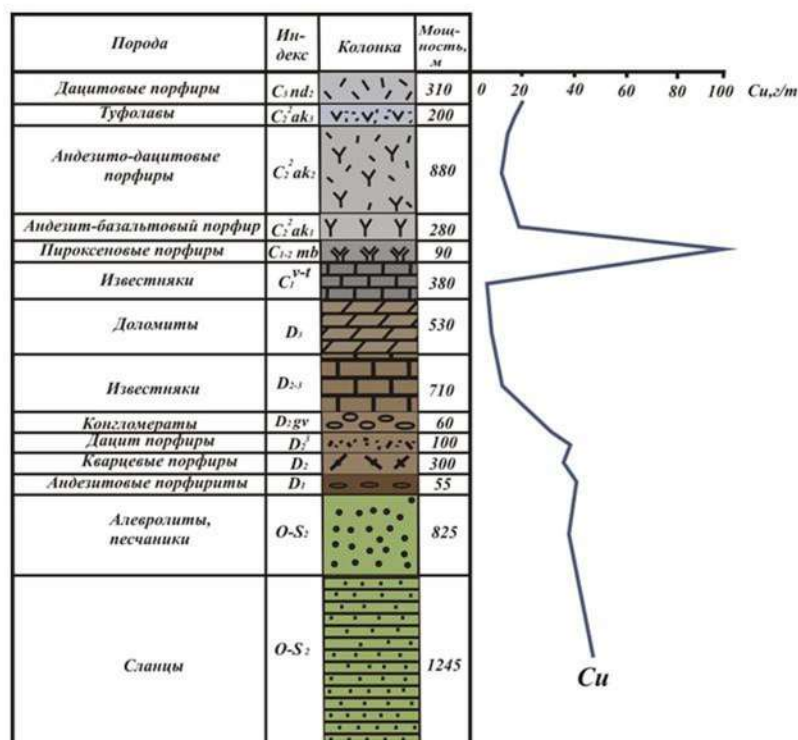


Рис.1. Распределение средних содержаний меди в стратиграфическом разрезе осадочно-вулканогенных пород Алмалыкского района, по И.М. Голованову [2]

ки, выделенные Б.Н. Наследовым как машрапская свита по названию одноименного сая.

В основании разреза залегают конгломераты, состоящие из кварцевых порфиров, красноцветных песчаников, алевролиты с прослоями карбонатных и глинистых сланцев, которые выше сменяются доломитами и известняками с прослоями мергелей. Мощность отложений варьирует от 30 до 850 м. Машрапская свита залегает с угловым несогласием на песчано-сланцевых отложениях нижнего силура и вулканитах нижнего - среднего девона.

Тюлькубашская свита- D2-3 t1 – распространена в Чаткальском и Кассан-Каратерекском районах. Впервые выделена В.В. Вебером (1935), [4, 5], в центральном Каратау. Мощность свиты изменчива: от 100-450 м (Пскемский хребет) до 2500 м (Угамском подрайоне). Нижняя часть свиты (от 20-30 м до 250-400 м) представлена полимиктовыми конгломератами, гравелитами с прослоями песчаников. Основная часть свиты сложена красноцветными, розовато-серыми, бурыми, серовато-желтыми, разнородными полимиктовыми, кварцевыми, аркозовыми песчаниками. Характерна косая слоистость. Отмечаются прослои и линзы алевролитов, гравелитов, конгломератов, реже аргиллитов.

Медная минерализация в них обычно приурочена к мелкозернистым песчаникам и глинам, в которых присутствуют минералы меди (халькозин, малахит, азурит), реже свинец (галенит). Кроме окислов меди здесь встречаются и аутигенные минералы (образовавшиеся *in situ*) - целестин и барит. На схеме (рис. 2) мощностей выделены в Чаткало-Кураминском регионе поднятия (Моголтауская, Кураминская, Кайнарская, Сокок-Заркентская, Сумсар-Кассанская, Чаткальская, Майдантальская, Кассанская), сводовые части которых являлись областями размыва, а вокруг них в заливах, лагунах, озерах и болотах накапливались «медистые песчаники».

Выделяя площади, перспективные на сингенетичное оруденение меди авторы выше упомянутой статьи считали, что промышленные концентрации руд возможны только при внедрении в толщу красноцветов продуктивных интрузий «или переработку их постмагматическими эманациями этих интрузий». Источни-

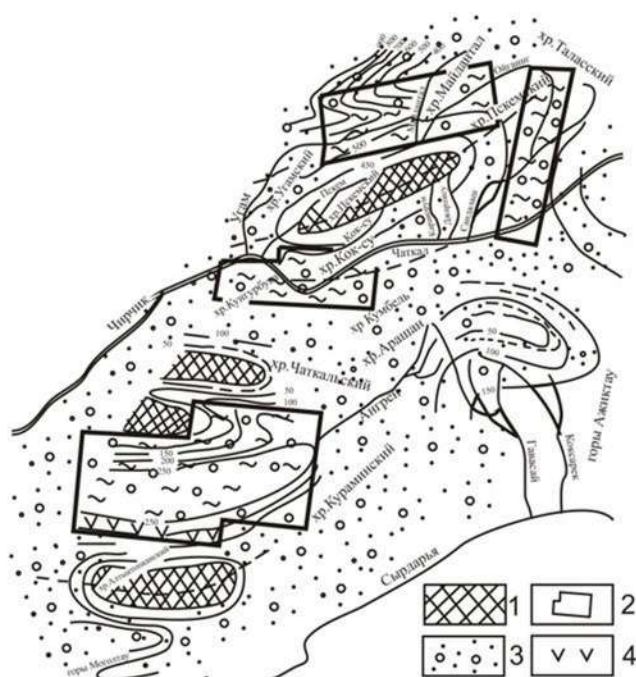


Рис. 2. Схема размещения в Чаткало-Кураминском регионе каледонских поднятий, а также площадей благоприятных для накопления медьсодержащих осадочных пород [1]: 1 - поднятия, 2 - перспективные площади красноцветных песчаников на медь, 3 - сероцветные песчаники и конгломераты, 4 - слои эффузивов в сероцветных песчаниках

ком красноцветов и сингенетической меди служил каледонский комплекс (эффузивы, гранитоиды, сланцы), в котором медь находилась в рассеянном состоянии.

Тем более, что А.О. Кайзер в 1937 г. в конгломератах низов песчано-сланцевой толщи ордовика обнаружил гальку плагногранитов с халькопиритом. При этом следует отметить, что все исследователи [3] эндогенных медно-порфировых месторождений Алмалыка подчеркивают «донорскую» роль медьсодержащих осадочных и осадочно-вулканогенных формаций девона на увеличение содержания меди в кровле варисийских интрузий. Кроме того, изучение океанической литосферы показало, что в её осадочно-вулканогенной части накапливались за счёт фумарольно-сульфатных эксгальций рудные (Fe, Cu, Co, Ni, Y, W и Au) и не рудные (Si, Mn, S и др.) элементы, ставшие составной частью последующих рудных процессов.

Таким образом, вышесказанное является, на наш взгляд, убедительной мотивацией для изучения каледонских гранитоидов Чаткало-Курамы на предмет их магматической медной специализации.

#### Список литературы:

1. Ахмеджанов М.А., Мусин Р.А., Мирхамитов А., Ярмухамедов А.П. Красноцветная формация девона Чаткало-Кураминских гор и её меденосность (Записки Узбекского отделения Всесоюзного минералогического общества. Т.-Наука, 1964.-14-121с.
2. Голованов И.М. Меднорудные месторождения Западного Тянь-Шаня.-Т.: ФАН, 1978.-262 с.
3. Металлогения золота и меди Узбекистана / Кустарникова А.А., Усманов А.И., Бабаджанов А.А. и др. Т.-2012.-410с.
4. Стратифицированные и интрузивные образования Узбекистана / гл. редактор Н.А. Ахмедов. Т.-ИМП-2000-541с.
5. Стратиграфический словарь Узбекистана // Тр. ИМП.-Гидроинжен, 2001.-580с.

## НЕКОТОРЫЕ ОСОБЕННОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ ЗОНЫ ОКИСЛЕНИЯ ЗОЛОТО-СУЛЬФИДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КОКПАТАССКОГО РУДНОГО ПОЛЯ

Турсебеков А.Х., зав. лабораторией «Геохимия и геотехнология» ИГиГ АН РУз, канд. геол.- мин. наук, Ишбобаев Т.Б., ст. научный сотрудник - исследователь кафедры «Геология полезных ископаемых и разведочные работы» ТашГТУ

*Maqolada Kokpatas ma'danli maydonidagi turli konlarida oksidlangan zonalar va birlamchi ma'danlardan olingan ma'lumotlarni o'rganishlari ko'rib chiqilgan. Desul'fidlanish, yupqa dispersli oltinning hosil bo'lishi, qolaversa boshqa minerallarning ma'dan tarkibida uchrash jarayonlari yoritib berilgan.*

*Tadqiqotlardan olingan natijalar shuni ko'rsatdiki, oltin uchraydigan minerallar, oksidlangan sul'fid (gidrogetit, getit va skorodit) mahsulotlarining yo'ldoshlari va ularning sul'fidlarda (pirit, arsenopirit) oltinning saqlanishi xarakterlari aniqlangan.*

*Tayanch iboralar: oksidlangan zona, birlamichi madanlardan olingan ma'lumotlar, desul'fidlanish, yupqa dispersli oltin, oksidlangan sul'fid, pirit, arsenopirit, mahsulot yo'ldoshlari, oltinning saqlanish harakterlari.*

*Formation of oxidation and leaching zones at Kokpatas ore field that took place under the effect of oxygenic, atmospheric and ground waters on sulphide-bearing rocks (pyrite, arsenopyrite, antimonite, etc.) are considered in this article.*

*Pyrite and arsenopyrite are the most typical bearers of gold. Its liberation from minerals and concentrates, and migration occur when aerated and leached with sulfuric acid.*

*Key words: oxidation zone, information about primary ores, fine disperse gold, sulfide oxides, pyrite, arsenopyrite, nature of gold preservation.*

Рудные месторождения золото-сульфидных образований мира имеют свои особенности формирования зоны окисления. Рассматриваемые в настоящей работе особенности формирования зоны окисления золото-сульфидных месторождений Кокпатаасского рудного поля относятся к наиболее не изученной области формирования золоторудных объектов Центральных Кызылкумов (рис. 1-2, табл. 1-3).

Изменение зон окисления и поведение в них золота изучались в основном в месторождениях различного генетического типа Урала и Казахстана, где сульфиды представлены сплошными залежами или со значительной вкрапленностью в кварцевых жилах [1-4].

Вопросы минералогии и геохимии окисленных руд золоторудных месторождений черносланцевых формаций в основном недостаточно освещены, не считая работ [5, 6].

Кокпатаасское рудное поле является частью гор Букантау, где золоторудные объекты формируются в наиболее благоприятной для региона литолого-стратиграфической позиции, в зоне межформационного контакта массивных известняков ( $C_1V_3dk$ ) с песчано-сланцевыми отложениями нижней пачки карашахской свиты среднего карбона ( $C_2kr$ ). Контактная зона из-за существенного различия состава граничащих пород явилась благоприятной позицией для проникновения и циркуляции гидротермальных растворов. Достаточно пластичные и слабопроницаемые,

перекрывающие песчано-сланцевые отложения отдельные пачек карашахской свиты и в особенности плотные кремнистые образования кокпатаасской свиты выполняли роль экрана. Благоприятность рассматриваемой позиции возрастает, когда экранирующая вулканогенно-терригенная толща частично срезана по мощности Кокпатаасским надвигом, заметно усиливающим эффект экранирования надвинутой кокпатаасской толщи. В подобных позициях внутри карашахских отложений локализуются основные рудные залежи практически всех месторождений Кокпатаасского рудного поля (Дайковое, Юго-Восточное, Карашохо и др.).

В размещении золотой минерализации отчетливо проявлена пространственная связь со структурой глубинного заложения – Кокпатаасским глубинным разломом, который представлен серией сближенных нарушений с общим простиранием  $315^0$  и углами падения  $70-80^0$  к западу. Здесь, около 77,8 % промышленных концентраций золота локализуется в зонах влияния ССВ разломов и их сложного сочетания с нарушениями других ориентировок [7].

Матрицей первичных руд являются гидротермально измененные сланцы, интенсивно сульфидизированные вулканогенно-терригенные толщи, пронизанные многочисленными кварцевыми и албит-кварц-карбонатными прожилками. Руды вкрапленные, прожилково-вкрапленные, полосчато-вкрапленные и брекчиевые характеризуются повышенной углероди-

стостью и сульфидностью. Количество органического вещества 1,2-3,66%, сульфидов (пирит, арсенопирит) 4-19%, в среднем 7-10 %, соотношения их от 1:1 до 4:1. Другие рудные минералы (суммарно менее 1%): пирротин, марказит, герсдорфит, халькопирит, сфалерит, блеклая руда, самородное золото, самородная сурьма.

Среднее содержание золота 2,5-5,0 g/t. Золото-серебряное отношение от 1,8 в бедных рудах, до 5,5 в богатых. Преобладает тонкодисперсное самородное золото (первые мкм). Арсенопирит и пирит являются основными концентраторами не только золота, но и Sb, Ag, Cu, Ni, Se, Te, платиноидов и др. (рис. 2). По этой причине данные сульфиды нестехиометричны по химическому составу:  $Fe_{1\pm x} S_{2\pm x}$ ;  $Fe_{1\pm x} As_{2\pm x} S_{2\pm x}$ . В этих сульфидах присутствуют два типа золота: включения самородного золота размером сотые и первые десятые доли мкм и «не видимое» упорное золото [8].

В результате рентгенофазового микроскопического, микронзондового анализов в зоне окисления впервые выявлены и диагностирован целый ряд различных классов минералов: самородные (Cu, Ag, Pd, Ni, Fe, Se); окислы и гидроокислы Fe, Ni; карбонаты; целая гамма сульфатов; арсенаты; антимониды; силкаты; галогениды (табл. 1). Минералы приводятся по степени их распространенности (табл. 1).

Минералы диагностированы микроскопией, микронзондовым и рентгенофазовым анализами. Анализы выполнены в ИГиГ АН РУз.

Особенности поведения золота в зонах окисления вкрапленно-прожилковых золото-сульфидных руд в черносланцевых формациях до настоящего времени недостаточно освещены в работе [6].

Геохимическая эволюция зоны окисления руд месторождений сопровождается наложением друг на друга разнородных геохимических процессов: процесс формирования вмещающих пород; развивающихся в них метасоматических изменений и связанных с ними рудных скопленений; накладывающихся на них гипергенных процессов и нейтрализации кислых сульфатных растворов. Физико-химические условия благоприятствуют широкому развитию коллоидно-химических процессов (образование зелей и их коагуляции, адсорбционное соосаждение и т.д.).

Всё вместе взятое и вызывает сложные сопряженные химические реакции, накладывающихся друг на друга геохимических процессов. Многообразие химических реакций мобилизует значительное количество элементов, присущих только для вмещающих пород (Si, Al, K, Na, Mg, Ca, Fe, P и др.), сульфидов (пирит, арсенопирит, антимонит и др.): Au, Ag, As, Sb, Se, Te, Cd и др. и нерудных жильных минералов (Ca, Ba, CO<sub>3</sub>, SO<sub>4</sub>, Mg и др.), а также заимствованных из атмосферы воды, части углекислоты, азота и кислорода [1].

Отмеченные геохимические процессы на изученных месторождениях протекали в хронологической

Таблица 1

Минеральный состав зоны окисления золоторудного месторождения Кокпатас

Класс минералов	Минерал	Формула минерала	Распространённость
Самородные	Медь	Cu	+
	Золото	Au	+
	Серебро	Ag	+
	Паладий	Pd	+
	Никель	Ni	+
	Железо	Fe	+
	Селен	Se	+
Окислы и гидроокислы	Гетит	FeO OH	+++
	Гидрогетит	Гидрогель Fe	+++
	Бунзениг	NiO	+
Карбонаты	Сидерит	FeSO <sub>3</sub>	++
Сульфаты	Батлерит	Fe[OH](SO <sub>4</sub> ) 2H <sub>2</sub> O	+++
	Ярозит	KFe <sub>3</sub> (SO <sub>4</sub> )(OH) <sub>6</sub>	+++
	Гипс	CaSO <sub>4</sub> 2H <sub>2</sub> O	+++
	Полугидрат	CaSO <sub>4</sub> 0,5H <sub>2</sub> O	+++
	Сомольнокит	FeSO <sub>4</sub> H <sub>2</sub> O	+++
	Глауберит	4[Na <sub>2</sub> Ca(SO <sub>4</sub> ) <sub>2</sub> ]	++
	Тенардит	αNaSO <sub>4</sub>	++
	Мирабилит	Na <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> 10 H <sub>2</sub> O	++
	Арсенаты	Англезит	PbSO <sub>4</sub>
	Арсенолит	As <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	++
	Скородит	Fe[AsO <sub>4</sub> ] 2H <sub>2</sub> O	+++
	Арсенат-сульфат железа	Fe <sup>+</sup> [(OH) <sub>4</sub> ] (AsO <sub>4</sub> , SO <sub>4</sub> ) <sub>3</sub> 2H <sub>2</sub> O	+
	Фармаколит	CaH(AsO <sub>4</sub> ) 2H <sub>2</sub> O	++
Антимонит	Стибиконит	Sb(O, OH) n H <sub>2</sub> O	+
Силикаты	Опал (аморфный)	SiO <sub>2</sub> +aq	+++
	Аллофан (аморфный)	m Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> n SiO <sub>2</sub> p H <sub>2</sub> O	++
Галогенид	Галит	NaCl	++

Примечание: +++ преобладающие ++ распространенные + редкие.

последовательности. Широкое развитие окисленных руд месторождения связано с интенсивным проявлением гипергенных процессов, формированием кор выветривания в конце триаса – начале юры, при господстве жаркого климата и влажности. Среди продуктов выветривания выделяются стадии дезинтеграции минерального вещества [6]: начальная стадия гидратация силикатов, окисления и выщелачивания; гидрослюдистая с существенным окислением и выщелачиванием; гидрослюдисто-глинистая. В результате данных процессов происходит изменение вмещающих пород (с выносом или привносом компонентов). С данными процессами выветривания синхронно связано поведение пирита, арсенопирита с частичным и полным их окислением и выходом «невидимого» и тонкодисперсного золота с их укрупнением и консервацией в гидроокислах железа (гетите, гидрогетите и скородите) (рис. 1,2).

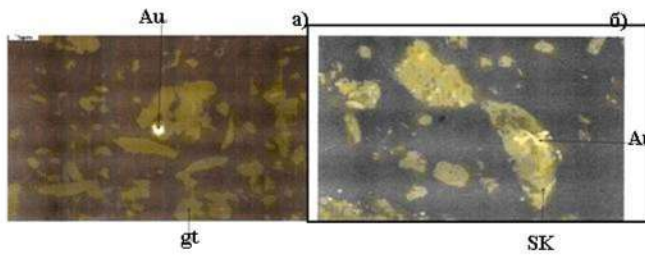


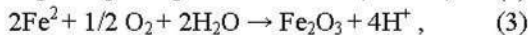
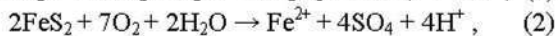
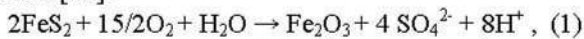
Рис. 1. Самородное золото (Au). Окисленная руда: а) в гидрогетите (gt); б) в скородите (SK)

Очевидно, окислительные процессы на месторождении начинают развиваться с выходов на дневную поверхность с дальнейшим продвижением на глубину. Скорость этого продвижения, выражающая эволюцию зоны окисления, зависит от химико-минерального состава первичных руд, их текстурно-структурных особенностей, геологических условий месторождения (степень трещиноватости пород и руд, глубина уровня грунтовых вод) и климатических условий (температура, влажность). На масштабность проявления зоны окисления на изученных месторождениях большую роль оказал геологический возраст [9]. Формирование зоны окисления в основном синхронно с формированием кор выветривания. Однако образование зон окисления идёт в более сложных физико-химических условиях, так как к агентам кор выветривания присоединяются очень активные процессы, связанные с окислением сульфидов арсенидов, антимонидов, сульфосолей и др. (пирит, арсенопирит, антимонит, блеклые руды, халькопирит, галенит, сфалерит и др.).

При окислении сульфидов и др. минералов метеорными и грунтовыми водами, циркулирующими в ареале первичных рудных тел, они обогащаются различными агрессивными соединениями по отношению не только к сульфидам, но и вмещающим их породам, а также металлам первичных руд.

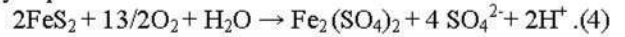
Концентрация этих компонентов может быть настолько велика, что метеорные и грунтовые воды по составу могут приближаться к разбавленным растворам [10]. Поэтому большая часть сульфидных минералов в зоне выветривания оказываются менее устойчивыми, чем породообразующие силикатные и окисные минералы, и на поверхностных выходах вместо сульфидов остаются лишь продукты их выветривания.

Наиболее распространенным сульфидным минералом первичных руд является пирит. При окислении пирита и др. сульфидов железа в растворы поступают повышенные количества  $Fe^{2+}$  и  $SO_4^{2-}$ , которые формируют гематит, гетит, гидрогетит и серную кислоту. В приведённом виде это уравнение пишется по данным так [10]:



Из 2, 3 уравнения следует, что железо переходит в раствор в виде двухвалентного железа закисного иона или в виде закисного сульфата, а далее закисное железо окисляется до нерастворимого гематита, гетита, гидрогетита.

Метеорные и грунтовые воды, богатые кислородом, напротив, могут вызвать изменение пирита непосредственно до сульфата окисного (уравнение 4). В аридном климате часть железа сохраняется в виде сульфата окисного или закисного железа:



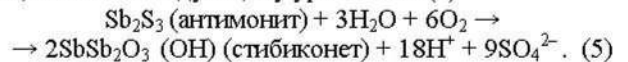
При выветривании сульфидов железа происходит окисление не только железа, но и серы. Сера в пирите  $FeS_2$  образует «молекулы»  $S_2^{2-}$ , связанные с двухвалентным железом. Окисление до сульфатного радикала повышает валентность серы до +6.

В результате окисления сульфидов железа образуется сульфат трёхвалентного железа и серная кислота, которые действуют как потенциальные растворители для других сульфидов. Сульфат трёхвалентного железа производит окисляющее действие на сульфиды, изменяя их до растворимых сульфатов, а сам в это время восстанавливается до сульфата закисного железа.

Данные химические превращения пирита в зоне окисления золоторудных месторождений Кокпатаевского рудного поля установлены в результате минералого-геохимических исследований (табл. 1), присутствует ряд минералов, образованных за счёт окисления пирита: пирит – гетит – гидрогетит – сульфаты железа.

При окислении арсенопирита и блеклых руд, которые относятся к минералам средней устойчивости, мышьяк переходит в трудно растворимый скородит и арсенолит [7]. В зоне окисления он находится в пятивалентном состоянии, тогда как в первичных рудах – трёхвалентном. Следовательно, в сернокислом процессе происходит его окисление. Реакция окисления  $As^{3+}/As^{5+}$  более вероятна в щелочных растворах, в которых мышьяк образует комплексные анионы  $AsO_4^{3-}$  [6]. Эти анионы охотно реагируют с катионами окисного железа и совместно с ними выпадают в осадок, образуя арсенат.

Реакция окисления антимонита протекает, вероятно, согласно следующему уравнению (5)



Стибиконет установлен в зоне окисления в ассоциации с арсенатами и оксидами и сульфатами железа (табл. 1).

Самородное золото в различных окислительных условиях, как правило, инертно, но имеются геологические данные, свидетельствующие о растворении и переносе золота на большие расстояния (5, 6). Иногда золото в виде хлоридного комплекса переходит в раствор. В кислых растворах и присутствии сильного окислителя, например  $MnO_2$ , золото окисляется до  $As^{3+}$ . Этот ион связывается с ионами хлора и образует устойчивый  $AuCl_4^-$ . Не исключено, что данные

Таблица 2

Содержание золота и серебра в минералах зоны окисления (по данным микрозондирования)

Минерал	Содержание g/t	
	Au	Ag
Гетит + гидрогетит	$\frac{200 - 4000}{1570}$ (34)	$\frac{200 - 9000}{1500}$ (34)
Скородит	$\frac{800 - 5000}{2500}$ (8)	$\frac{200 - 4600}{1770}$ (8)
Ярозит	$\frac{8,0 - 24,0}{12,0}$ (2)	$\frac{0 - 4}{2}$ (2)
Гидроокислы железа	$\frac{7 - 31,8}{22,8}$ (22)	$\frac{3,4 - 28,9}{26,9}$ (22)

Примечание: В числителе пределы колебаний, в знаменателе среднее содержание, в скобках количество проанализированных минералов

процессы переноса золота происходили и в золотых рудах Кокплатасских месторождений. На это указывают присутствие незначительных концентраций марганца и хлора во вмещающих породах и минералах, а также образующие свои собственные минералы галогениды (табл. 1).

По данным микроскопических и микрозондовых исследований прослежена стадия окисления пирита. Начальная стадия окисления пирита соответствует стадии дезинтеграции вмещающих пород и выражается в замещении его гидроокислами железа, в основном гидрогетитом, по периферии и микротрещинкам кристаллитов пирита. Продолжение стадии окисления совпадают с гидрослюдистыми изменениями вмещающих пород и выражаются в полном замещении пирита гидрогетитом. Далее происходит дегидратация гидрогетита с переходом его в гетит.

Арсенопирит намного легче подвергается процессам окисления, чем пирит. На ранней стадии дезинтеграции вмещающих пород арсенопирит замещается питтцитом  $Fe_{20}^{3+}(AsO_4)_{10}(SO_4)_2(OH)_{24}$  (аморфный) –

Таблица 3

Размеры выделений золота в продуктах окисления сульфидов (по данным Гуреева В.Ф., Зверевой)

Субстрат, содержащий золото		Средний размер золотин, мкм
Продукт окисления пирита	Плотный гидрогетит	0,64
	Рыхлый гидрогетит	0,95
	Гидрогетит-гетитовый агрегат	3,70
Окисленный арсенопирит		0,63
Участок породы вблизи сульфидов		1,7

(По данным пробирного анализа)

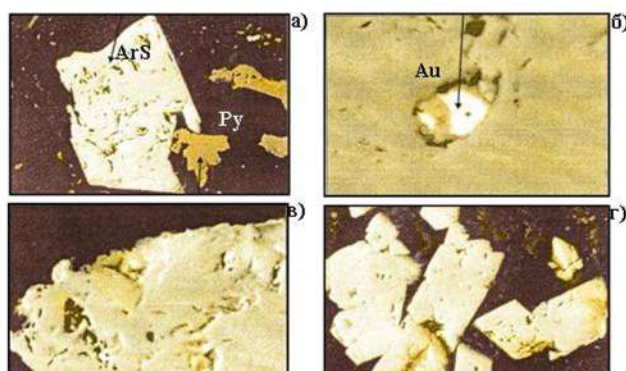


Рис. 2. Шлифы метакристаллов, добываемых минералов: а) метакристаллы арсенопирита (ArS) в ассоциации с пиритом (Py), б) самородное золото (Au) в арсенопирите, в, г) первичная руда, концентрат тяжелой фракции

тонкодисперсная смесь скородита и гидроокислов железа. На более поздних стадиях выветривания и окисления арсенопирит целиком замещается гидроокислами железа и скородитом (рис. 2).

Рассмотрение поведения золота в процессе окисления пирита и арсенопирита показало, что в неокисленных первичных рудах часть золота присутствует в тонкодисперсном наноразмерном состоянии в составе пирита и арсенопирита. В результате окисления пирита и арсенопирита образуются гетит, гидрогетит, ярозит и скородит. По данным пробирного анализа [11] и микрозондирования в них установлены значительные концентрации золота и серебра (табл. 2). Образовавшийся скородит по арсенопириту содержит больше золота и серебра, чем в гетите и гидрогетите, который формируется при окислении пирита.

Несмотря на высокое содержание золота в этих минералах, обнаружить его выделения под микроскопом и микрозондом при больших увеличениях не представилось возможным, частицы золота, различаемого под микроскопом и микрозондом в окисленном пирите и арсенопирите не превышают 3,7 мкм (табл. 3).

В результате незначительного окисления пирита и арсенопирита, частота микроскопически видимых выделений золота значительно возрастает. В связи с этим можно констатировать, что большая часть тонкодисперсного видимого золота сосредоточена в гидрогетите на стадиях интенсивного окисления пирита, при котором выделялось максимальное количество серной кислоты, которое способствовало растворению и переносу золота. Полученные сведения указывают на слабую миграцию золота при окислении пирита и арсенопирита, присутствующих во вмещающих углеродисто-гидрослюдисто-песчанно сланцевой толщах.

Содержание элементов спутников в первичном пирите незначительно изменяются при его окислении. Таким образом, формирование зоны окисления и выщелачивания месторождений Кокплатасского рудного поля происходило под действием кислородных атмосферных и грунтовых вод на породы, содержа-

щие сульфиды (пирит, арсенопирит, антимонит и др.). Наиболее типичными носителями золота являются пирит и арсенопирит. Высвобождение его из минералов-носителей и концентратов и вовлечение в миграцию происходит при выветривании и сернокислотном выщелачивании.

Золото и другие самородные металлы при выщелачивании далеко не мигрируют, а остаются в остаточных продуктах зоны окисления, где промышленные концентрации золота приурочены преимущественно к гидроокислам железа (гепит, гидрогепит) и арсенидам (скородит, птитцит, арсенолит и др.) (табл. 2).

#### Список литературы:

1. Росляков Н.А. Геохимия золота в зоне гипергенеза. Изд. Наука Сибирское отд. Новосибирск -1981, с. 237.
2. Смирнов С.С. Зона окисления сульфидных месторождений. м.п. Недра АН, 1955, с. 332.
3. Чухров Ф.В. Зона окисления рудных месторождений степной части Казахстана. – М., Изд-во КНСССР, 1950
4. Щербина В.В. К геохимии зоны окисления рудных месторождений. – Сов. геология, 1955. № 43, с. 137-147.
5. Бадапова Р.П. Главнейшие гипергенные минералы золоторудных месторождений и рудопроявлений Узбекистана. – В кн.: Проблемы геологии полезных ископаемых. Изд. Ташкентского университета, 1966, с. 35-40.
6. Гуреев В.Ф., Зверева Е.А. Особенности поведения золота в зоне окисления вкрапленных пирит – арсенопиритовых руд Кокпатаского рудного поля (Центральные Кызылкумы). Труды ЦНИГРИ, 2005. с. 166-179.
7. Мирходжаев Б.И. Геолого-структурные условия размещения сурьмяного орудения Западного Узбекистана, геологические критерии оценки его перспектив. Диссертация на соискание степени кандидата геолого-минералогических наук, Ташкент, 1983.
8. Дунин-Барковская Э.А. и др. Минералого-технологическая характеристика золота. Материалы Республиканского научно-технического семинара «Проблемы разработки минерального сырья». – Ташкент, 2005. с.30-34.
9. Таусон В.Л., Кравцова Р.Г., Павлова Л.А. Формы нахождения золота в рудах и ореолах золото-серебряных месторождений. Материалы Всероссийской конференции «Самородное золото: типоморфизм минералов ассоциаций, месторождений». Том II, М, ИЧЕМ, 29-31 марта 2010. с. 244-246.
10. Парк Г.Ф., Мак-Дормид Р.А. Рудные месторождения. Изд-во Мир. М.: -1966. с. 484-499.
11. Касымов А.К. Минералогия и некоторые вопросы геохимии зоны окисления золоторудных месторождений Узбекистана. Изд-во ФАН Уз, Ташкент – 1969 с. 249-263.

УДК 622.33.012:623.332

Султанов К.С., Халикулов Э.Х., Логинов П.В., Абдураимов У.К. 2014 г.

## АНАЛИЗ МЕТОДОВ РАСЧЁТА БОРТОВ КАРЬЕРОВ НА УСТОЙЧИВОСТЬ

Султанов К.С., главный научный сотрудник ИМиСС АН РУз, доктор физ.- мат. наук, профессор; Халикулов Э.Х., директор Центрального рудоуправления НГМК; Логинов П.В., младший научный сотрудник ИМиСС АН РУз; Абдураимов У.К., старший научный сотрудник ИМиССАН РУз.

*Maqolada kar'er bortlarining turg'unligini hisoblashning mavjud usulari tahlili keltirilgan. Aylanmatsilindrik yuzalar bo'yicha sirpanish usuli va kuchlanish - deformatsiya holatiga asoslangan usullarning ijobiy va salbiy tomonlari ko'rsatilgan. Tahlillar asosida kar'er bortining turg'unligini hisoblash uchun ko'rilgan usullar ijobiy tomonlariga asoslangan birlashgan usul taklif etilgan.*

*Tayanch iboralar: kar'er, kar'er borti, turg'unlik, turg'unlikni hisoblash usuli, sirpanish yuzasi, kuchlanish holati, birlashgan usul.*

*Analysis of existing methods of calculation of strength of open pits sides is given in this article. Advantages and disadvantages of the method of circular cylinder surfaces of sliding based on stress-strain state are shown. On the basis of carried out analysis a combined method of calculation of strength of open pit sides was suggested.*

*Key words: open pit, sides of open pit, strength, method of calculation of strength, surface of sliding, stressed state, combined method.*

Устойчивость бортов карьеров является одним из первостепенных задач при эксплуатации различных открытых месторождений полезных ископаемых. Устойчивость бортов карьеров зависит от многих

факторов: геометрии откоса, действующих нагрузок, производственных условий и т.д. Наиболее важными из них являются геометрия откоса, всевозможные нагрузки, возникающие в условиях ведения горных

работ, физико-механические характеристики горного массива.

Исходя из этого, борта карьеров необходимо рассчитывать на устойчивость при статических (собственный вес) и динамических (сейсмических, взрывных и др.) нагрузениях с учётом реальных физико-механических свойств горной породы.

Необходимо отметить, что, среди ныне существующих методов расчёта на устойчивость, отсутствует единый, научно-обоснованный и общепризнанный метод определения устойчивости грунтовых и горных массивов [1].

В настоящее время при проектировании и разработке карьеров устойчивость откосов необходимо рассчитывать по методу круглоцилиндрических поверхностей скольжения (КЦПС). Данный метод впервые был предложен в 1916 г. шведскими инженерами Петерсоном и Гюлпином на основе исследований обрушения морских берегов. Метод КЦПС отличается существенной простотой и соответствием результатам натуральных наблюдений.

По методу КЦПС потеря устойчивости грунтовых сооружений происходит по круглоцилиндрическим поверхностям скольжения (обрушения). Обоснованного метода определения самих поверхностей скольжения в расчётах не имеется. Но имеется несколько способов задания КЦПС. Один из них приведён на рис. 1.

Главным недостатком метода КЦПС является как раз научная необоснованность задания поверхностей скольжения. Сама поверхность скольжения, её радиус -  $R$  с центром -  $O$  (рис. 1) определяется методом последовательных приближений. Сначала задается  $\Omega$  - область центров опасных КЦПС, затем приближенно задается радиус -  $R$  (рис. 1) и определяется для заданной КЦПС коэффициент устойчивости массива горной породы, охваченной данной КЦПС. При этом вычисляется, например, для отсека  $cdef$  (призмы обрушения) -  $\tau_u$ , удерживающая отсек сила, и -  $\tau_s$ , сдвигающая отсек сила, возникающая от собственного веса отсека (рис. 1). Такие расчёты производятся для  $n$  отсеков и суммируются. Далее оценивается устойчивость данного борта карьера (откоса) по формуле:

$$K_y = \frac{\tau_u}{\tau_s} = \frac{\sum_{i=1}^n [(G_i - P_b b_i - S_{Vi}) \cos \alpha_i - S_{gi} \sin \alpha_i] \tau_g \varphi_i + \sum_{i=1}^n c_i l_i}{\sum_{i=1}^n (G_i \sin \alpha_i + S_{gi} \cos \alpha_i) - \sum_{i=1}^n S_{Vi} \sin \alpha_i}, \quad (1)$$

где  $G_i = \gamma_i h_i b_i$  - вес призмы обрушения (отсека);

$\gamma_i$  - удельный вес грунта;

$h_i$  - высота;

$b_i = (0, \gamma - 0, 0, \gamma) R$ ;

$P_b$  - поровое давление по подошве отсека,  $P_b = h_i \gamma \delta_i$ ;

$\alpha_i$  - угол между линиями от центра подошвы отсека к центру КЦПС и вертикальной линией от КЦПС

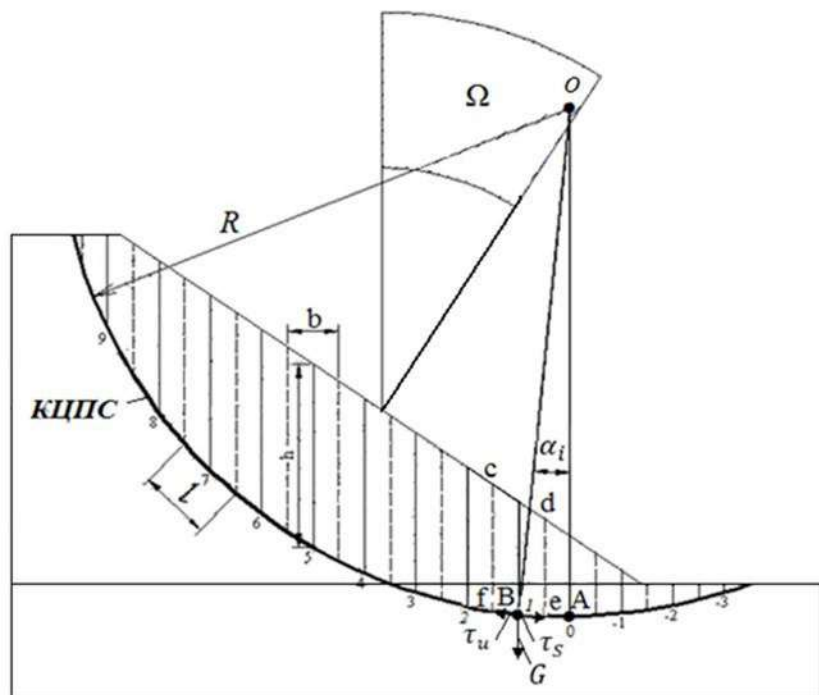


Рис. 1. Схема расчёта устойчивости откоса методом КЦПС

(между линиями  $OA$  и  $OB$ , рис.1);

$\varphi_i$  - угол внутреннего трения грунта;

$c_i$  - коэффициент сцепления грунта;  $l_i = b_i / \cos \alpha_i$ ;

$S_{gi}$  - горизонтальная составляющая сейсмической силы;

$S_{Vi}$  - вертикальная составляющая сейсмической силы.

Очевидно, что массив горной породы, а также отсеки (призмы) обрушения по методу КЦПС считаются абсолютно жёстким (недеформируемым) телом. Следовательно, как отмечается в [1-3] метод КЦПС не может учитывать напряженное состояние грунтового массива, возникающего от статических и динамических нагрузок.

Тем не менее, со времени предложения метода КЦПС в течение более ста лет, данный метод развивался виднейшими учёными XX столетия: Г.Е. Паунер, С.И. Белзецкий, В.В. Фандсев, Н.М. Герсевичев, В. Филлениус, Г. Крей, К. Терцаги, Д. Тейлор, Р.Р. Чугаев, Н.Н. Маслов, М.Н. Гольдштейн, А. Скемптон, А. Бишоп, А.Л. Можевитдинов и многие другие внесли огромный вклад в развитие и установление метода КЦПС [1-11].

Несмотря на все недостатки, метод КЦПС в настоящее время является основным методом, который применяется в инженерных расчётах проектирования и строительства грунтовых сооружений и рекомендован в КМК [1, 2].

Вместе с тем, в последние полвека учёными в области механики горных пород усиленно разрабатываются методы расчёта прочности и устойчивости грунтовых сооружений, основанных на определении напряженно-деформированного состояния (НДС) грунтового массива [2-11].

По-видимому, впервые Тер-Мартirosяном З.Г. был предложен метод расчёта коэффициента прочности (устойчивости), основанный на НДС массива горных пород [2]. Далее этот метод был использован и развит в работах [5-7].

Согласно этому методу коэффициент устойчивости определяется:

$$K_y = \frac{0,5[(\sigma_1 + \sigma_2 - \tau_{max} \sin \varphi) \operatorname{tg} \varphi + 2C]}{\tau_{max} \cos \varphi}, \quad (2)$$

$$\sigma_{1,2} = 0,5[(\sigma_x + \sigma_y) \pm \sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 + 4\tau_{xy}^2}], \quad (3)$$

$$\tau_{max} = 0,5(\sigma_1 - \sigma_2), \quad (4)$$

где,  $K_y$  – предельное касательное напряжение по Кулону;

$\tau_1$  – действующее касательное напряжение в рассматриваемой точке грунтового массива;

$\delta_1 \delta_2 \delta_3$  – главные напряжения;

$\delta_x \delta_y$  – горизонтальные и вертикальные напряжения; – касательное напряжение;

$\tau_{max}$  – максимальное касательное напряжение в рассматриваемой точке массива;

$C$  – сцепление;

$\varphi$  – угол внутреннего трения массива горных пород.

Значения  $\delta_x$ ,  $\delta_y$  и определяются решением плоской задачи механики сплошных сред для упругой или неупругой задачи при статических и динамических нагрузениях.

Однако авторы данного метода определения коэффициента устойчивости [2] отмечают, что решение упругой задачи не очень приемлемо для использования в этом методе. Необходимо решить упругопластические задачи при использовании формул (2)-(4). Кроме этого остаётся открытым вопрос: являются ли построенные в [2-7] изолинии коэффициента устойчивости с использованием решения плоских упругих задач линиями или поверхностями скольжения (обрушения) массива горных пород. Как отмечается в работах [1-3] согласно результатам натурных обследований скольжения или обрушения откоса происходят по круглоцилиндрической поверхности в разрезе. Полученные изолинии коэффициента устойчивости на основе результатов решений упругих задач, строго говоря, не согласуются с этим фактом. Согласуются ли результаты решений упругопластических задач с результатами натурных обследований предстоит выяснить.

Кроме того, установлено [1, 8], что закон Кулона для горных пород имеет нелинейный характер. Для описания нелинейной зависимости предельных касательных напряжений от параметров прочности грунта предложено соотношение (функция пластичности) [8]:

$$F(P) = \frac{C + P \operatorname{tg} \varphi}{[1 + P \operatorname{tg} \varphi / (\alpha_{Pl} - C)]}, \quad (5)$$

где,  $C$  – сцепление,

$Y_{Pl}$  – предел сдвиговой прочности,

$\varphi$  – угол внутреннего трения,

$P$  – среднее давление в грунте.

На основе проведённого краткого анализа методов определения коэффициентов устойчивости бортов карьера считаем, что наиболее целесообразным является сочетание этих двух методов. При расчёте коэффициента устойчивости откосов необходимо использование соотношений (2)-(5) совместно с решением упругопластической задачи в плоской деформируемой постановке. Использование соотношения (5) совместно с условиями Мизеса [8] требует определения компонента  $\delta_z$ . Это возможно при решении плоской задачи механики сплошных сред для упругопластической задачи методом конечных разностей. В этом случае необходимо решить следующую систему основных уравнений с соответствующими начальными и граничными условиями.

Уравнения движения:

$$\begin{aligned} \rho \frac{dU_x}{dt} &= \frac{\partial \sigma_{xx}}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial y} \\ \rho \frac{dU_y}{dt} &= \frac{\partial \sigma_{yy}}{\partial y} + \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial x} - \rho g \end{aligned}, \quad (6)$$

$$\sigma_{xx} = S_{xx} - P, \quad \sigma_{yy} = S_{yy} - P, \quad \sigma_{zz} = S_{zz} - P, \quad \tau_{xy} = S_{xy}. \quad (7)$$

Уравнение неразрывности:

$$\frac{d\rho}{dt} + \rho \left( \frac{\partial U_x}{\partial x} + \frac{\partial U_y}{\partial y} \right) = 0. \quad (8)$$

Скорости деформаций:

$$\begin{aligned} \dot{\epsilon}_{xx} &= \frac{\partial U_x}{\partial x}, \quad \dot{\epsilon}_{yy} = \frac{\partial U_y}{\partial y}, \quad \dot{\epsilon}_{zz} = \frac{\partial U_z}{\partial z}, \\ \dot{\epsilon}_{xy} &= \frac{\partial U_y}{\partial x} + \frac{\partial U_x}{\partial y} \end{aligned}, \quad (9)$$

Гидростатическое давление:

$$\frac{dP}{dt} = - \frac{K \left( \frac{dV}{dt} \right)}{V}, \quad (10)$$

Компоненты напряжения:

$$\begin{aligned} \frac{dS_{xx}}{dt} &= 2G \left( \dot{\epsilon}_{xx} - \frac{dV}{3V} \right) \\ \frac{dS_{yy}}{dt} &= 2G \left( \dot{\epsilon}_{yy} - \frac{dV}{3V} \right), \\ \frac{dS_{zz}}{dt} &= 2G \left( \dot{\epsilon}_{zz} - \frac{dV}{3V} \right) \\ \frac{d\tau_{xy}}{dt} &= 2G \dot{\epsilon}_{xy} \end{aligned}, \quad (11)$$

где  $\rho$  – плотность;

$V$  – объём;

$U_x$ ,  $U_y$  – компоненты скорости;

$P$  – давление;

$\delta_{xx}$ ,  $\delta_{yy}$ ,  $\delta_{zz}$  – полные напряжения;

$\tau_{xy}$  – касательное напряжение;

$S_{xx}$ ,  $S_{yy}$ ,  $S_{zz}$  – компоненты деватора напряжений;

$\epsilon_{xx}$ ,  $\epsilon_{yy}$ ,  $\epsilon_{zz}$  – компоненты тензора деформации;

$\dot{\epsilon}_{xx}$ ,  $\dot{\epsilon}_{yy}$ ,  $\dot{\epsilon}_{zz}$  – компоненты тензора скоростей деформирования;

$x$ ,  $y$  – пространственные координаты;

$t$  – время;  $K$  – модуль объёмного сжатия,  $G$  – модуль сдвига.

Уравнения (7)-(12) соответствуют уравнениям, описывающим упругопластическое деформирование грунтовой среды и решаются совместно с условием текучести Мизеса:

$$(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_3 - \sigma_1)^2 = 2F^2(P), \quad (12)$$

В уравнениях (4) и (12) принимается  $\delta_3 \delta_2$ .

Условие устойчивости проверяется по линиям КЦПС с использованием НДС грунтового массива, которое определяется из решения упругопластической задачи (6)-(12). Далее по уравнениям (2)-(4) с учётом  $t_{max} = 0,5(\sigma_1 - \sigma_2)$  определяется коэффициент устойчивости борта карьера для заданных круглоцилиндрических поверхностей скольжения (КЦПС).

Таким образом, объединяются преимущества двух методов: метода КЦПС и метода НДС.

На основе проведённого анализа методов расчёта устойчивости грунтовых сооружений можно сделать следующие выводы:

Устойчивость горных откосов при инженерных расчётах определяется преимущественно методом круглоцилиндрических поверхностей скольжения (КЦПС).

В данном методе поверхности скольжения заранее задаются способами, основанными на результатах многолетних натуральных наблюдений оползней, обрушений морских берегов, бортов карьеров.

Круглоцилиндрические поверхности скольжения (обрушения) можно считать наиболее обоснованными поверхностями, по которым происходит потеря устойчивости бортов карьеров, так как на протяжении последних ста лет подтверждались результатами натуральных наблюдений.

Расчётные формулы по методу КЦПС являются наиболее простыми и удобными для определения коэффициента прочности и устойчивости бортов карьеров.

Преимуществом этих формул также является то, что в них используются основные прочностные показатели горных пород – сцепление и угол внутреннего трения, которые общеизвестны и являются основными характеристиками массива горных пород.

Основным недостатком метода КЦПС является то, что массив горной породы считается абсолютно жёстким телом. Расчётные формулы основаны только на собственном весе (силе тяжести) отсеков (призмы обрушения) выше линии скольжения. При этом собственный вес горного массива (призмы обрушения) считается как произведение удельного веса к высоте отсека ( $\gamma_i h_i$ ), что, строго говоря, не выполняется для массива горных пород.

Метод КЦПС является наиболее общепринятым, но приближительным инженерным методом определения коэффициента прочности или устойчивости откосов грунтовых сооружений.

Метод НДС, основанный на напряжённом состоянии грунтового массива, является более точным по сравнению с методом КЦПС. Однако этот метод требует решения плоской, строго говоря, пространственной задачи механики сплошных сред с учётом пластических и вязких свойств грунтовой среды. Недостатком метода НДС является то, что полученные данным методом изолинии коэффициента устойчивости не являются поверхностями скольжения или обрушения.

Наиболее целесообразным является объединение положительных сторон этих двух методов: определить коэффициенты устойчивости откосов бортов карьеров на основе упругопластического напряжённо-деформированного состояния по заданным круглоцилиндрическим поверхностям обрушения.

Окончательное заключение по устойчивости откосов бортов карьеров необходимо сформулировать после сравнения результатов расчётов по методу КЦПС, по методу НДС и по комбинированному методу, объединяющему преимущества первых двух методов расчёта устойчивости массива горных пород.

#### Список литературы:

1. Орнатский Н.В. Механика грунтов. М.: Изд. МГУ, 1962. с.448
2. Цытович Н.А., Тер-Мартirosян З.Г. Основы прикладной геомеханики в строительстве. М.: Изд. «Высшая школа», 1981. с.318
3. Аристовский В.В. Критическая поверхность скольжения земляных откосов // Труды Одесского гидрометеорологического института. Одесса, 1949. с. 49-55.
4. Надаи А. Пластичность и разрушение твёрдых тел. Т.2. М.: Изд. Мир, 1969. с.864
5. Исомов Р.Д., Мирсаидов М.М. Разработка алгоритма для оценки устойчивости открытых горных выработок // Цветная металлургия. Москва, 1986. №10. с. 20-23.
6. Мирсаидов М.М., Морозов В.Д., Исомов Р.Д. Оценка устойчивости бортов карьера // Цветная металлургия. Москва, 1989. №8. с. 4-6.
7. Мирсаидов М.М. Теория и методы расчёта грунтовых сооружений на прочность и сейсмостойкость. Ташкент: Фан, 2010. с.321
8. Замышляев Б.В., Евтерев П.С. Модели динамического деформирования и разрушения грунтовых сред. М.: Наука, 1990. с.216
9. Быковцев А.С., Прохоренко Г.А., Сытенков В.Н. Моделирование геодинамических и сейсмических процессов при разработке месторождений полезных ископаемых. – Ташкент: Фан, 2000. с. 271
10. Прогноз устойчивости и оптимизация параметров бортов глубоких карьеров.// Авт.: Полищук С.З., Лашко В.Т., Шеметов П.А. и др. – Днепропетровск: Полиграфист, 2001. с. 371
11. Рахимов В.Р., Шеметов П.А., Федянин А.С. Прогноз устойчивости бортов глубоких карьеров и организация системы геодинамического мониторинга // Горн. вестн. Узб-на, Навоий, 2003. № 3. с. 85–87

## ЭЛЕКТРОВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ КЛИНКЕРА ЦИНКОВОГО ПРОИЗВОДСТВА

Абдурахмонов С.А., профессор кафедры «Металлургия» АГМФ НГПИ, докт. техн. наук; Ахтамов Ф.Э., ст. преподаватель кафедры «Металлургия» ХМФ НГПИ; Тошкодирова Р.Э., ст. преподаватель кафедры «Металлургия» АГМФ НГПИ

*Maqolada hozirgi kunda rux ishlab chiqarish korxonasi klinkerlarini elektrokimyoviy tanlab eritish usuli bilan samarali qayta ishlash ustida olib borilgan ilmiy-tadqiqot ishi natijalari bayon etilgan bo'lib, bundan maqsad xomashyodan kompleks foydalanishga qaratilgan bir qancha qimmatbaho metallarni ajratib olish texnologiyasini yaratish.*

*Tayanch iboralar: klinker, elektr ishqorlash, xlor, xlorid kislota, elektroliz, ishqorlash, kek, cho'ktrish, elektrolizyor.*

*Aspects of effective processing of Waelz slag using electrical leaching method are considered in this article. The purpose of this method is the additional recovery of valuable components and non-ferrous metals for the improvement of rational utilization of feedstock.*

*Key words: Waelz slag, electrical leaching, chlorine, hydrochloric acid, electrolysis, leaching, cake, precipitation, electrolyzer.*

Клинкер от вельцевания цинковых кеков является одним из многотоннажных и наиболее ценных отходов цинкового производства. С момента эксплуатации цинкового завода АГМК возникло громадное техногенное месторождение, в котором накопилось около 600 тыс. т клинкера, содержащего золото, серебро, медь, цинк, свинец и кокс. Ежегодный прирост составляет 25-30 тыс. т. Накопление клинкера наносит невосполнимый ущерб окружающей среде из-за проникновения в почву и гидросферу ионов тяжелых металлов (медь, цинк, кадмий, свинец, мышьяк) и других токсичных веществ [1].

Клинкер является одним из ценных по содержанию цветных и благородных металлов отходов производства цинка. Он представляет собой мелкий сыпучий материал, содержащий в среднем % 0,5-5 Cu; 0,1-1,0 Pb; 15-25 C (кокс); 0,5-3,5 g/t Au; 100-450 g/t Ag. В составе клинкера углерод содержится как его механическая смесь с минералами, взаимно тесно ассоциированными друг с другом. Их невозможно разделить методами обогащений, т.к. компоненты распределяются по всем продуктам. По тем же причинам не увенчались успехом и неоднократные попытки создать комбинированные схемы, основанные на предварительном выделении из клинкера, методами механического обогащения концентратов и промышленных продуктов, меди, железа и благородных металлов с последующей их пирометаллургической переработкой.

По своему составу, содержанию ценных компонентов клинкер представляет собой весьма бедное сырье, выходящее за границы использования в пирометаллургии вследствие непригодности для энергосберегающих автогенных плавков и

эффективного механического обогащения. Клинкер сам по себе уже является отходом, отвалом, сбросным продуктом пирометаллургической технологии и снова перерабатывать его, используя прежние приемы, надеясь достичь лучших результатов, безнадежно. [2].

Кокс, входящий в состав клинкера, является сорбентом ионов металлов, этим он препятствует раскрытию благородных металлов и переработке клинкера в целом. Поэтому необходимо разработать технологию, которая преобразует процесс сорбции ионов металлов с углеродом.

Установлено, что распределение элементов по всему объему лежалых отходов относительно равномерно. Согласно минералогическим исследованиям установлено, что основными минералами являются магнетит, гематит, гетит, ярозит, сидерит, металлическое железо (в сумме составляет около 50%), пирит, борнит, халькозин, арсенопирит, пирротин, галенит, сфалерит (в сумме 10-15%), оксиды, сульфаты, карбонаты кальция, железа, свинца, цинка, меди (в сумме 5%), алюмосиликаты калия, натрия, магнезия, железа, свинца, меди составляют 10-15% и около 20% углерода.

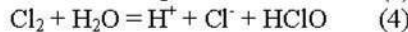
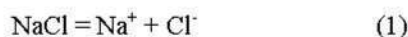
Согласно фазовому анализу основными формами цинка в клинкере являются: сульфид (45%), силикат (17%), феррит (20%) и окись (18%), свинец в клинкере содержится в следующих формах: металл (40%), сульфид (29%), алюминат (25%), окись и силикат (6%). Медь в основном представлена сульфидом (борнит). Степень металлизации меди составляет 22-32%. Железо в клинкере присутствует в форме сульфидов, но основная форма представлена металлическим железом. Степень металлизации

железа равна 80-90%. Часть железа в виде окислов связана в ферриты и силикаты. Таким образом, клинкер является техногенным ценным сырьем для получения меди, цинка, свинца, золота, серебра, коксика и других редких металлов. Однако его сложная структура и состав не позволяют так просто извлекать и разделять эти компоненты друг от друга в отдельный продукт, ни обогатительными и ни пирометаллургическими операциями.

В связи с этим, нами проведены исследования возможности извлечения ценных компонентов из клинкеров гидрометаллургическим способом, а именно – электровыщелачиванием.

Легкость образования многих хлоридов металлов, высокая растворимость в воде давно уже обратили на себя внимание химиков и металлургов как факторы, благоприятные при обработке руд цветных и редких металлов. Использование элементарного хлора и различных хлорсодержащих веществ прочно вошло в современную практику самых разнообразных металлургических и электрохимических процессов [3]. В частности, газообразным хлором воздействуют на дисперсное твердое вещество в жидкой среде или на вещество, которое находится в расплавленном состоянии, получая хлориды, растворимые в воде или в других растворителях.

В процессе электровыщелачивания на аноде выделяется свободный хлор, который частично растворяется в растворе NaCl, частично гидролизуется и частично может уходить в холостую из зоны реакции.



Причем металл взаимодействует, по видимому, с атомарным хлором, как чрезвычайно активным в момент его выделения свободным радикалом. С другой стороны, металл растворяется, взаимодействуя с образующейся (по реакции 4) хлорноватистой кислотой. Диссоциация хлорноватистой кислоты зависит от pH раствора, вследствие чего в направлении анода создается возрастающая концентрация гипохлоритных ионов. Благодаря отсутствию диафрагмы, они взаимодействуют с едким натром, образуя гипохлорит натрия. Таким образом, при электролизе хлористого натрия образуется раствор, содержащий атомарный хлор, хлорноватистую и хлорную кислоты, гипохлориты которых активно реагируют с металлами, образуя водно-растворимые хлориды [4].

При выщелачивании клинкера в данном электролите компоненты клинкера вступают во взаимодействие с хлорсодержащими продуктами. По термодинамическим данным цинк, медь и другие соединения цветных металлов растворяются и переходят в раствор. Свинец, золото и серебро остаются в кеке, а углерод, «отмытый» от минералов, переходит в пенный продукт.

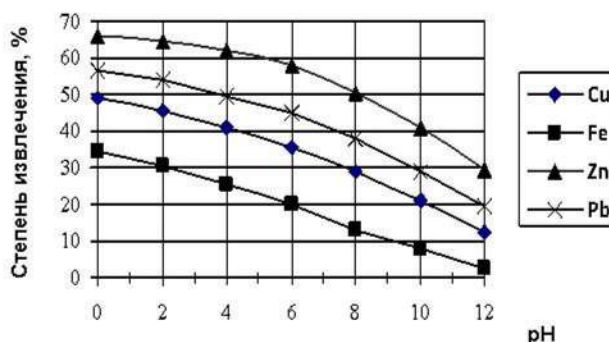


Рис.1. Зависимость степени извлечения металлов в раствор от кислотности раствора: ( $C_{\text{NaCl}} = 100 \text{ g/l}$ , т:ж = 1:8,  $t = 25^\circ\text{C}$ , при анодной плотности тока  $0,02 \text{ A/cm}^2$ , величина напряжения  $12 \text{ В}$ ,  $\tau = 30 \text{ min.}$ )

Таким образом, при электровыщелачивании клинкера протекает одновременно три процесса: электролиз хлористого натрия, выщелачивание меди, цинка, кадмия и др. металлов и электрофлотация углерода в одном и том же аппарате.

Эксперименты проводились на установке, состоящей из электролизёра ёмкостью 1 л/с перемешиванием магнитной мешалкой. В ходе исследования были изучены зависимость извлечения металлов в раствор от концентрации NaCl. Результаты исследования приведены на рис. 1.

А также были изучены зависимость извлечения металлов в раствор от кислотности раствора. Эксперименты выполнены при разных кислотностях раствора с добавлением HCl или NaOH. Результаты исследования приведены на рис. 2.

Как видно из результатов опытов, уменьшением кислотности раствора до 0 (это достигается добавлением в раствор  $40 \text{ g/l HCl}$ ) переход металлов в раствор возрастает. Увеличение концентрации соляной кислоты более  $40 \text{ g/l}$  не даёт существенного увеличения степени перевода цветных металлов в раствор, в то время как переход примесей в раствор (особенно железа) начинает возрастать. В ходе экспериментов также изучалось влияние продолжительности опыта

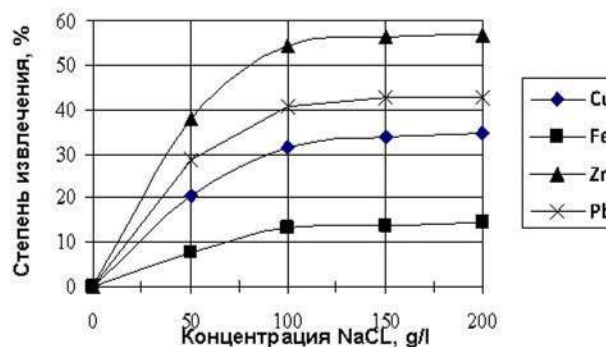


Рис. 2. Зависимость степени извлечения металлов в раствор от концентрации NaCl: ( $\text{pH} = 7$ , т:ж = 1:8,  $t = 25^\circ\text{C}$ , при анодной плотности тока  $0,02 \text{ A/cm}^2$ , величина напряжения  $12 \text{ В}$ ,  $\tau = 30 \text{ min.}$ )

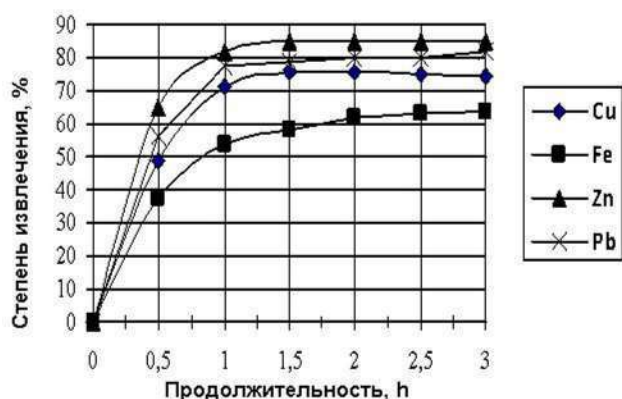


Рис. 3. Зависимость степени извлечения металлов в раствор от продолжительности электровыщелачивания: ( $C_{\text{NaCl}} = 100 \text{ g/l}$ ,  $\text{pH} = 0,1$ , т.ж = 1:8,  $t = 25^\circ\text{C}$ , при анодной плотности тока  $0,02 \text{ A/cm}^2$ , величина напряжения 12В)

на извлечение металлов из клинкера в раствор. Проведены опыты продолжительностью 0,5; 1; 1,5; 2; 2,5 и 3 часа. Результаты опыта приведены на рис. 3.

В результате проведенных лабораторных исследований по электровыщелачиванию клинкера был установлен оптимальный режим электровыщелачивания, при котором оптимальная концентрация  $\text{NaCl}$  составила  $100 \text{ g/dm}^3$ , концентрация соляной кислоты  $40 \text{ g/dm}^3$ , оптимальная продолжительность при которой достигалась наибольшим извлечением ценных компонентов в раствор 1 h. При этом извлечение меди и свинца в раствор составляет 71,4% и 77,4%, соответственно. Электровыщелачивание клинкера в щелочной среде положительных результатов не даёт. Из результатов опытов видно, что методом электровыщелачивания можно извлекать ценные компоненты из клинкера в отдельные продукты.

#### Список литературы:

1. Ахмедов Н.А., Исаходжаев Б.А., Полов Е.П. Техногенные отходы предприятий Узбекистана и перспективы их переработки. Горный вестник Узбекистана. 2006. №1, с. 19-23.
2. Санакулов К.С. Научно-технические основы переработки отходов горно-металлургического производства. Ташкент. Изд-во Фан. 2009. с. 404.
3. Максимов В.Н. Электрохлоринация, как метод комплексного извлечения металлов. М. Metallurgizdat. 1995. с. 206.
4. Абдурахмонов С.А., Раимжонов Б.Р. Электрохимическое выщелачивание золота и серебра из руд. Горный вестник Узбекистана №1, 1997. с. 59-60.

УДК 622.75/77.022.1

Мустакимов О.М., Магбулова Н.А., Мирталипов Д.Я., Цой А.В., Сагдиева М.Г. 2014 г.

## РАЗВИТИЕ БИОГИДРОМЕТАЛЛУРГИИ ЗОЛОТА В РЕСПУБЛИКЕ УЗБЕКИСТАН

Мустакимов О.М., зам. главного инженера НГМК; Сагдиева М.Г., главный научный сотрудник института микробиологии АН РУз, докт. биол. наук; Магбулова Н.А., магистрант Национального университета Узбекистана им. М. Улугбека; Мирталипов Д.Я., ст. науч. сотрудник института микробиологии АН РУз; Цой А.В., млад. науч. сотрудник института микробиологии АН РУз.

*Ozbekistonning dolzarb mavzularidan, sulfidli oltin ma'danlarini qayta ishlash hozirgi zamon gidrometallurgiya yonalishining asosiy manbalaridan biri xisoblanadi. Respublikamizning oltin konlari – sulfidli oltin ma'danlari bilan izoxlanadi. Kokpatas va Daugztau ma'danlar konidagi oltin-margimushli birikmalarini amaliyotda biooksidlanish texnologiyasidan foydalanib boyitishda 3-Gidrometallurgiya zavodining yutuqlari, Ozbekistonning hozirgi kunda biotexnologiya sohasidagi yonalishining yuksak rivojlanganligini tasdiqlaydi.*

*Tayanch iboralar: Biogidrometallurgiya, asidofilli bakteriyalar t'oplami, temir va oltinugurtini oksidlovchi bakteriyalar, oltin-margimushli birikmalarni biooksidlanishi, murakkab sulfidli ma'danlar, sulfidli ma'danlar, pirit va arsenopirit.*

*Problem with bio-hydrometallurgical processing of gold-sulfidic ores and concentrates relevant to the Republic of Uzbekistan, as the majority of gold deposits in republic is characterized by gold-sulfidic ores. The practice of using bio-oxidation technology of arsenical-gold concentrates obtained from ores of Kokpatas and Daugztau deposits by flotation and on Hydrometallurgical Plant number 3 indicates the prospects for the development of the biotechnology in Uzbekistan.*

*Key words: Biohydrometallurgy, Association acidophilic bacteria, iron and sulfur-oxidizing bacteria, bio-oxidation, arsenical-gold concentrates, refractory sulfide ores, sulfide minerals, pyrite, arsenopyrite.*

Одной из важных проблем горнодобывающих стран мира является разработка новых эффективных и экологически чистых технологий переработки минерального сырья и создание малоотходных или безотходных производств в металлургической промышленности.

В последнее время пристальное внимание металлургов, геохимиков, биотехнологов, микробиологов и других специалистов, работающих в различных отраслях горнорудной промышленности, отводится биогидрометаллургии или биогеотехнологии, которая считается одним из перспективных направлений гидрометаллургии и характеризуется не только экономической эффективностью и высокой экологичностью при переработке некондиционных руд различных отвалов, но и способностью заменять традиционные экологически небезопасные пирометаллургические технологии, используемые в ряде горнорудных предприятий.

В перечне стран, используемых биогидрометаллургические методы извлечения цветных, благородных и редких металлов, можно отметить такие как ЮАР, Австралия, США, Канада, Россия, Гана, Испания, Польша, Болгария, Чили, Аргентина, Китай и многие другие. Одним из основных направлений биогидрометаллургии является биоокисление труднообогатимых золотосульфидных концентратов, переработка которых классическими способами нерентабельна [1-8].

Проблема переработки золотосульфидных руд и концентратов актуальна и для Республики Узбекистан, так как большинство золотосодержащих месторождений республики характеризуются золотосульфидными рудами. За исключением уникального месторождения Мурунтау и некоторых отработанных месторождений (Пирмираб, Гузаксай, Каульды) практически все остальные крупные золотосодержащие месторождения, такие как Кокпатас, Даугызтау, Зармитан, Марджанбулак, Кочбулак, Амантайтау и мелкие месторождения Сармич, Биран и другие относятся к золотосульфидным.

Для переработки сульфидных руд месторождений Кокпатас и Даугызтау в 2008 г. в Навоийском горно-металлургическом комбинате (НГМК) на Гидрометаллургическом заводе № 3 (ГМЗ-3) в Учкудуке введена в эксплуатацию первая линия биоокисления флотоконцентрата сульфидных руд месторождения Кокпатас по технологии биоокисления флотоконцентратов. С 2011 г. ГМЗ-3 работает на полную проектную мощность и перерабатывает сульфидные золотомышьяковистые концентраты руд месторождения Кокпатас и Даугызтау в соотношении 1:1. Состав перерабатываемых флотоконцентратов, приведен в табл. 1.

На рис. 1 представлена принципиальная схема переработки сульфидных руд месторождений Кокпатас и Даугызтау, в соответствии с которой золотосодержащий сульфидный концентрат подается в реак-

Таблица 1

**Элементный состав флотоконцентратов сульфидных руд месторождений Кокпатас и Даугызтау**

Наименование элементов	Содержание, %		
	Флотоконцентрат Кокпатаса	Флотоконцентрат Даугызтау	Соотношение 1:1
Железо общее	19.0	22.4	20.7
Железо сульфидное	17.3	20.5	18.9
Мышьяк сульфидный	3.4	5.85	3.63
Сера сульфидная	17.05	25.25	21.12
Сера сульфатная	0.4	0.47	0.44
Кальций	2.0	0.83	1.47
Магний	2.0	1.15	1.58
Сурьма	0.15	0.97	0.56
Медь	0.031	0.044	0.038
Цинк	0.034	0.047	0.041
Никель	0.026	0.028	0.027
Углерод орг.	0.30	0.47	0.4*
Золото, g/t	15.5	27.0	23.8
Серебро, g/t	12.5	39.5	26.0

\* концентрацию органического углерода анализировали бихроматным методом и выражали в единицах ХПК – в глюкозных эквивалентах

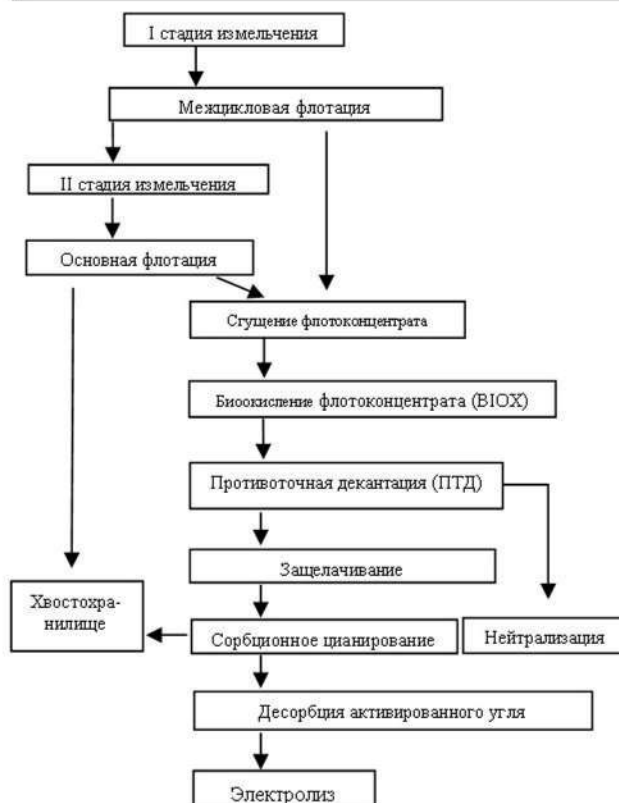


Рис. 1 Принципиальная схема переработки сульфидных руд месторождения Кокпатас на ГМЗ-3



Рис. 2 *Sulfobacillus thermosulfidooxidans* ИМБ, выделенный из сульфидных руд из руд месторождения Кокпатас

торы вместе с компонентами питательной среды, необходимыми для развития жизнедеятельности ассоциации железо- и сероокисляющих бактерий.

Для активного биоокисления флотоконцентрата важными факторами являются температура, величина рН, аэрация пульпы, минералогический состав, соотношение сульфидных минералов и, главное, постоянство среды. В связи с тем, что процесс биовыщелачивания является экзотермическим, для поддержания активной биомассы необходима постоянная температура 41-43<sup>0</sup>С, которая регулируется специальными регистрами с охлаждающей водой. Значение рН пульпы регулируется (1,2 - 1,6) добавлением раствора известняка. Процесс биоокисления флотоконцентрата протекает в течение 4-5 суток. Далее биокек промывается от солей железа, мышьяка и других элементов в растворе на стадии противоточной декантации (ПТД), нейтрализуется и подаётся на стадию защелачивания, после которой направляется в процесс сорбционного цианирования.

В процессе биоокисления флотоконцентратов месторождения Кокпатас использовалась ацидофильная ассоциация железо- и сероокисляющих бактерий, выделенная из руд месторождения Кокпатас и Даугызтау.

Как показали наши исследования, в настоящее время в составе ассоциации по предварительным данным обнаружены из мезофильных бактерий три вида: *Acidithiobacillus ferrooxidans*, *Ac. thiooxidans*, *Leptospirillum ferrooxidans*, из умеренных термофильных - 1 спорообразующий вид - *Sulfobacillus thermosulfidooxidans* (рис. 2).

Для выявления численности геохимически активных микроорганизмов производственной ассоциации, окисляющей флотоконцентрат на стадии биовыщелачивания нами был проведен микробиологический анализ из шести проб пульпы, отобранных их биореакторов три модуля путём рассева методом предельных разведений для мезофильных железо- и сероокисляющих бактерий микроорганизмов на среды: 9К (*Acidithiobacillus ferrooxidans*), Ваксмана (*Acidithiobacillus thiooxidans*) и Баалсруда (*Halothiobacillus denitrificans*) при температуре 28-30<sup>0</sup>С, и умеренно термофильных железоокисляющих бактерий на среде 9К с уменьшенным содержанием железа (4,8 г/л) и добавлением дрожжевого экстракта (0,02 мг/л) при температуре 50<sup>0</sup>С. Результаты исследований представлены в табл. 2.

Микробиологический анализ показал большую обсеменённость пульпы во всех шести биореакторах, общее количество клеток бактерий составляло более 10<sup>8</sup>кл/мл. Следует отметить невысокий титр мезофильных железо- и сероокисляющих клеток, способных окислять железо и серу при температуре 28-32<sup>0</sup>С (6,0 x 10<sup>2</sup> - 6,0 x 10<sup>3</sup>кл/мл) по сравнению с умеренными термофилами, растущими при 43-50<sup>0</sup>С (6,0 x 10<sup>7</sup> - 2,5 x 10<sup>9</sup>кл/мл). Исключением является 3- реактор, в котором численность клеток была на порядок ниже и концентрация железа составляла лишь 15,29 г/л, что

свидетельствует о низкой окислительной активности бактерий. Количество тиосульфатоокисляющих бактерий не обнаружено. Проведенные нами микробиологические наблюдения показывают, что при повышении температуры в биореакторах до 47-50<sup>0</sup>С численность мезофильных форм железо- и сероокисляющих бактерий резко снижается, а титр клеток умеренных термофилов увеличивается, что приводит к снижению величины рН пульпы. Микробиологический анализ из трёх проб, отобранных из пульпы с разгрузки сгустителя ПТД 1, ПТД 2 и ПТД представлен в табл. 3.

Таблица 2  
Численность жизнеспособных бактерий в различных реакторах модуля №3 биозавода и их окислительная активность по железу

Показатели технолог. процесса	Биореакторы третьего модуля первой цепочки цеха биоокисления					
	№1	№2	№3	№4	№5	№6
Общее количество клеток на 1 г/мл	3,5x 10 <sup>8</sup>	2,5x 10 <sup>8</sup>	3,7x 10 <sup>7</sup>	4,3x 10 <sup>8</sup>	4,2x 10 <sup>8</sup>	4,9x 10 <sup>8</sup>
Титр железоокисляющих бактерий	6,0x10 <sup>2</sup>	2,5x10 <sup>3</sup>	6,0x10 <sup>2</sup>	6,0x10 <sup>3</sup>	1,3x10 <sup>3</sup>	6,0x10 <sup>2</sup>
Титр сероокисляющих бактерий	2,5x10 <sup>3</sup>	2,5x10 <sup>3</sup>	6,0x10 <sup>1</sup>	1,3x10 <sup>3</sup>	2,5x10 <sup>4</sup>	6,0x10 <sup>4</sup>
Титр умеренных термофилов	6,0x10 <sup>7</sup>	6,0x10 <sup>7</sup>	2,5x10 <sup>6</sup>	1,3x10 <sup>8</sup>	6,0x10 <sup>8</sup>	2,5x10 <sup>9</sup>
Величина рН пульпы	1,56	1,65	1,82	1,50	1,45	1,48
Концентрация Fe <sup>общ</sup> , г/л	30,58	31,14	15,29	20,10	20,43	23,97
Fe <sup>3+</sup>	29,6	29,95	14,18	19,26	19,73	22,51
Fe <sup>2+</sup>	0,98	1,19	1,11	0,84	0,7	1,46

Данные табл. 3 показывают, что численность умеренных термофильных и сероокисляющих мезофильных бактерий постепенно снижается по мере проведения операции промывки с  $2,5 \times 10^3$  до  $2,5 \times 10^1$  kl/ml (термофилы) и с  $2,5 \times 10^5$  до  $2,5 \times 10^3$  kl/ml (сероокисляющие). Наиболее интересными, на наш взгляд, являются данные по титру клеток железоокисляющих бактерий, определенному при температуре 28-30С<sup>0</sup> (*A. ferrooxidans*). Если в окисленном продукте последнего реактора третьего модуля до промывки количество клеток мезофильных бактерий невелико и составляет всего лишь  $6,0 \times 10^2$  kl/ml, то при проведении промывки наблюдается увеличение титра клеток до  $6,0 \times 10^4$  kl/ml. Этот факт, по нашему мнению, свидетельствует о развитии мезофильных железоокисляющих бактерий *A. ferrooxidans* в процессе промывки за счёт процессов доокисления сульфидов. Полученные данные косвенно свидетельствуют о том, что режимы промывки бактериальных кеков на участке биоокисления не приводят к достаточной отмывке биокеков от клеток бактерий. Наличие клеток микроорганизмов на последующих технологических операциях при защелачивании промывных растворов приводит к неизбежному лизису клеток с разрушением клеточной стенки, в результате чего образуются метаболиты бактерий органической природы (белки, липиды, углеводы и др.), которые и способствуют пенообразованию и снижению сорбционной ёмкости смол на стадии сорбционного цианирования.

Рассматривая вопросы, связанные с применением методов биотехнологии при переработке упорных золотосульфидных концентратов, необходимо учитывать различные аспекты.

Окисление сульфидных минералов, происходящее при участии бактерий, приводит к выщелачиванию (переводу в раствор) многих других элементов, растворимых в слабо сульфатном растворе. При этом увеличение концентраций катионов и анионов происходит вне зависимости от того, наблюдается ли прямое окисление сульфидных минералов бактериальными клетками, или процесс окисления в большей степени происходит за счёт химического окисления таким сильным окислителем, как трехвалентное железо, образующегося в среде за счёт жизнедеятельности тех или иных железоокисляющих бактерий. Кроме того, процесс окисления, т.е. разрушения минералов, приводит к тому, что не перешедшие в раствор элементы претерпевают ряд изменений. Они могут либо войти в состав вновь образованных соединений, не меняя своей валентности (кальций переходит в состав гипсов) или, как в случае серы, увеличивать свою реакционную способность за счёт частичного окисления.

Таким образом, показатель «сульфидная сера», определяемый как разность между содержанием общей серы и сульфатной, даёт только суммарное количество восстановленных соединений серы с валентностью от + 4 до - 2, а не их качественный состав.

Таблица 3

**Численность жизнеспособных бактерий, выделенных пульпы с разгрузки сгустителя ПТД 1, ПТД 2 и ПТД 3**

Показатели технологического процесса	ПТД 1	ПТД 2	ПТД 3
Общее количество клеток на 1 g/ml	$3,3 \times 10^6$	$7,5 \times 10^4$	$1,2 \times 10^4$
Титр железоокисляющих бактерий	$6,0 \times 10^3$	$1,3 \times 10^4$	$6,0 \times 10^4$
Титр сероокисляющих бактерий	$2,5 \times 10^5$	$6,0 \times 10^4$	$2,5 \times 10^3$
Титр тиосульфато-кисляющих бактерий	Не выявлено	$2,5 \times 10^1$	$6,0 \times 10^2$
Титр умеренных термофилов	$2,5 \times 10^3$	$6,0 \times 10^2$	$2,5 \times 10^1$
Величина pH пульпы	1,24	1,86	2,56
Концентрация Fe <sup>общ</sup> , g/l	14,734	4,031	1.251
Fe <sup>3+</sup>	14,734	4,031	1.251
Fe <sup>2+</sup>	следы	следы	следы

Наличие таких соединений серы в твердой фазе скорей всего мало сказывается на проведении самой стадии бактериального вскрытия сульфидов, но может существенно сказываться на последующих стадиях технологии.

Другим аспектом технологии бактериального выщелачивания является наличие в пульпе бактериальных клеток, активно прикрепленных к сульфидным минералам и осуществляющим прямое окисление сульфидов. Их количество колеблется в пределах  $10^4$  –  $10^7$  kl/g, они обнаруживаются на всех стадиях процесса биовыщелачивания и промывки. Следует отметить, что применяемая на биозаводе схема промывки биокека приводит к тому, что какая-то часть бактериального раствора удерживается твердой фазой, что также приводит к увеличению числа бактериальных клеток в промытых биокеках. Все выше приведенные обстоятельства сказываются негативным образом при дальнейших технологических операциях защелачивания кеков. Введение сначала извести, а затем щелочных растворов цианидов приводит к гибели и разрушению бактериальных клеток и переходом их содержимого в раствор. Начинают происходить химические реакции с реакционно способными соединениями серы (окисление, образование полиотионатов), в том числе, ведущие к образованию роданидов за счёт реакции с поступающим циан-ионом. Все эти процессы приводят к проблемам сорбции золота на ионообменные активированные угли, снижают их ёмкость и приводят к поверхностному загрязнению органическими соединениями, что в свою очередь, затрудняет проведение десорбции золота и может привести к снижению качества конечной продукции.

Одним из возможных путей интенсификации процессов окисления сульфидных минералов флотоконцентратов (более полного окисления сульфидной серы) является:

- увеличение времени стадии биоокисления введением дополнительного биореактора;

- проведение дополнительного подсева микроорганизмов, способных активно окислять восстановленные соединения серы;

- после промывки окисление остаточной восстановленной серы окислением кислородом воздуха за счёт активного перемешивания пульпы воздухом при рН раствора выше 8 с соответствующей коррекцией рН щелочными растворами;

- введение в пульпу, наряду с воздухом, химических окислителей, таких как перекись водорода или соединения марганца.

Разработка современных методов интенсификации процессов биоокисления концентратов позволит ликвидировать негативные факторы и увеличить сквозное извлечение золота на ГМЗ-3.

Проведены исследования по разработке биогидрометаллургических способов переработки и на других сульфидных концентратах республики. В частности,

Ангренский флотоконцентрат (месторождения Кочбулак и Каульды), золотомышьяковые концентраты месторождений Зармитан, Марджанбулак, Амантайтау и Биран. Показано, что все они пригодны к переработке методами биовыщелачивания [5-8].

Одним из резервов минерального сырья для дополнительного производства золота являются техногенные отходы горнорудных предприятий: хвосты Ангренской, Чадакской и Марджанбулакской золотоизвлекательных фабрик (ЗИФ), отвальные сульфидные руды месторождения Кальмакыр, Кокплатас, Даугызтау, Марджанбулак, а также хвосты флотации медно-обогатительных фабрик Алмалыкского ГМК. Извлечение золота из техногенных отходов металлургических предприятий с использованием микроорганизмов составляет 50-70%. В то же время следует отметить, что биотехнологические методы переработки позволяют извлекать и другие сопутствующие ценные элементы, что повышает экономические показатели данных разработок.

#### Список литературы:

1. M. E. Clark, J. Batty, C. van Buuren, D. Dew and M. Eamon *Biotechnology In Minerals Processing: Technological Breakthroughs Creating Value* // Proceedings of 16<sup>th</sup> International Biohydrometallurgy Symposium, Cape Town, South Africa, 25-29 September 2005, p. XVII-XXIV.
2. Соемен В.К., Гуськов В.Н., Белый А.В., Кузина З.П., Дроздов С.В., Савушкина С.И., Майоров А.М., Закревский М.П. *Переработка золотоносных руд с применением бактериального окисления в условиях Крайнего Севера Новосибирск, Наука, 2007, 144 с.*
3. Кучерский Н.И. *Основные направления развития производства на Навоийском горно-металлургическом комбинате* // М.: Горный журнал РФ, 2002, Спец. выпуск, с. 4-12.
4. Санакулов К.С., Эргашев У.А. *Современное состояние и направления развития технологии биоокисления для сульфидных руд на ГМЗ-3* // Горный вестник Узбекистана, № 48, 1, 2012, с. 48-53.
5. Сағдиева М.Г., Сағатова Т.А., Айролетова Ж.С. *Бактериальное выщелачивание арсенопиритных концентратов* // Сб. Биология и биотехнология микроорганизмов, Фан, 1992, с. 74-79.
6. Сағдиева М.Г., Зайнитдинова Л.И., Сағдиева З.Г., Тилпаев Р.С. *Электрохимическое взаимодействие минералов в процессах биовыщелачивания* // Ташкент, ДАН РУз, №12, 1994, 36-38.
7. Сағдиева М.Г., Голобородько В.И., Айролетова Ж.С., Зайнитдинова Л.И. *Бактериально-химическое вскрытие золота из Зармитанского золотомышьяковистого концентрата* // Ташкент, ДАН РУз, №1, 1995, с. 45-47.
8. Сағдиева М.Г., Борминский С.И. *Технология бактериального вскрытия золота из золотомышьяковистого концентрата* // Горный вестник Узбекистана, 2003, с. 51-54.

УДК 669.1; 94 (575.112)

Хасанов А.С. 2014 г.

## ИСТОРИЯ РАЗВИТИЯ ЦИНКОВОГО ПРОИЗВОДСТВА ОАО «АЛМАЛЫКСКИЙ ГМК»

Хасанов А.С., зав. кафедрой «Горное дело» НГПИ, докт. техн. наук

*Ushbu maqola OAJ "Olmaliq kon-metallurgiya kombinati" dagi rux ishlab chiqarish korxonasining qurilishi haqidagi hukumat qaroridan boshlab, to bugungi kungacha bo'lgan 65 yilni o'z ichiga qamrab olgan. Unda ruxli polimetall rudani Qo'rg'oshinkon va Oltin-topgan konidan qazib olish va qayta ishlash sistemasining yaratilish tarixi, O'zbekiston, Qozog'iston va Tojigiston kon-metallurgiya korxonalarining uzviy bog'liqligi va nihoyat O'zbekistonda Xondirza koni va boyitish fabrikasi tufayli Olmaliq rux zavodi sof rux metallining olinish tarixi va afzalligi ilmiy asoslangan tarzda keltirilgan.*

*Tayanch iboralar: rux, ruda, kek, klinker, metall, polimetall, tarix, qurilish, kon, foydali qazilmalar, loyiha, zavod, qayta ishlash, kuydirish.*

*65-year history of construction of Zinc Plant of Almalyk Mining & Metallurgical Combinat is mentioned in this article. History of development of complex zinc ore mining at Kurgoshinkon and Oltin-topgan deposits and processing are mentioned as well as description of joint cooperation between mining & metallurgical complexes of Uzbekistan, Kazakhstan and Tajikistan. Extraction of pure zinc from Hondiza deposit processed at the Almalyk Zinc Plant is scientifically and technically justified.*

*Key words: zinc, ore, cake, Waelz, slag, metal, polymetal, history, construction, deposit, minerals, project, plant, processing, roasting.*

Цинковое производство на ОАО Алмалыкский ГМК имеет давнюю историю. Первые проработки возможности его создания датируются 1938-1939 гг. Но осуществлению этих планов помешала война. К их реализации вернулись только в послевоенные годы.

Руководством было принято решение о строительстве Алтын-Топканского свинцово-цинкового комбината 16 июня 1948 г., что было отражено в принятом им постановлении.

Сырьевой базой этого комбината должны были стать месторождения Алтын-Топкан и Кургашинокан.

Управление нового комбината и строительно-монтажное управление первоначально было расположено в городе Ленинабаде (ныне Худжанд, Таджикистан). Комбинат должен был обеспечить свинцовым и цинковым концентратами предприятия Казахстана (Чимкентский свинцовый завод и др.).

Однако жизнь быстро внесла коррективы. Строительство комбината со стороны Ленинабада оказалось невозможно из-за отсутствия необходимых транспортных коммуникаций, к тому же имеющиеся дороги нельзя было использовать в зимнее и частично осенне-весенние периоды времени.

Строительство могло быть осуществлено только на территории Узбекистана, как и энергоснабжение производства.

В связи с этим уже через несколько месяцев приказом по Министерству цветной металлургии (МЦМ) площадка для строительства обогатительной фабрики была перенесена в окрестности города Алмалык.

В Алмалык перебазированы управления строящегося комбината и другие организации.

Первая очередь свинцовой обогатительной фабрики (СОФ) была сдана в эксплуатацию в апреле 1954 г., полное завершение строительства состоялось в мае 1956 г. Свинцовые и цинковые концентраты отправлялись на другие предприятия страны, относящиеся к МЦМ. Для обеспечения её рудой в 1954 г. был введён в эксплуатацию рудник Кургашинокан, а в 1959 г. рудник Алтын-Топкан, который считался основным источником сырья. Однако в это время были пущены в эксплуатацию новые мощности по переработке свинцово-цинковых и медно-цинковых руд в России и Казахстане. Это привело к избытку цинкового концентрата, для переработки которого существующих мощностей уже не хватало.

Встал вопрос о создании нового электролитного цеха для получения металлического цинка.

Институт Гипроцветмет разработал технико-экономический доклад о развитии цинковой промышленности страны в 1959-1965 гг., где было обосновано мнение о необходимости строительства цинкового завода в Узбекистане и определена его мощность на основе сырьевой базы Среднеазиатского, Уральского и Забайкальского регионов, а также свинцово-цинковых руд месторождений Алтын-Топкан и Кургашинокан.

В 1958 г. институту Гипроцветмет было выдано задание на разработку технического проекта цинкового завода в г. Алмалыке, первая очередь которого - сернокислотный комплекс – должен был обеспечить своей продукцией местную медную обогатительную фабрику. Сернокислотный комплекс – это первая очередь сернокислотного и обжигового цехов.

Проектом предусматривалось, что первые пять лет после сдачи в эксплуатацию (с 1960 по 1964 гг.) он будет работать на привозном концентрате. Проект сернокислотного производства был разработан



институтом Гипрохим. Строительство началось в 1959 г., закончилось в мае 1963 г. В марте 1965 г. был утверждён проект Гипроцветмета и начато строительство второй очереди цинкового завода – комплекса по производству цинка. Введение его в строй планировалось на 1970 г.

Проектом предусматривалось, что переработка цинкового концентрата будет осуществляться по новой технологии высокотемпературного выщелачивания. Такие технологии к тому времени были уже частично внедрены на Лениногорском СЦК (Казахстан).

При использовании такой технологии отпадает необходимость в доработке кеков, которые могут перерабатываться на медном заводе без каких-либо технологических проблем.

Основным поставщиком сырья являлся СОФ, комбинат Ачполиметалл.

Мощный вельцпередел должен был обеспечить переработку окисленного цинкового сырья из Казахстана: шлаков Чимкентского свинцового завода (ЧСЗ) и окисленной цинковой руды комбината Ачполиметалл.

При вельцевании такого сырья клинкер являлся бы отвальным и мог быть использован для производства цемента. Кооперационная схема, включавшая предприятия на территории Узбекистана, Казахстана и Таджикистана, была одной из лучших в рамках Евразии [1].

Основные сведения по ходу строительства объекта цинкового производства в Узбекистане и Таджикистане в рамках Алмалыкского ГМК, изложены в книге [2].

Для производства цинка строились и комплектовались оборудованием шесть основных цехов:

- действующие обжиговой и сернокислотный цеха реконструировали для обеспечения переработки привозных концентратов в печах кипящего слоя, где цинк переводится в растворимую форму в огарке и пылях, а сернистые газы передаются в сернокислотный цех, где цинк переводится в раствор, который очищается от вредных примесей и нейтральный электролит выдаётся на электролиз;

- электролизный цех, где получают готовую продукцию – цинк металлический в виде чушек;

- вельц-цех, обеспечивающий доизвлечение металлов из промпродуктов, а также переработку практически всех отходов цинкового производства;

- кадмиевый цех, оснащение и технология которого позволяет извлекать попутные металлы (кадмий, медь, индий) из промпродуктов выщелачивательного цеха, а также выводить из гидрометаллургического процесса вредные примеси, производя при этом цинковый купорос.

Параллельно со строительством велись монтажные и пусконаладочные работы, а также был построен и комплекс вспомогательных служб:

- энергоцех, обеспечивающий цинковое производство электроэнергией, сжатым воздухом, паром и водой;

- ремонтно-механический участок и управление завода.

14 сентября 1970 г. в 24 часа был выдан первый цинковый огарок, 25 сентября - первая партия очищенного готового электролита, а 30 сентября был получен первый чушковый цинк. Три недели спустя, 22 октября, был получен первый кадмий. 24 декабря 1970 г. начала работать вторая очередь электролизного цеха.

Завод перерабатывал сульфидные цинковые концентраты, а получающиеся в процессе переработки цинковые кеки, содержащие значительное количество цинка, свинца, кадмия и других металлов, складывались в отвале. Развернулось строительство третьей очереди завода – комплекса вельц-цеха, обеспечивающего получение и переработку возгонов цинка, свинца и кадмия. С окончанием строительства цеха и пуском 29 июня 1972 г. первой крупногабаритной вельц-печи было прекращено складирование цинковых песков и началась работа по вовлечению их в производство.

7 февраля 1973 г. производственники кадмиевого цеха получили первую партию цинкового купороса, а 30 октября был получен первый индий.

В 1975 г. были закончены работы по строительству и пуску завода в полном объёме согласно проектной технологии, а строительство по проекту реконструкции и расширения завода было завершено в январе 1982 г.

По проекту цинксодержащее сырьё должно было перерабатываться по ярозит технологии (высокотемпературного выщелачивания), что позволяет получать малоцинковые кеки, служащие сырьём только для извлечения меди и благородных металлов. Вельц-цех был предназначен не для переработки цинковых кеков, а для переработки свинцовых шлаков Чимкентского свинцового завода (Казахстан), с содержанием цинка от 8 до 20%, а также окисленной цинковой руды. Полученный клинкер в этом случае является отвальным и может быть использован для производства цемента (содержание Fe 15-25%). Предусматривалась и возможность переработки окисленно богатой цинковой руды (более 40% Zn) из Ирана.

Однако эти технологические схемы были вынужденно изменены.

Внедрить ярозитную технологию было невозможно по ряду объективных причин, основной из которых являлось повышение, по сравнению с проектным, содержания  $\text{SiO}_2$  в цинковых концентратах, что не позволяло осуществлять фильтрацию пульпы.

Это привело к переработке кеков на вельц-передел и снижению объёма перерабатываемого окисленного сырья.

Однако МЦМ Казахстана в это время приняло собственные меры по переработке окисленного цинкодержавшего сырья. В это время Казахстан ввёл в строй мощный вельц-цех на комбинате Ачполиметалл (6 вельц-печей) и шлаковозгоночные печи для переработки жидких шлаков на Чимкентском СЗ, поэтому поставка шлаков и руды в Алмалык была прекращена.

Вельц-комплекс комбината Ачполиметалл был построен хозяйственным способом. Он включал в себя 4 печи длиной 40 м и 2 печи длиной 20 м. Предприятие рассчитывало производить на нём обычную, а рафинированную вельц-окись цинка, что позволяло бы полностью использовать её для производственного дефицита в то время, цинкового белила. Это исключалось, поскольку сырьё этого производства было на АГМК. Поставка начала осуществляться только после жёсткого вмешательства МЦМ страны. Одновременно была введена в строй шлаковозгоночная установка на ЧСЗ для переработки жидких шлаков.

Согласно компромиссному решению МЦМ страны и МЦМ Казахстана на цинковый завод АГМК стала поступать гранулированная вельц-окись цинка. Для её переработки приняли новую технологию обжига их в печах фильтрующего слоя (ФС) с последующим измельчением.

Несколько лет для переработки на АГМК поступали гранулированные возгоны, но затем и их переработка была перенесена на УКСЦК (Казахстан). Освободившиеся мощности вельц-цеха стали использоваться для переработки кеков. К тому времени, особенно после пуска в Казахстане нового вельц-цеха с печами повышенной мощности на Лениногорском СЦК стало ясно, что свинцовый шлак из Казахстана на АГМК поступать не будет.

Длительное время, в связи с низкой стоимостью коксовой мелочи, такое положение вполне удовлетворяло цинковый завод. Однако рост цен на энергоносители привели к росту цен на коксовую мелочь (коквик), причём его относительное подорожание было гораздо выше, чем у других видов топлива.

Возникшая диспропорция цен между цинком и коксом привела к изменению структуры себестоимости цинка за счёт увеличения стоимости вельцевания. Перевод вельц-печей на уголь был вынужденной мерой и, хотя это позволило снизить затраты по переработке на единицу кеков, привело к снижению производительности вельц-передела, а следовательно, и всего цинкового завода.

В это же время выяснилось, что вельц-цеха Казахстана получили большие технико-экономические преимущества в связи с тем, что:

- отсутствие природного газа и работа на дешёвом местном мазуте, несмотря на значительные технологические неудобства, существенно увеличило возможности регулирования теплового режима вельц-печей;

- широкий ассортимент угля позволил частично заменить коксовую мелочь;

- получение коксовой мелочи в виде отсева металлургического кокса перед плавкой в шахтных и доменных печах, где он являлся технологическим отходом;

- использование грануляции кеков с углем;

- широкое использование отходов коксохимических производств с содержанием кокса 50-70%, стоимость которых невелика.

Металлургическая и коксохимическая отрасли как в Казахстане, так и в России являются горизонтально интегрированными, т.е. имеют одних владельцев, что создаёт хорошие экономические возможности.

Все эти материалы поступают на предприятия Казахстана по внутренним ценам с использованием только внутренних железнодорожных перевозок. В силу этого вельц-передел ОАО Алмалыкский ГМК может работать и на угле, и на коксе при приемлемой для поставщиков стоимости передела в условиях существующих цен на цинковый концентрат и цинк металлический.

Решение проблем по снижению себестоимости, на переделе переработки песков АЦЗ возможно, но порой совершенно неожиданными технологическими способами.

Основным является создание приемлемой технологии гидromеталлургического передела переработки кеков с максимальным использованием существующих аппаратур. Здесь возможны проверки применения самых разнообразных технологий, существующих в металлургии по переработке вторичного сырья: содового, комбинированного и других.

Здесь открывается широкий простор для творческой деятельности инженерно - технических работников АГМК и сотрудников научно-исследовательских институтов Узбекистана. В случае решения вопроса о полном внедрении гидromеталлургических технологий производства цинка, получаемый материал, содержащий золото и серебро, может перерабатываться на медеплавильном заводе в качестве холодной присадки.

Цинковый завод АГМК был построен как элемент кооперационной схемы, включающий в себя рудник Алтын-Топкан (Таджикистан); СОФ (АГМК, Узбекистан); комбинат Ачполиметалл, Чимкентский свинцовый завод (Казахстан). В самом Узбекистане кроме рудника Кургашикан (г. Алмалык), разрабатываемые месторождения цинковой или свинцовой руды в то время отсутствовали, производство необходимых для фабрики концентратов велось из сырья, добываемого подземным способом в Таджикистане.

В годы независимости республики месторождение Алтын-Топкан снова пущено в эксплуатацию специалистами из КНР, которые построили новую обогащательную фабрику и вывозят концентрат в Китай.

Поскольку месторождение Кургашикан уже выработано, а поставка руды с нового месторождения Уч-Кулач Джизакского вилоята пока не может быть организована из-за непригодности железных дорог общего назначения для перевозки грузов тяжелыми думпкарами СОФ (ныне МОФ-2) по видимому, постоянно будут работать на медной руде и шлаках, которые имеются в достаточном количестве.

В Таджикистане рассматривается вопрос о строительстве нового свинцового завода на базе месторождения Алтын-Топкан. Вопрос остаётся открытым из-за дефицита электроэнергии, которая должна поступать из Киргизии, с другой стороны, является необходимым производством, в этом случае, серной кислоты, что вызывает опасность у Китая и государств СНГ. Одновременно без свинцового сырья АГМК остался Чимкентский свинцовый завод. В это же время практически остановился комбинат Ачполиметал и его шахты оказались затопленными. Ситуация усугубилась также из-за того, что новые «хозяева» продали на металлолом железную дорогу, связывающую города Ачисай и Кентау.

Впоследствии было выяснено, что фактически её перепродали под видом металлолома.

Поэтому ОАО Алмалыкский ГМК на несколько лет был вынужден перейти к толлинговому режиму эксплуатации цинкового завода, несмотря на его незначительную эффективность с целью сохранения предприятия и трудового коллектива.

В этих условиях цинковый завод должен провести комплексное мероприятие по увеличению извлечения цинка и сопутствующих ценных компонентов.

Цинковое производство на сегодняшний день во многом зависит от сырья (цинкового концентрата), поступающего на условиях толлинга. Реально цинковый завод может влиять на контрактную стоимость переработки и извлечение: разница между этими величинами и фактическим извлечением и себестоимостью является прибылью предприятия. Однако чем ниже контрактное извлечение и выше стоимость переработки, тем меньше объём поступающего сырья, вплоть до его прекращения из-за невыгодности этих условий для поставщиков. Поэтому здесь решения носят компромиссный характер, с учетом взаимных интересов и мировой сложившейся практики.

Самым выгодным решением данной проблемы для цинкового завода станет работа на собственном сырье. Обеспечить его могут два месторождения, расположенные на территории Узбекистана:

- Началась поставка собственного сырья с горно-обогащительного комплекса в Хандизе, строительство которого завершено в 2010 г.

- Рудник Уч-Кулач, где планируется строительство обогащательной фабрики, концентрат которой и будет перерабатываться АЦЗ.

Первый металлический цинк получен в ОАО АГМК Алмалыкским цинковым заводом 01.12.2010 г. из концентратов Хандизы.

Месторождение Хандиза находится на территории Сариясийского тумана Сурхандарьинского вилоята, в горах Сурхантау (юго-западные отроги Гиссарского хребта).

Район месторождения характеризуется резко-расчленённым горным рельефом с абсолютными высотами 1400-2000 м. Ближайший населённый пункт - г. Денау, где проходит железнодорожная магистраль, находится от месторождения на расстоянии 90-100 км. Асфальтированная автодорога и линия электропередачи связывают его с крупными городами вилоята.

В 1968-1974 гг. была осуществлена его детальная разведка с подсчётом запасов. В 1970 г. был утверждён проект временных кондиций руд месторождения.

Первоначально перспективы месторождения связывались со свинцово-цинковым орудением в карбонатных породах. Хандизинское рудное поле включает одноименное полиметаллическое месторождение золота, серебра – полиметаллическое проявление участка Чинарсай и ряд рудопроявлений свинца и цинка – Новасай, Чернова, Гуруд, Янгалык и др.

В составе руд месторождения Хандиза известно более ста минералов. Главные рудные – пирит, сфалерит, галенит, халькопирит, блеклые руды (смешанная, тетраэдрит, реже теннантит, фрейбергит), редкие – марказит, пирротин, арсенопирит, магнетит, самородное золото, злекрум, кюстелит, комплекс минералов серебра – аргентит, акантит, полибазит, пираргирит, ялпаит, штромейеррит, аргентопирит. Руды имеют комплексный состав. Главнейшие их примеси – серебро, кадмий, медь, сера и золото. Большинство элементов находится в виде изоморфной примеси в сульфидах; золото и, частично, серебро – в виде собственных минералов.

Независимость Республики дала новый импульс в развитие ОАО Алмалыкского ГМК, коллектив которого в настоящее время располагает передовой технологией, оснащён современными технологическими агрегатами и лучшими специалистами, а также по многим показателям он не уступает лучшим зарубежным предприятиям.

#### Список литературы:

1. Снурников А.П. Комплексное использование минеральных ресурсов в цветной металлургии. – М.: Металлургия, 1986. – 384 с.
2. Сигедин В.Н. Алмалыкская жемчужина. 1995. Ташкент -Шарк - 334 с.

# ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ПРОХОДЧЕСКИХ КОМБАЙНОВ ДЛЯ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УЗБЕКИСТАНА

Махмудов А.М., и.о. доцента кафедры «ЭЭЭ» НГПИ, канд. техн. наук.

*Ishda Jeroy-Sardara fosforit konining tarkibida qattiqroq qo'shimchalari bo'lgan ustki va ichki qoplama tog' jinslarini oldindan maydalamasdan qazib olishda, lahim o'tuvchi va lahim o'tuvchi-qazuvchi kombaynlar ishlatilishi imkoniyatlarini baholash maqsadida respublikada va chet ellarda kon lahimlarini o'tish va qazish ishlarini kombaynlar bilan olib borishning texnika va texnologiyalari tahlili, rivojlangan chet mamlakatlarda qo'llanilayotgan kombaynlarning asosiy ish ko'rsatkichlari, konstruktiv sxema va texnik tavsiflari, hamda ularning rivojlanish istiqbollari, qattiq tog' jinslarini maydalash uchun gidrooqimli texnologiya, vibratsion texnika va boshqa fizik jarayonlarning eng ohirgi erishilgan yutuqlari, ishlatilgan lahim o'tish kombaynlari ish bajaruvchi uskunalari yaratish bo'yicha ilmiy tadqiqotlar tahlili, kombaynlar konstruksiyalarini takomillashtirish va unifikatsiya qilish, asosiy qismlari ishining ishonchligini va uzoq muddatligini oshirish, ishlab chiqarish jarayonlarini avtomatlashtirish va xizmat ko'rsatuvchi xodimlar uchun qulay ish sharoitlarini yaxshilash yo'llari keltirilgan.*

*Tayanch iboralar: Kon lahimini o'tish, qattamchalab qazish, ko'p shtrekli qazish, kamera-ustunli qazish, lahim o'tuvchi kombayn, lahim o'tuvchi-qazuvchi kombayn, vibroaktiv a'zo, ko'ndalang o'qli baraban, bo'ylama o'qli koronka, tekis-planetar a'zo, gidromexanik a'zo, gidrooqim, texnologiya, yuqori tezlikli suv, bosim gidromultiplikatori.*

*Methods and technology of mining operations using mining machines at the operating national and foreign mining companies are analyzed in this article as well as research studies on the design of operating devices for breaking of hard rocks using the latest advances in hydrojet and vibratory technology. Performance indicators, structural layout and technical characteristics, current state and development trends as well as ways of design improvement and unification, reliability and service life improvement of major components of combines, industrial process automation and improvement of working conditions of the service personnel are considered for the purposes of assessment of capabilities of their usage in rock excavation of upper and inner overburden with solid inclusions of phosphorites of Jeroy-Sardara deposit without preliminary shattering.*

*Key words: roadheading, layerwise development, multi-entry development, board-and-pillar mining, mining machine, mining-and-roadheading machine, operating device, vibration, lateral and axial drum, longitudinal and axial bit, flat orbital body, hydromechanical body, hydrojet technology, spray water, hydraulic intensifier.*

В настоящее время завершён первый этап структурных преобразований горной промышленности Республики Узбекистан, который продолжил тенденцию роста добычи полезных ископаемых и технико-экономических показателей горной отрасли. Правительством страны принят ряд стратегических планов, где на период до 2020 г. планируется увеличение добычи угля, редких, радиоактивных и цветных металлов, горно-химического сырья, строительных материалов и других полезных ископаемых.

Для выполнения этой стратегической задачи в указанный период потребуется обеспечить около двукратный прирост производственных мощностей предприятий отрасли как за счёт модернизации действующих, так и строительства новых предприятий по добыче и переработке полезных ископаемых. Рост мощностей в период до 2020 г. будет происходить за счёт технического перевооружения и коренного измене-

ния технического уровня горного производства (рис. 1-4, табл. 1-3).

Концентрация горного производства на перспективных карьерах и шахтах горно-химического сырья и угольной отрасли за счёт технического перевооружения добычных и очистных комплексов требует значительных изменений в ведении горноподготовительных работ и подготовки горных пород к выемке и, в первую очередь, это касается прогрессивного комбайнового способа. Нами был произведён анализ техники и технологии эксплуатации действующих горных предприятий республики, основных показателей работы проходческих комбайнов и проходческо-добычных комбайнов, а также состояние и перспективы развития их в развитых горнодобывающих зарубежных странах.

Целью исследований являлась оценка применения проходческих комбайнов и проходческо-добычных

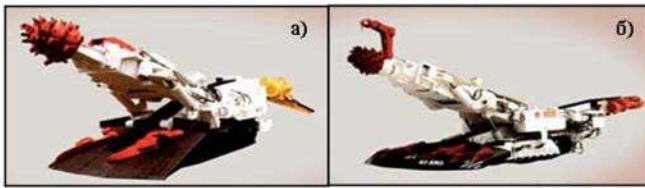


Рис. 1. Комбайн проходческий: а) - 1ГПКС; б) - КП25;

комбайнов для разработки пород верхней и внутренней вскрыши с твёрдыми включениями Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов без применения подготовки горных пород к выемке буровзрывным способом.

В настоящее время на горных предприятиях по добыче угля, горно-химического сырья успешно эксплуатируются горно-проходческие комбайны типа 1ГПКС (шахты АО «Узбеккумир», «Ходжааканский» солерудник) и проходческо-очистные комбайны типа «Урал-10А», «Урал-20А» («Дехканабадский комбинат калийных минеральных удобрений»). Основным направлением для условий разработки пластовых месторождений Узбекистана является внедрение технологических схем применения проходческих комплексов и агрегатов, а также модернизация стреловых проходческих комбайнов избирательного действия типа 1ГПКС и проходческо-добычных комбайнов типа «Урал» непрерывного действия с планетарными исполнительными органами.

В настоящее время машиностроительными заводами стран СНГ, в том числе, России, вместо ранее выпускавшихся заводами для нужд угольной промышленности, других горно-добывающих отраслей и подземного строительства шести моделей проходческих комбайнов весом от 12 до 80 т изготавливается единственный массовый комбайн 1ГПКС (масса 24 т) (рис. 1 а, б) и ставится на промышленное производство базовая модель комбайна среднего класса КП-25А (масса 52 т). На машиностроительных заводах Украины по выпуску комбайнов среднего класса (масса 40 т) и тяжелых проходческих комбайнов типа 4ПП-2М и 4ПП-5 (масса 45 – 80 т), было организовано производство новых проходческих комбайнов П-110, П-220, КСП-32.

Перед ведущими учёными, специалистами научно-исследовательских и проектно-конструкторских институтов и машиностроительных предприятий, занимающихся вопросами комбайновой проходки выработок и разработки горных пород стоит решение следующих актуальных задач:

- Создание проходческих комплексов на базе ранее разработанных комбайнов, прежде всего циклического (избирательного) действия, обеспечивающих повышение темпов проходки в 3 – 4 раза при доведении коэффициента надёжности конструкции до 0,9 и соблюдении требований безопасности горных работ.

- Ведение научных исследований по созданию исполнительных органов проходческих комбайнов для разрушения крепких пород, для чего использовать

последние достижения в области гидроструйной технологии, вибрационной техники и других физических процессов.

- Обоснование рациональных параметров унифицированных поперечно-осевых барабанов и продольно-осевых коронок, создание универсальных исполнительных органов стреловидного типа для проведения выработок по угляю и смешанному забою применительно к комбайнам, а также разработка и испытание в шахтных условиях оригинальных конструкций режущей коронки с встроенным вибрационным устройством.

Большой объём научных и изыскательских работ для успешной реализации поставленных задач по созданию новой горнопроходческой техники и исполнительных органов проходческих комбайнов для разрушения крепких пород ведутся в ННЦ «ГП-ИГД им. А.А. Скочинского» и учебно-научно-производственном комплексе «Тульский государственный университет (ТулГУ) – ЦНИИподземмаш – Скураатовский экспериментальный завод», задачей которого была концентрация усилий ведущих специалистов, научно-исследовательских и проектно-конструкторских институтов на решение актуальных задач.

Наибольший интерес представляют созданные на базе комбайнов КП-20Б, КП-25 «ЦНИИподземмаш» новые высокоэффективные проходческие машины блочно-модульного построения (КП-30; КП-70), оснащённые сменными исполнительными органами в виде продольно-осевых коронок и поперечно-осевых барабанов, средствами секторного и контактного взрывозащитного орошения, навесным оборудованием для механизации работ по бурению шпуров под анкерную крепь и её установке.

Для расширения области применения этих комбайнов планируется создать комплекты проходческого оборудования, включающие перегружатель, комплекс проветривания и обеспыливания, самоходный вагон, бурильное оборудование различных модификаций для установки анкерной крепи. Такой комплект оборудования должен быть основой серийного изготовления проходческого комплекса с комбинированными (гусеничным и распорно-шагающим) механизмом перемещения типа КНК-6, совмещающего основные операции проведения выработок (отбойка, погрузка, крепление) и проходческих агрегатов, обеспечивающих малооперационную, высокопроизводительную поточную технологию разработки полезного ископаемого и проведения выработок при наиболее полном совмещении как основных, так и вспомогательных операций.

Опытно-промышленными шахтными испытаниями экспериментальных образцов сменного виброактивного органа на серийном комбайне 1ГПКС установлено, что сочетание механического резания с наложением вибрации определённой частоты и амплитуды позволит применять стреловидные комбайны с

таким комбинированным органом для разрушения пород прочностью на сжатие до 100 МПа.

В процессе эксплуатации и выбора оборудования необходимо учитывать результаты работы по виброактивному исполнительному органу и специалистов Сианьского горного института (Китай), которые совместно с ТулГУ разработали и на Нанкинском машиностроительном заводе изготовили коронку виброактивного действия для стреловидных комбайнов ELMB-75C и EBJ-132B (табл. 1). Во время испытаний комбайна ELMB-75C на одной из шахт Китая за три месяца было пройдено 1500 м выработки в сложных горно-геологических условиях. На основании этих испытаний спроектирован комбайн EBJ-132B, промышленное производство которого осваивается в настоящее время [1]. Проводимые в последнее время в России и за рубежом научные исследования, направленные на изыскание новых способов и средств разрушения горных пород показывают, что повышение производительности проходческих комбайнов без увеличения их габаритов и массы и расширение области их применения на более крепкие породы может быть достигнуто на основе гидромеханического способа разрушения, заключающегося в комбинированном воздействии на породный массив высокоскоростных струй воды и механического инструмента.

В настоящее время ведутся разработки гидромеханических исполнительных органов в двух направлениях:

- со встроенным в режущую коронку преобразователем давления мультипликаторного типа и автономным источником воды высокого давления (преобразователем давления с приводным насосным блоком или насосом высокого давления), размещённым на раме комбайна или в выработке;

- гидромеханические исполнительные органы с автономным источником воды высокого давления.

При этом в обоих вариантах исполнительные органы имеют зонную подачу высоконапорной воды к режущему инструменту в зависимости от того, какая часть его контактирует с забоем. Если в исполнительном органе со встроенным в режущую коронку преобразователем давления зонная подача воды осуществляется на участке гидросистемы с низким давлением рабочей жидкости (до 25 МПа), то на исполнительном органе с автономным источником воды высокого давления используется специальное устройство управления зонным распределением воды высокого давления, состоящее из гидрорегулируемых клапанов.

Гидромеханический исполнительный орган представляет собой одноступенчатый

редуктор, фланец которого предусматривает возможность установки исполнительного органа через специальную проставку на стрелу комбайна. На выходном валу редуктора закрепляется промежуточный корпус с установленными в его расточках гидромultiпликаторами. Гидромultiпликаторы посредством каналов в выходном валу соединяются через цапфовый распределитель с гидроёмником, соответственно, с приводной насосной станцией и водяной магистралью. На промежуточном корпусе закрепляется коронка с гидромеханическими резцами, которые посредством коллекторов высокого давления соединяются с рабочими полостями высокого давления гидромultiпликаторов.

Принцип работы такого исполнительного органа состоит в следующем:

- при вращении вала с гидромultiпликаторами их рабочие полости низкого давления посредством цапфового распределителя на одной половине оборота соединяются с напорной, а на другой – со сливной магистральями приводной насосной станции;

- при соединении с напорной магистралью каждый гидромultiпликатор совершает рабочий ход, а при соединении со сливной – происходит взвод гидромultiпликатора под воздействием рабочей жидкости от гидросистемы взвода [1].

Таблица 1

Технические характеристики современных стреловидных проходческих комбайнов избирательного действия

Параметр	1ГПКС	КП-20Б	КП-25	ELMB-75C	EBJ-132B
Верхний предел прочности разрушаемых пород при сжатии, МПа	70	60	85	70	85
Угол наклона проводимых выработок, град.	+20; -25	12	12	12	16
Мощность электродвигателя привода режущего органа, kW	75/55	90	140/75	75	132
Частота вращения органа, мин	53	58	55; 27,5	33,3	34
Ширина питателя, m	2,7; 3,1	3,5	3,2; 3,5; 4,5	2; 2,5	3,2
Скорость цепи конвейера, m/s	0,9	0,8	0,9; 1	0,84	0,79
Мощность привода маслососа, kW	11	90	55	50	110
Скорость передвижения, m/min	6,5	1,6; 8,4	1,4; 4,5	2,6; 5,2	2,6; 7,8
Суммарная мощность электродвигателей, kW	110	180	196,5; 215	130	242
Габаритные размеры (длина, ширина, высота), m	10,5 x 1,6 x 1,6	12 x 1,8 x 1,3	12,9 x 2,4 x 1,7	8,2 x 2,5 x 1,6	9,4 x 3,2 x 1,5
Масса, t	21	27	40; 42; 47	23,4	42
Удельное давление на грунт, МПа	0,9	0,11	0,11	0,14	0,14
Напряжение силовых цепей, В	660	660	660	660/1140	660/1140

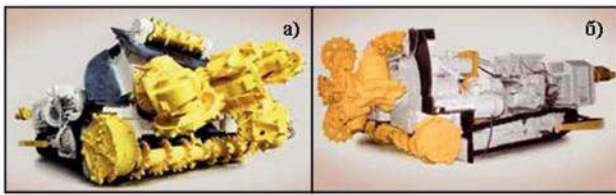


Рис. 2. Проходческо-очистной комбайн : а - «Урал-10А»; б - «Урал-20А»

В гидромеханических исполнительных органах с автономным источником воды высокого давления устройство управления зонным распределением воды можно располагать как в стреле исполнительного органа или внутри режущей коронки, так и на раме комбайна. Подача высоконапорной воды от источника к коронке осуществляется с помощью гидросъемника и многоканального трубопровода, проходящего внутри пустотелого вала привода вращения коронки.

Эффективность гидромеханического разрушения во многом зависит от давления и расхода высокоскоростной струи воды. Эти параметры, в свою очередь, определяются гидравлической мощностью преобразователя давления.

На сегодняшний день совместно с фирмой «НИТЕП» и НИЦ «ГП-ИГД им. А.А. Скочинского» разработаны, изготовлены и испытаны экспериментальные и опытные образцы таких исполнительных органов. Режущие коронки, оснащенные высокоскоростными струями воды, с использованием преобразователей давления с мощностью привода насосного блока 35–220 kW для комбайнов 1ГПКС (рис. 1 а, б) и КП-25 обеспечивают повышение производительности по отбойке в зависимости от схемы расположения струи воды относительно резца в 2,4 – 3,8 и 1,8 – 3,4 раза, соответственно, по сравнению с механическим способом. Уже при использовании только струй воды давлением 150 – 200 МПа области применения комбайнов 1ГПКС и КП-25 расширяются на породные и смешанные забои с пределом прочности на сжатие 80 – 90 МПа (в этом случае комбайн 1ГПКС может заменить более тяжелый и дорогостоящий комбайн КП-25) и 100 – 110 МПа, соответственно, с производительностью не меньшей, чем при механическом разрушении [1].



Рис. 3. Проходческо-очистной комбайн «Урал 20 Р» в забое

Одним из основных направлений разработки проходческих комплексов и агрегатов для горной промышленности является модернизация проходческо-добычных комбайнов типа «Урал» непрерывного действия с планетарными исполнительными органами [2].

Комплексы «Урал-10А» и «Урал-20А» (рис. 2 а, б), каждый из которых состоит из комбайна, буровой установки для анкерной крепи, бункера-перегрузателя и самоходных вагонов в настоящее время широко применяются для проведения выработок арочной формы сечением 7,8 – 20,2 м<sup>2</sup> и по камерно-столбовой технологии на добычных работах калийных рудниках Дехканабада. С момента начала промышленного освоения эти комплексы постоянно совершенствуются за счет дальнейшей унификации, повышения надежности и долговечности работы основных узлов, автоматизации производственных процессов и улучшения условий труда обслуживающего персонала. Для этого комбайны снабжены противовибрационными, закрытыми от пыли, кабинами машинистов, авторегулятором нагрузки электропривода типа «ПРИЗ», аппаратурой дистанционного управления при заездах в камеру типа «АДУ», лазерной установкой с пассивным экраном для контроля за положением комбайна в забое, устройством защиты электродвигателей от перегрузки, аппаратурой, обеспечивающей полуавтоматический режим работы всего соледобывающего комплекса (комбайн, бункер-перегрузатель, самоходный вагон) [2].

Принятые в комплексах конструктивные решения на основе унификации различных типоразмеров машин, составляющих в настоящее время около 50%, являются важным преимуществом и полностью соответствуют современным требованиям конкурентоспособности машиностроительной продукции.

Актуальность целесообразности использования комплексов типа «Урал» в послыйной разработке внешней и внутренней вскрыш Джерой Сардаринского месторождения фосфоритов еще и в том, что в настоящее время в Кузбассе используются проходческо-выемочные агрегаты фирмы «Джой», обладающие высокой стоимостью оборудования (до 10 млн. долларов, включая технологическое сопровождение специалистами). Расчёты и сопоставление технических характеристик лучших зарубежных образцов с комплексами «Урал» показывают, что по основным параметрам они не уступают известным машинам типа «Джой», «АВМ», «Эймко» (табл. 2). При работе по камерно-столбовым и многоштрековым схемам в наиболее сложных условиях разработки пласта мощностью 3 м и сечением 15 м<sup>2</sup> конечные результаты использования комплексов «Урал» составляют: скорость проходки около 40 м/д (около 1100 м/месяц), производительность по добыче 1230 т/д. (до 36,8 тыс. т/месяц или не менее 440 тыс. т в год).

Возможная суточная нагрузка на забой соизмерима с соответствующими показателями, достигаемыми на перспективных угольных шахтах на один очист-

Таблица 2

Технические характеристики проходческо-очистных комбайнов

Параметр	Урал-20А	Урал-10А	Урал-61	Эймко 24 60/2480	АМВ-20	Джой12 СМ18-10В
Высота выработок, м	3,1; 3,4; 3,7	2,2; 2,4; 2,6	3	0,97-3,6	2,2-3,6	1,47-3,68
Ширина (у почвы) выработки, м	5,1	4,05	3,1	3,11	4,9	3,3
Мощность двигателей режущих органов, kW	422	398	160	187	270	22
Общая установленная мощность, kW	506	502	360	254	542	373
Масса, t	80	63	55	-	75	54
Длина, м	11,5	12,3	11	10,26	10,79	10,82
Удельное сопротивление на грунт, МПа	0,26	0,179	0,16	0,233	0,2	0,174

ной забой, а достигаемая скорость проходки подготовительных выработок, естественно, значительно превышает производительность стреловидных проходческих комбайнов.

В настоящее время АО «Копейский машиностроительный завод» освоил промышленный выпуск комбайна нового поколения «Урал-20Р», существенным отличием которого является замена (с целью унификации и улучшения сортности продуктов разрушения) плоско-планетарного забурника на аналогичный основному сферически-планетарный режущий орган.

Комбайн проходческо-очистной «Урал-20Р» предназначен для применения на очистных работах в камерах и проходки выработок овально-арочной формы по пластам калийных руд мощностью 3,0-3,7 м при углах падения до  $\pm 12^\circ$  с сопротивляемостью пород резанию до  $A_p = 450$  Н/мм. Комбайн предназначен для эксплуатации в макроклиматических районах с умеренным климатом и выпускается в соответствии с ГОСТ 15150 в исполнении У категории 5 для диапазонов температур окружающей среды от плюс 5 до плюс 35°C (рис. 3). Комбайн выпускается в четырех исполнениях для выработок сечением 15,5; 20,2 м<sup>2</sup>, высотой 3,1; 3,7 м (табл. 3) [1].

Анализ эксплуатации импортных комбайнов показывает, что темпы их работы не превышают темпы проходки комбайнами стран СНГ, стоимость производства которых значительно ниже стоимости комбайнов зарубежных. Технические характеристики современных проходческо-очистных комбайнов «УРАЛ-20Р-00», «УРАЛ-20Р-01», «УРАЛ-20Р-02», «УРАЛ-20Р-03».

**Выводы:**

- Обоснованный выбор и модернизация конструктивных схем проходческих комбайнов и комплексов на уровне мировых стандартов для проведения выработок и столбовых систем разработок в различных горно-

геологических условиях пластовых месторождений Узбекистана является одной из главных проблем обеспечения рентабельности карьерного и горношахтного производства и безопасности трудящихся в условиях рыночной экономики.

- Создание унифицированных проходческих комплексов на основе разработанных комбинированных стреловидных исполнительных органов с учётом требований производства и дальнейшее совершенствование планетарных исполнительных органов, обеспечивающих повышение сортности добычи полезного ископаемого за счёт применения нового способа разрушения массива. Оборудование и инструменты для гидромеханической и гидроабразивной технологии разрушения крепких горных пород позволяют расширить возможности применения и улучшения экономической эффективности их.

- Расширение области применения без увеличения их габаритов и массы проходческих комбайнов избирательного действия на более крепкие породы и повышение производительности достигается использованием комбинированных виброактивных и гидромеханических исполнительных органов, а также оснащением этих машин вспомогательными современными

Таблица 3

Наименование основных параметров и размеров	Норма	
	41.00.00.000 41.00.00.000-02	41.00.00.000-01 1.00.00.000-03
Техническая производительность при сопротивляемости пород резанию $A_p=450$ Н/мм, t/min, не менее	7,0	
Максимальная скорость движения комбайна, m/min	3,0	
Суммарная номинальная мощность двигателей комбайна, kW, не более	710	
Суммарная номинальная мощность двигателей основного исполнительного органа, kW, не более	395	
Тип исполнительного органа	планетарно-дисковый	
Высота выработки, м	3,1	3,7
Тип резцов	РС-14	ПС
Габаритные размеры, мм, не более:		
- длина;	12000;	12000;
- ширина по боковым фрезам;	5100;	5100;
- высота по рабочему органу	3100	3700
Масса комплекта поставки, t, не более	102	104
Масса комбайна, t, не более	100	102

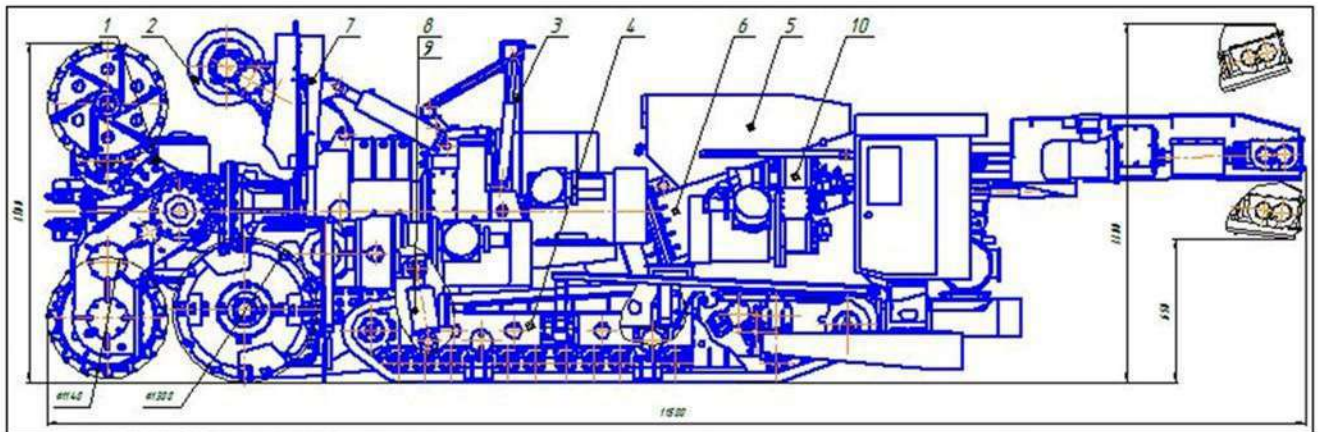


Рис. 4. Кинематическая схема проходческо-очистного комбайна «Урал 20 Р»: 1 - орган исполнительный 41.21.00.000; 2 - устройство отбойное 41.16.00.000; 3 - грузчик 41.12.00.000; 4 - установка бурильная 41.30.00.000-01; 5 - ход гусеничный 41.13.00.000; 6 - гидросистема 41.15.40.000; 7 - щит 41.44.00.000; 8 - насосная станция 41.17.00.000-02; 9 - гидроцилиндр 41.00.000.40; 10 - гидроцилиндр 41.00.000.40-01

ми средствами автоматизации, транспорта и крепи (рис. 4).

При камерно-столбовой системе добычи полезных ископаемых следует сосредоточить работы по совершенствованию проходческо-очистных комплексов на

основе комбайнов типа «Урал-20Р» непрерывного действия с планетарными исполнительными органами, с самоходными вагонами и вспомогательных средств, а также работы по разработке технологических параметров производства горных работ.

Список литературы:

1. Состояние и перспективы развития проходческих комбайнов для горных выработок - Бреннер В. А., Жабин А. Б., Шмакин И. Г. - Горная техника 2006.
2. Солод В. И. и др. Горные машины и автоматизированные комплексы М; Недра, 1981. 485 с.

УДК 622.235

Тошов Ж.Б. 2014 г.

## ПУТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ПОРОДОРАЗРУШАЮЩИХ ИНСТРУМЕНТОВ НА ОСНОВЕ ДИНАМИКИ ВООРУЖЕНИЯ И ГЕРМЕТИЗАЦИИ ОПОР ДОЛОТ

Тошов Ж.Б., доцент кафедры ЭЭЭ (Горная электромеханика) НГГИ, канд. техн. наук

*Dolotlarning tayanchini germetizatsiyalash va jihozlash dinamikalarini asosida kesish-ishqalanish tipidagi yangi avlod burg'ulash dolotasini yaratish uchun yangi texnik ishlanmalarni ishlab chiqish bilan portlatiluvchi quduqlarni burg'ulash jarayonining samaradorligini oshirish masalalari ko'rilgan. Juft aylanish rejimidagi dolotlarni yaratilishi kelajakda quduqlarni burg'ulashda kon jinslarini bo'laklash jarayonini optimallashtirish masalasini echish imkoniyatini yaratadi.*

*Tayanch iboralar: kon jinsi, burg'ulash, burg'ulash dolotasi, energiya sarfi, quduq, uzatish nisbati, tayanch germetizatsiyasi, juft aylanish.*

*Issues of improving the blast hole drilling efficiency in dynamics by developing new technical solutions for creation of new drilling bit types are discussed in this article. Development of drilling bits in double rotation mode allows solving issues in the future for optimization of rock destruction process by drilling.*

*Keywords: rock, drilling, drill bit, energy costs, borehole, gear ratio, sealed mainstay, a pair of rotation.*

В области породоразрушающего бурового инструмента (бурового долота) на протяжении столетия практически всегда конкурировали три основных направления: буровые долота режуще-истирающего, трёхшарошечного и одношарошечного типа [1].

При бурении же взрывных скважин неизменным всегда остаётся механическая скорость бурения. В последнее время при совершенствовании буровых долот типа РДС большую роль стал играть критерий стоимости буровых долот. Это связано, в первую очередь, с использованием вольфрамо-кобальтовых и алмазосодержащих элементов в системе вооружения рабочих поверхностей буровых долот типа РДС, а также с процессом формирования многогранных поперечных сечений скважин и процессом сальникообразования при бурении в пластах с содержанием глинистых примесей.

Буровики, как теоретики, так и практики об этом прекрасно знали и ничего поделаться не могли по причине того, что под эти и многие другие процессы и эффекты не была подведена теоретическая база. Все смирились с этим и большое внимание уделяли методам борьбы не с природой этих явлений, а с последствиями этих процессов.

Долота режуще-истирающего типа занимали монопольное положение и, следовательно, были вне конкуренции. Следовательно, в более тяжелых условиях разрушения горных пород на забое скважин появились одно-, двух- и трёхшарошечные долота, которые составили вполне серьезную конкуренцию долотам режуще-истирающего типа. Тем не менее, этот тип долот периодически составляет определённую конкуренцию долотам шарошечного типа.

По вопросам динамики вооружения рабочих поверхностей породоразрушающих инструментов нами рассматривались совершенно объективные кинетические критерии оценки работоспособности буровых долот шарошечного типа любых модификаций, вычисляемых на базе уникальных аналитических математических моделей. Не раскрывая аналитической структуры этих критериев и алгоритмы их вычисления, остановимся лишь на их физической сущности [2, 3]:

- критерий в форме относительной удельной контактной работы разрушения –  $A_j^n$ ; по этому критерию, а точнее по его максимальному значению  $A_{j(max)}$  можно судить об относительной износостойкости вооружения тех или иных венцов смежных шарошек однотипных шарошечных долот;

- критерий в форме относительной удельной объёмной работы разрушения –  $A_k^n$ ; по этому критерию можно оценивать относительную интенсивность разрушения горной породы (механическую скорость бурения) на  $k$ -ых венцах шарошек.

В данном случае определяющими являются их минимальные значения  $A_{k(min)}$

- кинетический критерий в форме

$$i \cdot z_j \neq n, 0, \quad (1)$$

где  $i$  - передаточное отношение шарошки;  
 $z_j$  - количество зубьев на  $j$ -ом венце, шт.;  
 $n$  - целое число.

Очевидно, при « $n$ » равном целому числу, мы будем иметь перекатывание зубчатых венцов «след в след». Этот критерий имеет чрезвычайно важное значение при оценке работоспособности одношарошечных буровых долот. Он представляется в следующей форме:

$$n, 5 \neq i \cdot z_j \neq n, 0, \quad (2)$$

при  $0,3 \leq i \leq 0,8$

Заметим, что, не умея вычислять передаточное отношение -  $i$  и не придавая значения физической сущности этого критерия, проектирование одношарошечных долот со ступенчатой формой шарошки и с большим межосевым углом зашло в тупик. Но это стало очевидным только после разработки методологии построения реальных сеток перекрытия на реальных сферических поверхностях забоев скважин, что дало нам право более детально судить о динамике вооружения по критерию - сетка перекрытия.

Критерий сетки перекрытий важен для всей поверхности забоя скважины при оценке работоспособности одношарошечных долот и только для периферийной тороидальной поверхности относительно оценки эффективности динамики вооружения трёхшарошечных долот.

Теперь о динамике промывочной жидкости в конструктивных схемах породоразрушающих инструментов, если бы мы не имели на вооружении методику сравнительного анализа, основанной на тандеме в форме принципа наименьшего действия и закономерности затрат энергии динамических систем.

Центральным вопросом в этом сравнительном анализе рассматриваемых конструктивных схем является процесс сальникообразования. Именно с этим процессом сегодня объективно связаны такие негативные последствия, как чрезмерные энергозатраты при бурении, сравнительно низкие механические скорости бурения, прихваты буровых инструментов на забое скважин и т.д.

В аспекте указанного тандема процесс сальникообразования напрямую связан с высокими давлениями среды сопротивления движению шламовых частиц, которой является промывочная жидкость с высокими скоростями закрученных потоков, содержащих более тяжелые частицы, которыми являются частицы шлама.

Еще одним из основных динамик является герметизация опор породоразрушающих инструментов. Выполнение уплотнения опоры шарошечного долота в предлагаемой форме решает вопрос повышения её износостойкости, а следовательно, и повышения эффективности бурового долота за счёт большего времени его работы с заданной динамикой горной породы при бурении скважин. Недостатком этого технического решения является ничем не гарантированная подача смазочного материала из кольцевой выемки

под смазочный материал, поскольку относительные радиальные смещения контактирующих металлических колец весьма ограничены конструктивно и эффективны при жёстком поджатия друг к другу.

Основной задачей является создание опоры шарошечного долота с надёжной подпиткой смазочным материалом из кольцевой выемки контактирующих металлических колец в процессе кругового движения их относительно друг друга [4, 5].

Но ведь буровые долота самых разных конструкций и модификаций являются по определению динамическими системами. А если так, то задавая буровому долоту вторую ось вращения, оно мгновенно выйдет в режим пары вращений. Вследствие этого каждый элемент торцевой поверхности такого долота будет описывать окружность, радиусом равным межосевому эксцентриситету. Подчеркнём ещё раз, что и центральные и периферийные рабочие выступы будут иметь равные скорости и пути контакта при разрушении горной породы. А вследствие этого, износ всего вооружения спроектированных таким образом буровых долот можно использовать максимально. Необходимо при этом использовать сравнитель-

ный анализ кинетических критериев оценки работоспособности вооружения таких долот с вооружением долот шарошечного типа и типа РДС. И всегда при этом есть возможность спроектировать буровое долото с двумя параллельными осями с лучшими кинетическими критериями оценки их эффективности.

Нами была сделана попытка разработки технических решений в создании бурового долота режущестирающего типа, с целью обеспечения эффективной работы долота в режиме пары вращения с заданным эксцентриситетом, выполненной с двумя параллельными осями вращения и рабочей поверхностью в форме матриц, полностью перекрывающих поверхность забоя скважины в режиме пары вращения. Разработка заявлена на изобретение.

Новая конструкция бурового долота с двумя параллельными осями изготавливается с подвижной в корпусе долота осью и возможен её опережающий, по сравнению с вооружением, износ. Но эта задача уже сейчас разрешима, поскольку диаметр этих осей варьируется в достаточно больших пределах и легко герметизируется в силу того, что она будет испытывать в основном осевое усилие.

Список литературы:

1. Стеклянов Б.Л. О закономерности затрат энергии динамических систем в среде сопротивления. // Материалы VI Международной научно-технической конференции на тему: Современные технологии и инновации горно-металлургической отрасли. – Навоий, 2013. – 64+65с.
2. Рахимов Р.М. Разработка метода оценки работоспособности одношарошечных долот. – Дис. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук. – Ташкент, 2002.
3. Стеклянов Б.Л. От Как? ... к Почему? ... / Аспекты динамики буровых долот и других физических моделей / ГФНТИ, Ташкент, 2001, – 68 с.
4. Steklyanov B.L., Steinert V.A., Toshov J.B. Questions deterministic modeling of dynamics of drill bits on the bottom hole // - "European Applied Sciences" ORT Publishing. - Stuttgart, Germany, 2013. - №4. 154-158 p.
5. Тошов Ж.Б. Основы совершенствования конструктивных параметров шарошечных долот. // - Горный вестник Узбекистана. – Навоий, 2012. – № 3. –68-71с.

УДК 622.242(043.3)

Абдуазизов Н.А., Нормуминов Н.Н., Кулдашев Р.Т. 2014 г.

## АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ ТЕМПЕРАТУРЫ И ВЯЗКОСТИ РАБОЧЕЙ ЖИДКОСТИ НА НАДЁЖНОСТЬ РАБОТЫ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Абдуазизов Н.А., проректор по учебной работе НГПИ, канд. техн. наук; Нормуминов Н.Н., магистрант НГПИ; Кулдашев Р.Т., магистрант НГПИ

*Ishdakar' erekskavatsionuskunalarining to'xtovlaritahlilikeltirilgan, gidravlikekskavatorningunumdorligi-gagidrohajmiytransmissiya issiqlik rejimining ta'siri aniqlangan, hamdakar' eruskunalarining ishonchligi gatemperatura ko'tarilish ta'siri aniqlangan.*

*Tayanchiboralar: gidravlikekskavatsiya uskunalari to'xtatishlari tahlili, funktsional elementlar bo'yicha dekompozitsiya usuli, ekskavator agregat va qismlarining buzulishi, zamonaviy gidrofitsirlangan kon mashinalari, issiqlik rejimi, ekskavatorning ishsikligi, suyuqlikning ishtempuraturasi, gidrosistemanisovutish, mehnat unumdorligi*

*Analysis of non-productive time of mining and excavation equipment is provided in this article. The effect of thermal conditions of hydrostatic transmissions on the hydraulic excavator productivity is determined as well as effect of temperature increase on performance reliability of mining equipment.*

*Key words: analysis of non-productive time of mining and excavation equipment, decomposition method for functional units, emergency failure of excavator parts, modern hydroficated mining machines, thermal conditions, excavator operating cycle, hydraulic fluid temperature, hydraulic system cooling, productivity.*

Выполненный анализ структуры простоев гидравлического экскавационного оборудования «методом декомпозиции по функциональным элементам», разработанным автором [1], показал, что доля аварийных отказов узлов и агрегатов гидравлического экскавационного оборудования составляет 63% (рис. 1). Из них более половины отказов приходится на гидрооборудование.

Технический уровень современных гидрофицированных горных машин в значительной мере определяется техническим уровнем их гидрообъемных трансмиссий, а их надёжность – надёжностью достаточно сложных гидравлических систем, имеющих значительное число взаимодействующих элементов.

Опыт эксплуатации карьерного оборудования с гидрообъемными трансмиссиями показывает, что одним из важнейших факторов, влияющих на технико-экономические показатели работы гидрофицированных машин, является вязкость рабочей жидкости (РЖ), изменяющаяся при изменении температуры гидросистемы.

Наличие ограниченного допустимого вязкостно-температурного диапазона эксплуатации РЖ является существенной особенностью гидрообъемной трансмиссии, каждый элемент которого имеет ограничения по минимальной и максимальной температуре эксплуатации [3].

Исследованиями автора, приведенными в работе [4] установлены вязкостно-температурные характеристики РЖ, применяемых в гидрофицированных горных машинах (рис. 2).

Также установлено [3, 4], что повышенный тепловой режим (выше 75-80°C) снижает технико-экономические показатели гидрофицированных машин. Для гидравлических карьерных машин повышение температуры РЖ от 60°C до 100°C приводит к снижению их производительности на 35% за счёт

увеличения времени рабочего цикла. При эксплуатации карьерного оборудования при нагреве РЖ до 100°C, в результате увеличения износа насосов продолжительность их работы существенно снижается и составляет всего 250-400 h; в 2-3 раза снижаются рабочие скорости штоков гидроцилиндров, возрастает время рабочего цикла экскаватора, давление нагнетания падает с 7,5 МПа до 6,0 МПа, часовая техническая производительность уменьшается более, чем вдвое [4].

Опыт эксплуатации гидравлических экскаваторов ЭО-4121 показывает, что при увеличении температуры РЖ от 68° до 78°C время цикла увеличивается от 19 до 23 с. Отмечается также, что чрезмерный рост температуры РЖ вызывает необходимость остановок экскаватора для охлаждения гидросистемы. По данным [1], при температуре воздуха выше 36°C производительность машин снижается на 20-30%.

Изменение вязкости РЖ от температуры оказывает влияние, прежде всего, на коэффициент полезного действия (КПД) гидросистемы, максимальное значение которого достигается в достаточно узком вязкостно-температурном диапазоне [4].

На рис. 3. показано влияние теплового режима гидрообъемной трансмиссии на производительность гидравлического экскаватора ЭО-4121 при работе в грунтах 2-ой категории и температуре окружающего воздуха +25,+30°C [4]. Участки  $\Delta t_1$  и  $\Delta t_2$  соответствуют периодам остановки экскаватора из-за перегрева гидрообъемной трансмиссии. Общие потери производительности за смену из-за вынужденного простоя экскаватора в этом случае достигают до 15-18%. Анализ причин отказов элементов гидросистемы показывает, что в большинстве случаев причины отказов связаны с тепловым режимом эксплуатации карьерного оборудования.

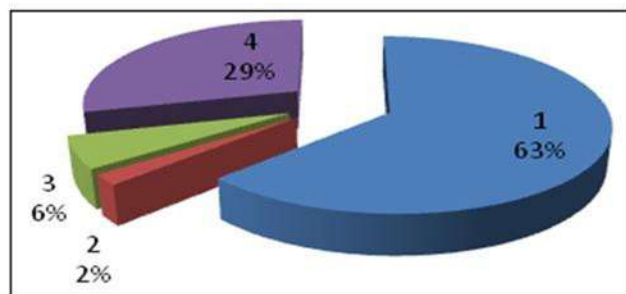


Рис. 1. Структура unplanned простоев гидравлического экскавационного оборудования: 1 – аварийные простои; 2 – горно-технологические; 3 – заправка топливом; 4 – организационные простои

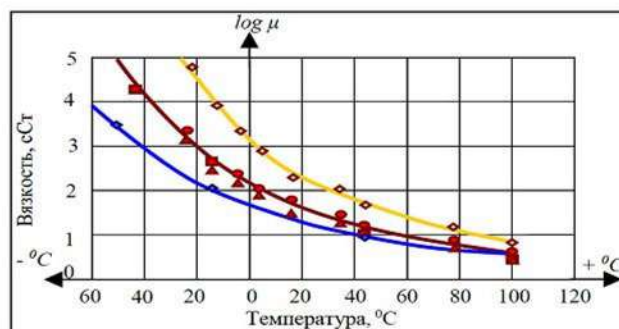


Рис. 2. Вязкостно-температурные характеристики некоторых гидравлических жидкостей: ◆ – ВМГЗ, ■ – АУ, ▲ – И12-Ф, ◆ – И20-А, ◆ – И50-А

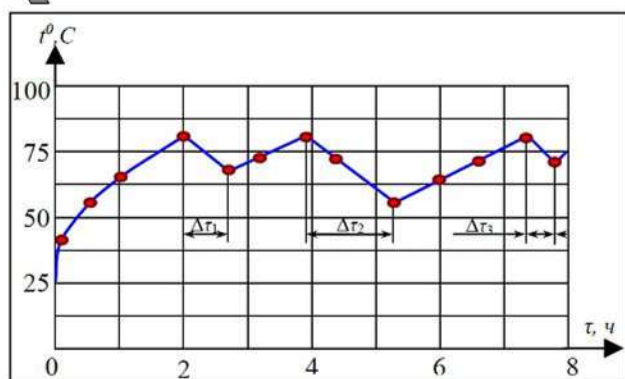


Рис. 3. Влияние теплового режима гидрообъемной трансмиссии на время непрерывной работы экскаватора ЭО – 4121:  $t^{\circ}$  – температура рабочей жидкости;  $\tau$  – время работы;  $\Delta\tau_1, \Delta\tau_2, \Delta\tau_3$  – остановка экскаватора из-за перегрева гидрообъемной трансмиссии и редуктора

На основе анализа причин отказов и нарушений работы гидрофицированных машин установлено, что примерно 75% всех неисправностей является следствием трёх факторов: загрязнения рабочей жидкости, насыщения её воздухом и нагрева. В работе [4] отмечено, что основными источниками отказов гидрообъемной трансмиссии является перегрев и загрязнение РЖ. В работе [1] указывается, что тепло является одной из основных причин, создающих неполадки в гидравлических системах, использующих РЖ на нефтяной основе: нагрев жидкости на каждые  $20^{\circ}$  выше  $50^{\circ}\text{C}$  снижает полезный срок службы системы наполовину. Одним из наиболее часто встречающихся случаев отказов является нарушение герметичности отдельных элементов гидрообъемных трансмиссий. Проведённые исследования экскаваторов Э-153, Э-1514, ЭО-2621, работающих в карьерах Центральной Азии, позволили установить, что повышенная температура РЖ и несоответствие её условиям эксплуатации являлись одной из основных причин отказов уплотнений гидроцилиндров и насосов [1].

Снижение надежности гидрофицированных машин за счёт воздействия повышенной температуры РЖ обусловлено отрицательным влиянием перегрева на отдельные элементы гидрообъемной трансмиссии. При трении подвижных соединений элементов при высокой температуре среды увеличивается износ трущихся деталей. Уменьшение вязкости РЖ в парах трения может привести к разрушению масляной плёнки и переходу жидкостного трения в полусухое [4].

Экспериментально установлено существование для пар трения критической температуры, вызывающей разрушение граничного слоя смазки, характерной для каждого сорта (типа) масла и для данного металла. Повышенный износ пар трения, а также снижение вязкости РЖ при повышении температуры вызывает увеличение утечек в элементах гидросистемы. Увеличенные утечки в гидроэлементах уменьшают жёсткость механических характеристик гидрообъемных трансмиссий и тем самым влияют на степень рассогласования ведомого и ведущего движений в следящих гидросистемах.

Перегрев в гидросистеме вызывает также ухудшение свойств РЖ. В минеральные масла входят ароматические углеводы, которые окисляются кислородом воздуха. Этот процесс называют «старением» масла. Процесс старения зависит от температуры. При повышении температуры РЖ на каждые  $10^{\circ}\text{C}$  интенсивность окисления практически удваивается [4]. Кроме того, под действием высокой температуры происходит разложение РЖ, выделение летучих составляющих, образование кокса. Из-за окисления образуются также кислоты и смолы (асфальтены, карбены и пр.). Часть продуктов окисления растворяется в РЖ и способствует коррозионному износу гидроэлементов, а часть находится в смеси с РЖ, загрязняя её и способствуя дальнейшему её окислению [3].

Высокая температура оказывает наибольшее воздействие на срок службы РЖ при наличии в последней загрязнений и продуктов износа [3]. Дополнительное загрязнение, вызванное повышенной температурой, приводит к интенсификации облитерации щелевых отверстий [3].

Пенообразование РЖ понижает её смазывающие свойства, способствует ржавлению металлических деталей гидроэлементов, а также вызывает окисление самой жидкости и образование устойчивых эмульсий [3]. В дальнейшем устойчивые эмульсии превращаются в вязкие включения, которые откладываются на поверхности золотниковых пар, фильтров, на предохранительных клапанах и т.д. и тем самым нарушают их нормальную работу [1].

Следует отметить, что очистка элементов гидросистемы и, в частности, сетчатых фильтров от продуктов разложения РЖ, вызванного перегревом, связана с дополнительными трудностями, так как частицы отложений под действием температуры и давления спекаются асфальто-смолистыми веществами и образуют на сетках фильтров высокопрочный пористый слой, не растворяющийся в промышленных растворах. Полная очистка фильтров в этих случаях связана с механическим разрушением сетки и приводит тем самым к необходимости её полной замены [1].

Вследствие теплового расширения изменяются линейные размеры нагреваемых элементов, вызывая отклонения в системе допусков, что может привести к нарушению кинематики системы. Возникает опасность заклинивания деталей прецизионного исполнения.

Повышенная температура, а также наличие в РЖ механических примесей, может явиться основной причиной задигов и разрушения поверхностей в золотниковых парах.

Повышенная температура РЖ существенно влияет и на интенсивность износа уплотнений, что приводит к нарушению герметичности гидросистемы. Широко применяемые в настоящее время в гидрообъемных трансмиссиях карьерного оборудования уплотнения при температуре выше  $50^{\circ}\text{C}$  обладают повышенным

износом за счет ухудшения условий контакта уплотнения с трущейся поверхностью в результате разрушения масляной пленки и образования микроучастков сухого трения. По аналогичным причинам сокращаются сроки службы гибких рукавов высокого давления гидросистемы.

Ускоренное разрушение рукава высокого давления объясняется ускоренным разрушением армированной металлом резины. Кислород, содержащийся в захваченном воздухе, придает жесткость прокладке рукава, которая увеличивается с увеличением содержания воздуха и с повышением температуры.

Таким образом, повышенная температура РЖ не только сама по себе является причиной отказов гидросистемы, но и способствует возникновению и усилению влияния других причин, снижающих надежность гидрофицированных машин. В частности, повышенный износ уплотнений, старение и засорение

продуктами износа РЖ приводит к необходимости более частого долива и смены РЖ. Влияние дозагрязнения на загрязнение гидросистемы при эксплуатации может составлять около 50%, степень влияния смены РЖ, режима «дыхания» гидросистемы (также зависящего от теплового режима) и производственных условий  $\frac{3}{4}$  соответственно, около 37, 10 и 3% [3].

Колебание температуры в гидролиниях (трубопроводах) вызывает в материале дополнительные температурные напряжения. Повышение температуры создаёт искривление продольной оси гидролиний, вызывающее при пульсации давления осевые колебания гидролиний.

Таким образом, повышение температуры РЖ и её загрязненности приводит к уменьшению производительности карьерного комбайна, к снижению ресурса гидроэлементов его силовой установки и, как следствие, к увеличению эксплуатационных затрат.

#### Список литературы:

1. Абдувазизов Н. А. Обоснование и выбор параметров системы «гидробак-охладитель» гидрообъемной силовой установки карьерного комбайна. Канд. дисс. Москва, МГГУ, 2008, 141 с.
2. Васильченко В. А. Гидравлическое оборудование мобильных машин. Справочник, М., Машиностроение, 1983, 301 с.
3. Бродский Г. С. Фильтры и системы фильтрации для мобильных машин. М.: Горная промышленность (Изд. НПК «ГЕМОС ЛТД»), 2004, 360 с.
4. Башта Т. М., Руднев С. С., Некрасов Б. Б. и др. Гидравлика, гидромашин и гидроприводы. 2-е изд. Перераб., М., Машиностроение, 1982, 423с.

УДК 621.316.717

Бобожанов М.К., Саъдуллаев М.С., Туйчиев Ф.Н., Саъдуллаев Т.М. 2014 г.

## МОДЕЛИРОВАНИЕ БЕСКОНТАКТНЫХ ПУСКАТЕЛЕЙ НА БАЗЕ ТИРИСТОРОВ

Бобожанов М.К., профессор кафедры «Электроснабжение» ТашГУ; Саъдуллаев М.С., ст. преподаватель кафедры «Электроэнергетика» НГИ; Туйчиев Ф.Н., ассистент кафедры «Электроснабжение» ТашГУ; Саъдуллаев Т.М., студент НГИ

*Ushbu maqolada 1000 V gacha bo'lgan kuchlanishda ishlovchi asinxron elektromotrlarni ishga tushirish uchun mo'ljallangan uch fazali kontaktless tiristorli ishga tushirgichlarni modellashtirish haqida ma'lumot berilgan.*

*Tayanch iboralar: elektruskuna, elektr dvigatel, kontaktless ishga tushurgich, tiristor, simistor, tranzistor, yarim o'tkazuvchi priborlar, magnit ishga tushirgich, elektr magnit maydoni.*

*Information about simulation capability of contactless tripolar starter on the basis of thyristors (multilayer semiconductor switch) for asynchronous motor starting with voltage under 1000 V is given in this article.*

*Key words: electric equipment, electric motor, contactless starter, thyristor, symistor, transistor, semiconductor devices, magnetic starter, electromagnetic field.*

В настоящее время для пуска электродвигателей и других типов электрооборудования широко используются бесконтактные пускатели на базе тиристоров, симистров, транзисторов и других полупроводниковых приборов.

По сравнению с магнитными пускателями и автоматическими выключателями бесконтактные пускатели обладают следующими преимуществами:

- быстродействие, что очень важно при аварийном отключении;

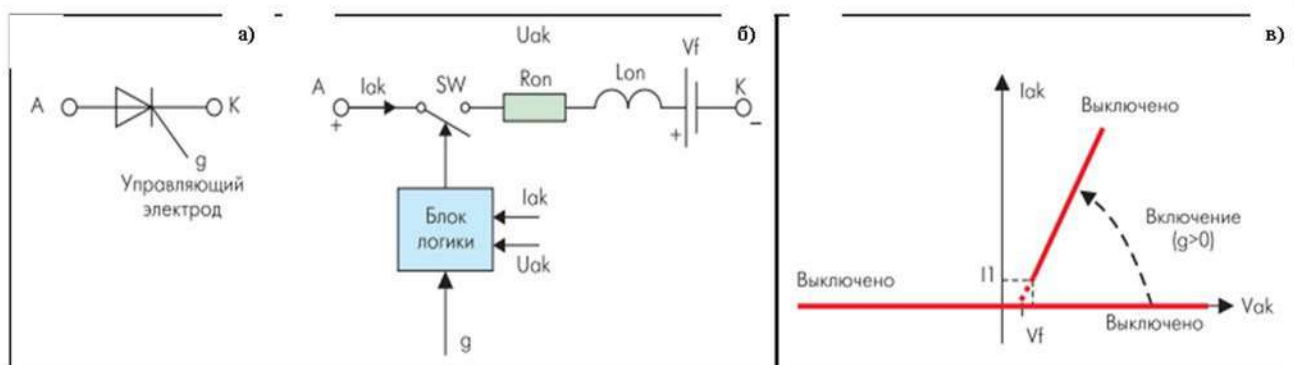


Рис. 1. Упрощённая модель тиристора

- возможность работать при сильных электромагнитных полях электролизных и электродуговых производств;
- из-за отсутствия искрового эффекта появляется возможность использования бесконтактных пускателей в пожароопасных помещениях;
- одновременное отключение всех фаз питающей сети;
- значительное снижение мощности потребления цепями управления;
- надёжность, т.к. отсутствуют механические подвижные части и исключаются неисправности, возникающие вследствие залипания и подгорания контактов.

Все это говорит о том, что вопрос о выборе контактного или бесконтактного аппарата определяется заданными условиями работы. При небольших коммутируемых токах и невысоких напряжениях использование бесконтактных лучше, чем контактных аппаратов [1].

Существуют однополюсные и трехполюсные тиристорные контакторы, которые при относительно больших токах и напряжениях обеспечивают коммутационный режим, т. е. простое отключение и включение цепей с током при небольшой частоте срабатывания аппарата.

Вопрос моделирования таких устройств также является актуальным, т.к. исследование характеристик нового устройства, не создавая его самого, на практике даёт большие возможности для разработчиков. Для моделирования бесконтактных устройств на базе тиристорных процессов, происходящих в них, наиболее предпочтительной является среда Matlab, объединённая с версиями пакетов Simulink и SimPowerSystems.

Несомненным достоинством Simulink и SimPower Systems является возможность построения моделей сложных электротехнических устройств и электромеханических систем на основе методов имитационного и функционального моделирования [2].

Упрощённая модель тиристора состоит из:

- $R_{on}$  - резистора;
- $L_{on}$  - индуктивности;
- $V_f$  - источника постоянного напряжения;
- SW - ключа, соединённых последовательно

(рис. 1 а и 1 б).

Ключ управляется блоком логики. При положительном напряжении на тиристоре ( $V_{ak} - V_f$ ) и поступлении положительного сигнала на управляющий электрод  $g$  происходит замыкание ключа с пропуском тока. Выключение тиристора про-

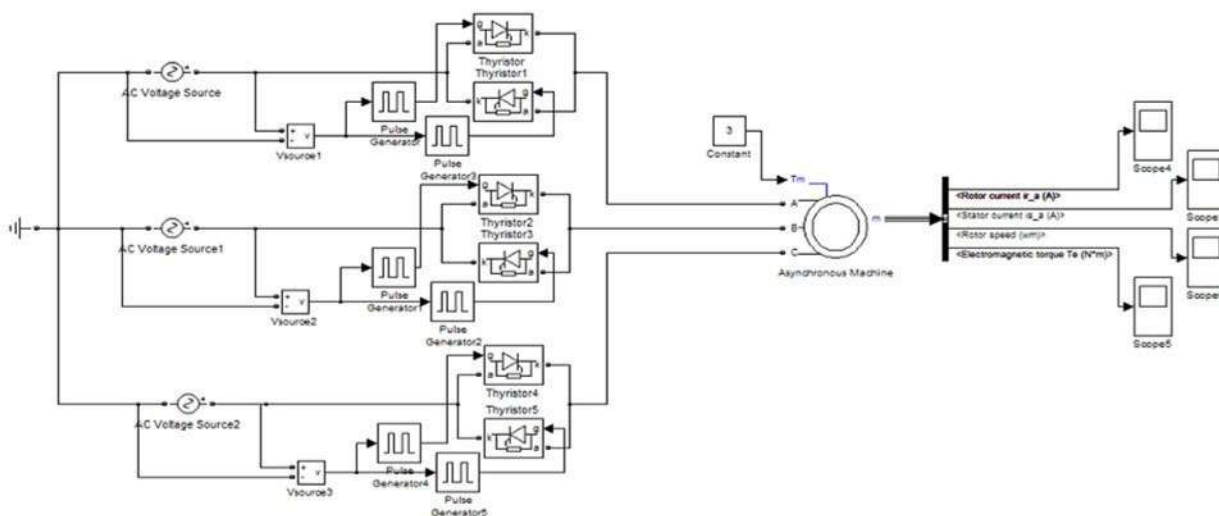


Рис. 2. Схема модели асинхронного электропривода с бесконтактным пускателем

исходит при снижении до нуля тока  $I_{ak}$ , протекающего через тиристор.

В уточненной модели тиристора длительность управляющего импульса должна быть достаточной, чтобы анодный ток включающегося тиристора превысил ток удержания ( $I_i$ ). Иначе включение не произойдет. При выключении тиристора длительность запирающего отрицательного напряжения «анод-катод» должна превышать время выключения тиристора ( $T_q$ ). Иначе тиристор автоматически включится даже при нулевом управляющем сигнале.

На рис. 1 (в) приводятся статические вольтамперные характеристики модели тиристора для включенного и выключенного состояний. На выходе порта блока  $m$  формируется вектор Simulink - сигнала, содержащий две составляющие - анодный ток и напряжение «анод-катод» тиристора. При модернизации существующих и разработке новых бесконтактных пускателей, стремлении наиболее полно учитывать влияние на их работу динамических свойств электродвигателя и рабочего механизма, необходимо иметь модели собственно самого устройства, а также всей электро-механической системы при пуске.

Использование этих моделей позволит с минимальными затратами проверить работоспособность и эффективность пускателей, оценивать влияние параметров АД, характер и величины его нагрузки, принятых схемотехнических решений при построении системы управления на процесс пуска.

На рис. 2 приведена схема асинхронного электропривода, оснащенного предлагаемым устройством, и одновременно для компьютерного моделирования в пакете MATLAB, а на рис. 3 приведены результаты моделирования пускового режима в электроприводе.

Схема состоит из трёх блоков источников напряжения типа AC Voltage Source, соединённых в звезду, моделирующих источник трёхфазного напряжения, шести блоков Thyristor1 Thyristor 5, включённых пофазно встречно-параллельно моделирующих тиристоры, измерительно-регистрирующую аппаратуру для наблюдения за параметрами электродвигателя во время пуска и асинхронный электродвигатель (АД) с короткозамкнутым ротором.

При моделировании были приняты следующие параметры этого двигателя:

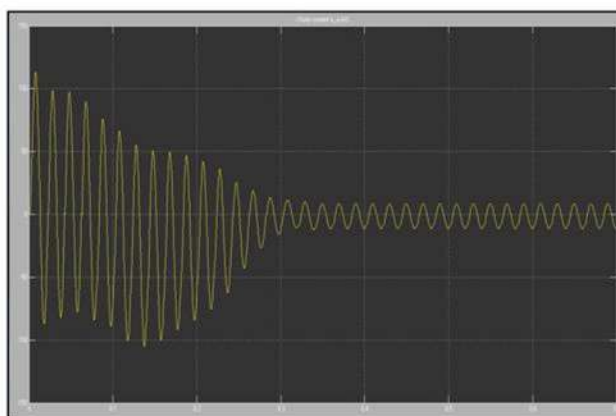


Рис 3. Кривая изменения тока в фазе А

$P_n=2,2 \text{ kW};$   
 $U_{cr}=220 \text{ V};$   
 $f=50 \text{ Гц};$   
 $R_s=0.435 \text{ Ом};$   
 $R_r=0.816 \text{ Ом};$   
 $L_s=0.0022 \text{ Гн};$   
 $L_r=0.002 \text{ Гн};$   
 $L_0=0.069 \text{ Гн};$   
 $J=0.089 \text{ кгм}^2, 2p=4.$

Подача питания к двигателю начинается с подачи напряжения на импульс генератор одновременно. Импульс генератор срабатывает и подаёт сигналы к управляющим электродам тиристоров.

Силовые тиристоры открываются и подаётся питание напряжением 220 В к зажимам асинхронного электродвигателя. Вследствие этого двигатель получает питание и начинает вращаться [3].

Представленная на рис. 3 осциллограмма иллюстрирует характер изменения тока статора в фазе - А в процессе пуска - АД.

Как можно увидеть из этой кривой, пусковой ток двигателя устанавливается на уровне допустимого уже через 0,3 с, что свойственно для асинхронных двигателей малой мощности.

Это означает, что тиристорный пускатель функционирует как обычная коммутирующая аппаратура и может быть использован в качестве коммутационного аппарата для пуска электродвигателей и технологического оборудования.

Резюмируя вышеприведённое нужно сказать, что с использованием пакета Matlab можно моделировать и исследовать характеристики бесконтактного трёхполюсного тиристорного пускателя вместе с запускаемым электродвигателем.

#### Список литературы

1. Полупроводниковые аппараты: коммутация, управление, защита. А.Г. Сосков, И.А. Соскова. Киев, Каравелла 2005. - 344с.
2. Моделирование электрических устройств в Matlab, SimPowerSystems и Simulink- М.: ДМК Пресс; СПб.: Питер, 2008. - 288с.
3. Калинов А.П. Исследование эффективности формирования пусковых режимов асинхронного двигателя. *Електротехнічні і енергозберігаючі системи*. Сб. Кременчуг, № 2(2). 2007. - 15 – 21с.

## МЕХАНИЗМ ОБРАЗОВАНИЯ РАСПЛАВОВ ПРИ ПЛАВКЕ СУЛЬФИДНЫХ МЕДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ В ОТРАЖАТЕЛЬНОЙ ПЕЧИ

Юсупходжаев А.А., профессор кафедры «Металлургия» ТашГТУ, докт. техн. наук; Худояров С.Р., зав. каф. «Металлургия» ТашГТУ, канд. техн. наук, доцент; Мирзажоннова С.Б., ассистент кафедры «Металлургия» ТашГТУ; Муталибхонов С.С., магистрант ТашГТУ

*Maqolada sul'fidli mis konsentratini yallig' pechda eritishda shlak va shteynlarni paydo bo'lishi ko'rib chiqilgan. Pechning yon tomonlarida oqib o'tadigan jarayonlarga, qattiq fazalarda moddalarning o'zaro ta'siriga, yengil eriydigan birikmalarini hosil bo'lishiga, ularning erishiga, shteyn va shlak eritmalarni zichlikdagi farqligiga asoslanib qatlamlanishiga alohida ahamiyat berilgan.*

*Tayanch iboralar: shlak, shteyn, sul'fidli mis konsentrati, yallig' qaytaruvchi pech, qattiq faza, eritmoq, qorishmoq, yoysimon eriydigan aralashma, shteyn-shlakli eritma.*

*Problems of slag and matte formation in smelting of sulphide copper concentrates in reverberatory furnace are considered in this article. Special attention is given to processes of furnace slopes, interaction in solid phases, formation of fusible compounds, melting thereof and dissolving of other refractory substances in them, formation of melted matte and slag.*

*Key words: slag, matte, sulphide copper concentrates, reverberatory furnace, solid phase, melting, dissolving, refractory substances, melted matte and slag.*

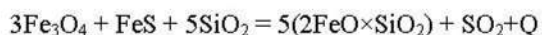
Цель отражательной плавки – получение расплавленных штейнов и шлаков с максимально возможным разделением этих продуктов и извлечением меди в штейн.

В отражательной печи сжигается большое количество топлива. Под воздействием выделяющейся при этом тепловой энергии в рабочем пространстве и ванне печи протекают различные физико-химические процессы: испарение влаги, нагрев и плавление шихты, химические превращения и взаимодействия компонентов шихты, штейно- и шлакообразование, взаимодействие газовой фазы с шихтой и расплавами, а также взаимодействие твердых, жидких и газовой фаз с футеровкой печи [1].

Присутствующие в пустой породе концентрата и флюсов карбонаты диссоциируют на составляющие компоненты. В результате диссоциации сложных соединений все компоненты шихты превращаются в смесь простых соединений: FeO, Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>, CaO, SiO<sub>2</sub>, Cu<sub>2</sub>S, FeS и др.

Наиболее легкоплавкая часть шихты (сульфиды железа и меди) расплавляются и стекают с отколов в ванну печи. Так как атмосфера в печи слабоокислительная, а сульфиды находятся в контакте с газами непродолжительное время, они не успевают существенно окислиться и переходят в штейн.

Небольшое количество сульфидов железа, успевших прореагировать с кислородом газовой атмосферы, образуют сернистый газ и оксиды железа. Ещё некоторая часть сульфидов может окислиться магнетитом, вводимым с заливаемым в отражательную печь конвертерным шлаком, по реакции:



Образовавшиеся оксиды железа реагируют с диоксидом кремния и оксидом кальция, образуя первичные легкоплавкие шлаки – фаялит (2FeO×SiO<sub>2</sub>) и трехкомпонентные эвтектики. В этих шлаках растворяются более тугоплавкие оксиды и формируется шлак отражательной плавки.

Таким образом, растворение представляет собой один из важнейших составляющих отражательной плавки сульфидных медных концентратов. От полноты и скорости протекания этого процесса в значительной степени зависят такие технологические показатели процесса, как производительность печи, потери металлов со шлаками, расход топлива и др.

Нами были проведены исследования по определению механизма и кинетики растворения компонентов шихты в шлаке. Для исследований мы отобрали шлак отражательной плавки состава: %: Fe<sub>общ</sub> 48,5, SiO<sub>2</sub> 30,6; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 2,4; CaO 3,6; S 0,6; Cu 0,6; MgO 1,6.

Механизм и кинетику растворения изучали по изменению веса образца до и после погружения его в расплав, а также последующим петрографическим анализом образцов.

Цилиндрические образцы (d - 10 mm, l - 40 mm) были приготовлены из компонентов шихты. Образцы высушивали в сушильном шкафу при температуре 80 - 100<sup>0</sup>С в течение 2-3 h. Высушенные образцы погружали в расплав. Расплав готовили следующим образом. Предварительно приготовленную шихту, состоящую из исходных компонентов, после тщательного перемешивания, помещали в молибденовый тигель и нагревали до температуры опыта (1250-1350<sup>0</sup>С). По-

сле расплавления шихты в расплав вводили цилиндрические образцы. Перед вводом в расплав образцы прогревали до температуры опыта путем выдержки его над расплавом в течение 3-5 мин. При изучении кинетики растворения образец выдерживали в расплаве различное время. В зависимости от поставленной задачи, каждый последующий образец либо погружали во вновь наведенный расплав, либо в тот, в который погружали предыдущий образец. Все опыты проводили в нейтральной атмосфере, для чего в течение всего опыта через зону нагрева продували аргон в количестве 1-2 л/мин. Время отсчитывали по секундомеру.

Во всех опытах начальный вес расплава был одинаков (30 г.) При изучении кинетики растворения необходимо, чтобы поверхность растворения во всех опытах была одинаковой. Этому мы добивались путем погружения всех образцов в расплав на одну и ту же глубину.

Основным процессом, протекающим на откосах отражательной печи, является образование расплава и его взаимодействие с твердыми компонентами шихты. Механизм этого взаимодействия состоит в растворении твердых составляющих в первичном расплаве. От скорости образования расплава и его полноты в значительной мере определяется кинетика металлургических процессов, т.к. сами эти процессы в жидкостях протекают со значительными скоростями. Следует отметить, что образующаяся жидкость мигрирует из откоса на подину печи, растворяя в своем движении компоненты твердой шихты. Таким образом, мы имеем дело с растворением в динамических условиях, при непрерывном изменении состава жидкой фазы.

Растворение может протекать двумя путями:

- растворением с поверхности;
- проникновением жидкой фазы в твердые зерна, границы зёрен или в поры, с последующим отщеплением отдельных частиц твердого вещества и их растворением.

Изучение образцов, погруженных в расплав показало, что растворение происходит по обоим механизмам. В частности, доказательством наличия поверхностного растворения служит уменьшение размеров образца, а протекание процесса по второму механизму - по результатам химического и спектрального анализа образца после опыта. Проникновение различных типов жидкостей в твердую фазу происходит одновременно и независимо от непосредственного растворения. Известно, что в некоторых случаях этот процесс протекает быстрее, чем растворение, и, следовательно, определяет потерю веса. Однако всегда происходит непосредственное растворение и во всех случаях скорость растворения влияет на скорость всего взаимодействия в целом. Вопрос о том, какой из этих механизмов превалирует в случае растворения металлургической шихты, может быть решен на основе рассмотрения температуры кристаллизации

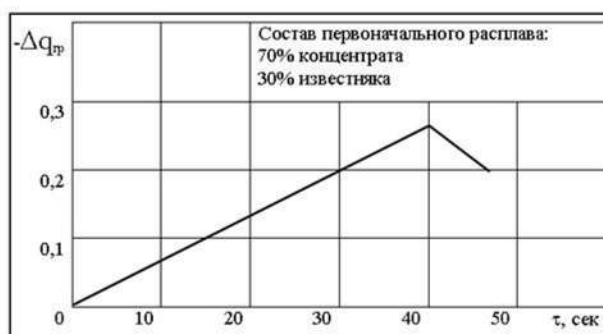


Рис. 1. Схема изменения веса образца во времени при неизменном начальном расплаве, температура 1300°С

расплава и их изменения по ходу самого процесса. Процесс растворения сопровождается увеличением температуры кристаллизации расплава, который становится тугоплавким и вязким, что значительно затрудняет непосредственное проникновение. Нашими исследованиями было показано, что взаимодействие расплава с образцом заключается, в основном, поверхностным растворением последнего.

Процесс растворения проходит три последовательные стадии [2]:

- 1) реагенты перемещаются к границе раздела фаз;
- 2) химическая реакция на границе раздела фаз;
- 3) продукты реакции перемещаются от границы раздела фаз.

Общая скорость процесса определяется наиболее медленной её стадией. Многочисленными исследованиями было показано, что при достаточно малых скоростях в движущейся фазе лимитирующим звеном является внешняя массопередача (диффузия), т.е. первая и третья стадии процесса.

В. Нернстом была выдвинута теория, согласно которой скорость процесса на границе раздела фаз (собственно растворение) значительно превосходит скорость диффузионного переноса вещества в объём раствора. Поэтому на границе раздела фаз образуется насыщенный раствор (диффузионный барьер) и суммарная скорость процесса определяется молекулярной диффузией через слой этого раствора [3].

Эти положения подтвердились нашими исследованиями.

На рис. 1 представлено изменение веса образца во времени.

Видно, что при выдержке до 40 сек происходит интенсивная потеря веса образца, вызванная его растворением в расплаве. Зависимость потери веса во времени почти прямолинейная. Следует отметить, что опыты вели с погружением образцов на одну и ту же глубину, причем все образцы погружали в один и тот же расплав. Уменьшение скорости растворения при выдержке более 40 с связано, вероятно, с образованием диффузионного "барьера" на границе раздела твердой и жидкой фазы.

С установлением диффузионного «барьера» растворение с поверхности сильно замедляется

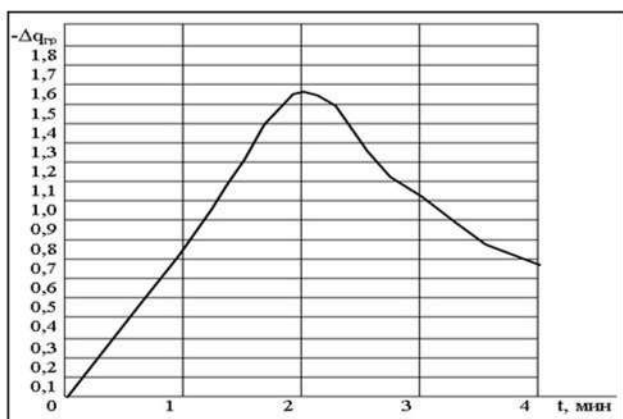


Рис. 2. Изменение веса образца во времени при возобновляемом начальном расплаве, температура 1300°C

(практически заканчивается). Однако проникновение расплава в образец, по-видимому, еще продолжается. Растворяя в себе часть шихты, расплав закристаллизовывается в ней. Увеличение вязкости расплава, сопровождающее процесс растворения образца, а также повышение температуры кристаллизации расплава приводит к механическому «налипанию» расплава на образец, обусловленному силами молекулярного взаимодействия между твердой и жидкой фазами. Учитывая большое влияние диффузионного «барьера» на скорость растворения образца, была сделана попытка устранить это явление. Для этого, после каждого погружения образца, расплав возобновлялся (рис. 2).

Следует отметить, что влияние диффузионного «барьера» на скорость растворения устранялось только при сравнении потери веса образцов, в то время как при растворении одного образца образование диффузионного «барьера» не устраняется.

Из рисунка 2 видно, что вплоть до 2-х минутной выдержки наблюдается прямолинейная зависимость потери веса во времени. Эта зависимость может в какой-то степени характеризовать скорость чистого растворения. Падение уменьшения веса при дальнейшей выдержке объясняется теми же причинами, что и

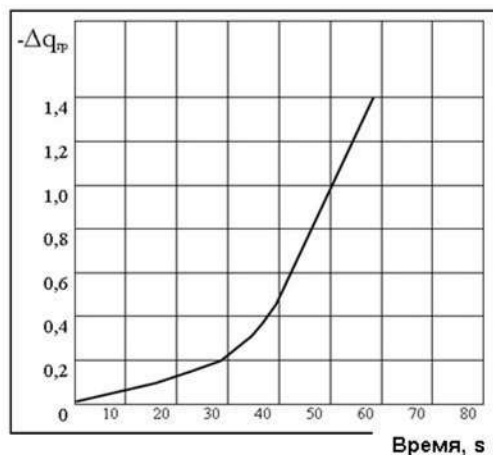


Рис. 4. Изменение веса образца во времени, температура 1350°C

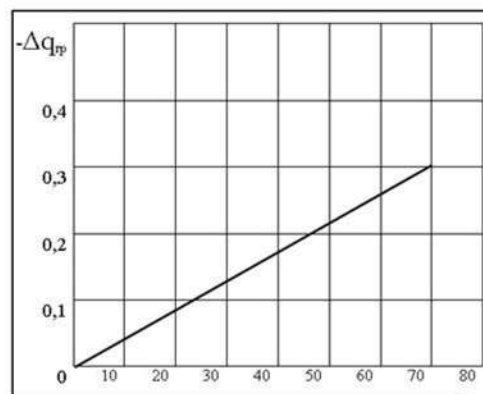


Рис. 3. Изменение веса образца во времени, температура 1250°C

в первом случае. Сравнение зависимостей, представленных на рис. 1 и 2 указывает на большую роль диффузионного «барьера» на скорость растворения. Во втором случае прямолинейность потери веса во времени соблюдается вплоть до 2-х минутной выдержки, против 40 сек в первом случае. Образование диффузионного «барьера» связано с малой скоростью диффузии растворяющегося вещества по отношению к скорости самого растворения, т.е. скорость акта химического взаимодействия больше скорости массопереноса вещества от реакционной зоны в объем расплава. Скорость диффузии зависит от температуры экспоненциальной зависимостью. Для выяснения влияния температуры на скорость растворения, нами была предпринята попытка определить кинетику растворения при различных температурах.

Однако при осуществлении данного эксперимента мы натолкнулись на значительные трудности и, прежде всего, на узость температурного интервала, вызванного реализуемостью процесса. Температурный интервал ограничивается, с одной стороны, началом интенсивного взаимодействия расплава с оболочкой (1250°C) и стойкостью огнеупорной футеровки печи (1350°C) с другой стороны.

Результаты, полученные при 1250°C (рис. 3) показали, что при этой температуре вязкость расплава настолько велика, что вместо ожидаемой потери веса образца мы получили её прибыль. Увеличение веса образца объясняется как чисто механическим «налипанием» расплава на образец (обусловленному силами молекулярного взаимодействия), так и возможным проникновением расплава в образец. Очевидно, что при этой температуре из двух возможных механизмов растворения (растворение с поверхности и растворение сопровождаемое проникновением расплава в капилляры), второе превалирует над первым, в отличие от растворения при более высоких температурах.

При температуре 1350°C (рис. 4) невозможно изучить кинетику растворения, поскольку при этих условиях вместе с растворением образца происходит её оплавление. Если на первых порах (до 30-40 s) образец растворяется (плавное уменьшение веса), то в

последующем он оплавляется (резкий скачок в падении веса).

Таким образом, проведенными нами исследованиями установлен механизм шлакообразования и штейнообразования, взаимодействие металлургических расплавов с огнеупорной кладкой печи, определены возможные процессы взаимодействия твердых

и жидких фаз при плавке. Управление этими процессами в оптимальном режиме позволит удлинить межремонтный цикл печи, снизить потери металлов со шлаками, что позволит на 15-20% поднять производительность печи и повысить эффективность всего металлургического передела.

#### Список литературы:

1. Купряков Ю.П. Отражательная плавка медных концентратов. М., «Металлургия». 1976. – 352 с.
2. Залкинд И.Я., Троянкин Ю.В. Огнеупоры и шлаки в металлургии. М, Metallurgia. 1964. – 288 с.
3. Жуховицкий В.П., Шварцман Л.А. Краткий курс физической химии. М.Металлургия. 1979. – 363 с.

УДК 531.269.

Садиков Х.С., Носирова Ш.Н., Холиков М.Х., Холиков М.М. 2014 г.

## ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ КВАЗИСТАТИЧЕСКИХ И ДИНАМИЧЕСКИХ ЗАДАЧ ВЯЗКОУПРУГИХ ПЛАСТИН СЛОЖНОЙ ФОРМЫ ПРИ РАЗЛИЧНЫХ МОДЕЛЯХ ВЯЗКОСТИ

Садиков Х.С., инженер - программист ЦБС Рудоуправления № 5 НГМК, канд. физ- мат. наук.; Носирова Ш.Н., доцент кафедры «Автоматизация и управление технологическими и производственными процессами» НГПИ, кан. техн. наук; Холиков М.Х., преподаватель НПК; Холиков М.М., студент НГПИ

*Maqola turli qovushqoq modellar uchun murakkab formadagi qovushqoq-elastik plastinaning tebranishi va egilishini sonli modellashtirishga bog'ishlangan. Qovushqoq-elastik plastinka materialining tebratma harakati va amplituda sonining tashqi kuch va chegaravii sharoitga bog'liqligi o'rganilgan. Uning asosida algoritm dastur ishlab chiqilib, murakkab formadagi qovushqoq-elastik va egiluvchanlik nazariy masalalari echiladi.*

*Tayanch iboralar: sonli modellashtirish, qovushqoq-elastik plastinkalarning kvazistatik va dinamik masalalari, turli modellar, algoritm dasturi vositalari, chegaravii sharoit, qovushqoq-elastik va egiluvchanlik nazariyalari.*

*This article is devoted to numerical modeling of tasks of bends and visco-elastic shaped plates' oscillations in various viscosity models. The effect of calculation of visco-elastic properties of the material on the amplitude and frequency of oscillations depending on external modes and boundary conditions is studied. Software environment algorithm is developed upon which elasticity and viscoelasticity problems are solved for bodies of certain configuration.*

*Key words: numerical modeling, quasistatic and dynamic tasks of visco-elastic plates, various models, Software environment algorithm, oscillation frequency and amplitude, external load, boundary conditions, elasticity and viscoelasticity theory.*

В тонкостенных конструкциях по конструктивным либо по технологическим соображениям часто вносятся отверстия различной формы. Влияние отверстий и вырезов в каждой конструкции проявляется по своему, что можно объяснить применением различных материалов, условиями эксплуатации и рядом других факторов. Поэтому необходимо создание надежных методов расчета несущих элементов тонкостенных конструкций.

Работа посвящена численному моделированию задач изгиба и колебаний вязкоупругих пластин сложной формы при различных моделях вязкости.

Математическая модель задач изгиба вязкоупругих пластин описывается уравнением:

$$\frac{\partial^2 M_x}{\partial x^2} + 2 \frac{\partial^2 M_{xy}}{\partial x \partial y} + \frac{\partial^2 M_y}{\partial y^2} + q(x,y,t) = 0 \quad (1)$$

Если при формулировке основных физических соотношений используется гипотеза о постоянстве коэффициента Пуассона, изгибающие и крутящие моменты определяются следующими зависимостями:

$$M_x = -D(1-R^*) \left\{ \frac{\partial^2 W}{\partial x^2} + \mu \frac{\partial^2 W}{\partial y^2} \right\};$$

$$M_y = -D(1-R^*) \left\{ \frac{\partial^2 W}{\partial y^2} + \mu \frac{\partial^2 W}{\partial x^2} \right\};$$

$$M_{xy}^* = -D(1 - \mu)(1 - R^*) \frac{\partial^2 W}{\partial x \partial y},$$

где,  $D$  - жесткость вязкоупругих пластин;

$R^*$  - интегральный оператор с ядрами релаксации  $R(t)$ ,

т.е.  $R^*W = \int_0^t R(t-\tau)W(x, y, \tau)d\tau$ ;

$W(x, y, t)$  - прогиб пластины;

$\mu$  - коэффициент Пуассона;

$q(x, y, t)$  - интенсивность внешней нагрузки.

Если же используется гипотеза об упругости объемных деформаций, тогда для изгибающих и крутящего моментов справедливы зависимости:

$$\begin{aligned} M_x^* &= - \left[ 2G(1 - R_c^*) \frac{\partial^2 W}{\partial x^2} + L^* \left( \frac{\partial^2 W}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 W}{\partial y^2} \right) \right] \cdot \frac{h^3}{12}; \\ M_y^* &= - \left[ 2G(1 - R_c^*) \frac{\partial^2 W}{\partial y^2} + L^* \left( \frac{\partial^2 W}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 W}{\partial y^2} \right) \right] \cdot \frac{h^3}{12}; \\ M_{xy}^* &= -D(1 - \mu)(1 - R_c^*) \frac{\partial^2 W}{\partial x \partial y} \cdot \frac{h^3}{12}, \end{aligned} \quad (3)$$

где,  $G = E/2(1 + \mu)$  - модуль сдвига;

$E$  - модуль упругости;

$R_c^*$  - интегральный оператор с ядрами сдвиговой релаксации  $R_c(t)$

$L^*$  - интегральный оператор, т.е.

$$L^* = \left\{ \frac{2}{3} + K[2G(1 - R_c^*)]^{-1} \right\}^{-1} \left[ K - \frac{2}{3}G(1 - R_c^*) \right];$$

$K = E/3(1 - 2\mu)$  - объемный модуль упругости;

$h$  - толщина пластины.

Для получения уравнения движения достаточно вместо  $q(x, y, t)$  в уравнение (1) подставить выражение:

$$q(x, y, t) - \rho h \frac{\partial^2 W}{\partial t^2},$$

и получим следующее уравнение колеблющейся тонкой вязкоупругой плиты:

$$\frac{\partial^2 M_x^*}{\partial x^2} + 2 \frac{\partial^2 M_{xy}^*}{\partial x \partial y} + \frac{\partial^2 M_y^*}{\partial y^2} + q(x, y, t) = \rho h \frac{\partial^2 W}{\partial t^2}, \quad (4)$$

где,  $\rho h$  - масса плиты, отнесенная к единице поверхности.

Уравнения (1) и (4) решаются при соответствующих граничных и начальных условиях:

$$\begin{aligned} L_i W \Big|_{\Gamma_i} &= \varphi_i(x, y); \quad \Gamma = \bigcup_{i=1}^N \Gamma_i; \\ W_{i=0} &= W_0; \quad \frac{\partial W}{\partial t} \Big|_{t=0} = W_0^t, \end{aligned} \quad (5)$$

где,  $L_i$  - дифференциальные операторы, зависящие от граничных условий;

$\Gamma$  - граница области;

$W_0$  и  $W_0^t$  - начальные значения.

Решение уравнений (1) и (4) ищем в виде:

$$W(x, y, t) = \sum_{i=1}^N T_i(t) \varphi_i(x, y), \quad (6)$$

где,  $\varphi_i(x, y)$  - полные системы координатных функций (полиномы Чебышева, степенные, тригонометрические, сплайны Шенберга и т.д.) СКФ, удовлетворяющие всем граничным условиям, которые строятся с помощью метода  $R$  - функций В.Л. Рвачева [1];

$T_i(t)$  - неизвестные функции, являющиеся функциями времени  $t$ .

После применения метода Бубнова-Галеркина решение уравнения (1) и (4) сводится к решению системы интегральных (ИУ) и интегро-дифференциальных уравнений (ИДУ) относительно функций времени. Отметим, что при решении задач изгиба и колебаний вязкоупругих пластин сложной формы используется ортонормированные СКФ по бигармоническому и единичному операторам, соответственно. Здесь использование ортонормированной СКФ существенно облегчает решение систем интегральных и ИДУ. В случае задачи изгиба после ортонормирования СКФ по бигармоническому оператору основные разрешающие уравнений приводятся к автономным системам ИУ. В случае задач колебаний основные разрешающие уравнений с помощью метода разложения собственных форм колебаний приводятся к автономной системе ИДУ. Для решения автономных систем интегральных и ИДУ применяется численный метод, основанный на использовании квадратурных формул [2].

На основе этого метода описан алгоритм численного решения.

Исследована сходимость вычислительного алгоритма и показана достоверность результатов, полученных с помощью комплекса программных средств путем их сопоставления с точным решением или решениями, полученными другими авторами.

Рассмотрим задачи изгиба вязкоупругой пластины (рис. 1). Пусть пластина, материал, который характеризуется упругими объемными деформациями, жестко закреплена по всему контуру и находится под действием равномерно распределенной нагрузки ( $q=1$ ). Исследуется характер поведения прогиба  $W$ , изгибающих  $M_x^*$ ,  $M_y^*$  и крутящего  $M_{xy}^*$  моментов в зависимости от изменения границы области.

В качестве ядра сдвиговой релаксации используется ядро  $R(t) = \varepsilon e^{-\beta t}$ .

Уравнение геометрии области для пластины, представленной на рис. 1, имеет вид:

$$\Omega = (((\Omega_1 \wedge (\Omega_3 \wedge \Omega_5))) \wedge (\Omega_2 \wedge (\Omega_4 \wedge \Omega_6))) \wedge \Omega_7$$

$$\begin{aligned} \text{где } \Omega_1 &= (a^2 - x^2)/2a, & \Omega_2 &= (b^2 - y^2)/2b, \\ \Omega_3 &= ((x+a)^2 + y^2 - R^2)/2R, & \Omega_4 &= (x^2 + (y+b)^2 - R^2)/2R, \\ \Omega_5 &= ((x-a)^2 + y^2 - R^2)/2R, & \Omega_6 &= (x^2 + (y-b)^2 - R^2)/2R, \\ \Omega_7 &= (x^2 + y^2 - R^2)/2R \end{aligned}$$

$\wedge$  - оператор логический конъюнкции нулевого порядка.

На рис. 2 а показано изменение прогиба во времени (пунктирная линия) в точке с координатами:

$$x = 0.5;$$

$$y = 0.5,$$

а на рис. 2, б:

- изменение изгибающего  $M_x^*$ ;

- крутящего  $M_{xy}^*$  моментов (пунктирная линия) в той же точке. Для сравнения на тех же рисунках (сплошными линиями) показано изменение тех же величин для пластины с постоянными во времени

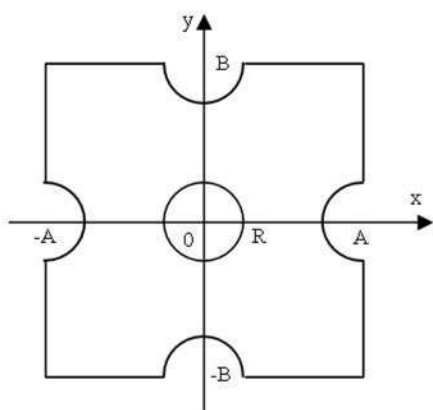


Рис. 1. Вязкоупругая пластина

коэффициентом Пуассона и ядром релаксации, совпадающим с ядром  $R_c(t)$  для рассматриваемой пластины.

Из рис. 2 видно, что если материал вязкоупругих пластин характеризуется упругими объёмными деформациями, тогда даже при постоянных внешних нагрузках прогиб, изгибающий и крутящий моменты изменяются, т.е. прогиб и изгибающий момент увеличиваются во времени, а крутящий момент уменьшается. Результаты, полученные на основе гипотезы об упругости объёмных деформаций, хорошо согласуются с результатами эксперимента. Однако для простоты в инженерных расчетах часто делается предположение, что коэффициент Пуассона является постоянной во времени величиной. А также результаты получены для пластины с постоянным во времени коэффициентом Пуассона при использовании различных ядер релаксации, в частности, ядер экспоненциального вида, ядер Ржаницына - Колтунова и Абеля. Результаты показывают: когда в качестве ядра релаксации используется ядра Абеля, то с увеличением времени  $t$  значение прогиба увеличивается гораздо быстрее. Здесь интересно отметить, что значение изгибающих моментов не изменяется во времени, даже при использовании различных типов ядер релаксации. Поставленная задача решена при различных значениях безразмерных параметров. Сравнительный

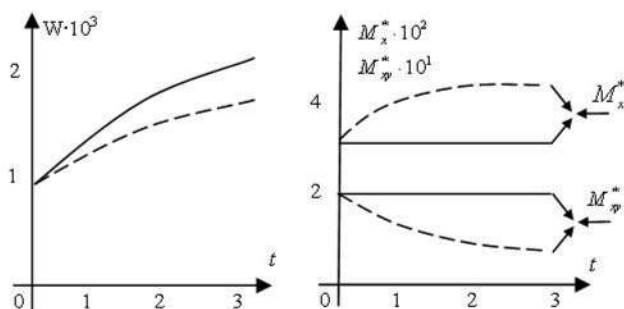


Рис. 2. Изменение прогиба пластины во времени, результаты получены при следующих значениях безразмерных параметров:  $\Lambda = a/b = 1$ ;  $r = R/a = 0.2$ ;  $\epsilon = 0.05$ ;  $\beta = 0.075$ ;  $\mu = 0.17$

анализ показывает, что частично изменение формы границы области приводит к довольно существенному изменению напряженно-деформированного состояния пластин.

Далее рассмотрим вынужденные колебания жёстко закреплённых вязкоупругих пластин (рис. 1) и находящихся под действием равномерно распределённой нагрузки при начальных условиях  $W|_{t=0}=0$ ,  $W^1|_{t=0}=0$ . В качестве ядра сдвиговой релаксации используется экспоненциальное ядро.

На рис. 3 показано изменение прогиба пластины  $W(0.5; 0; t)$  во времени  $t$  (пунктирными линиями), полученного на основе гипотезы об упругости объёмных деформаций. Для сравнения сплошными линиями показано изменение прогиба пластины  $W(0.5; 0; t)$ , полученное на основе гипотезы о постоянстве коэффициента Пуассона.

Из рисунка видно, что учёт упругости объёмных деформаций приводит к уменьшению амплитуды колебаний, а процесс затухания происходит медленно. Отметим, что при  $\epsilon = 0$  процесс колебаний вязкоупругих пластин совпадает с процессом колебаний упругих пластин. Интересно отметить, что при  $\epsilon < 0.001$  мы фактически рассматриваем процесс колебаний упругой пластины, и надо подчеркнуть, что при  $\epsilon = 0,1$  процесс затухания колебаний происходит быстрее, чем  $\epsilon = 0,05$  и  $\epsilon = 0,001$ .

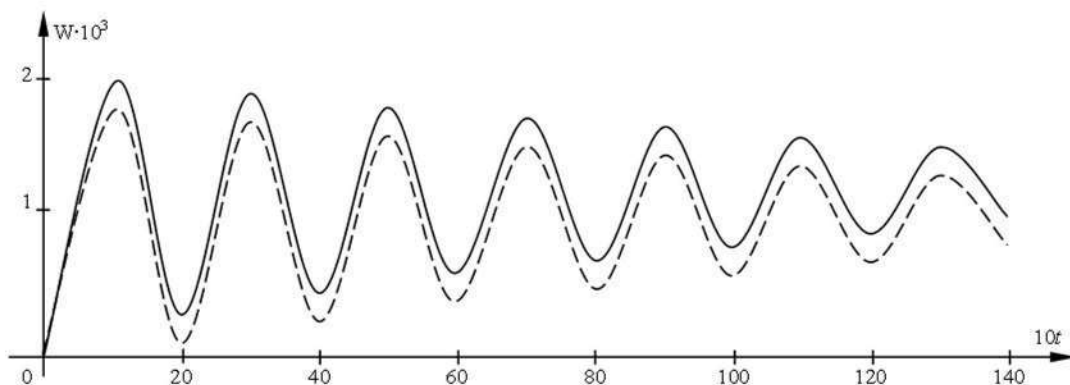


Рис. 3. Изменение прогиба пластины во времени, полученное на основе гипотезы об упругости объёмных деформаций, результаты получены при следующих значениях безразмерных параметров:  $\Lambda = a/b = 1$ ;  $r = R/a = 0.2$ ;  $\epsilon = 0.05$ ;  $\beta = 0.075$ ;  $\mu = 0.17$

Задача решена при различных значениях безразмерных параметров, подробно исследовано влияние учета вязкоупругих свойств материала на амплитуду и частоту колебаний в зависимости от внешней нагрузки и граничных условий.

Учет вязкоупругих свойств материала пластинки приводит к снижению амплитуды колебаний и вызывает её затухание по экспоненциальному закону. При затухании колебаний огромную роль играет реологический параметр  $\epsilon$ .

Численные результаты показывают, что выбор той или иной гипотезы при формулировке физических соотношений приводит к довольно существенному изменению напряженно-деформированного состояния пластин.

На основе предложенного алгоритма задач разработан комплекс программных средств, с помощью которых оперативно решаются задачи теории упругости и наследственной теории вязкоупругости для тел с произвольной конфигурацией [3].

#### Список литературы:

1. Рвачев В.П., Курпа Л.В. *R-функций в задачах теории пластин*. Киев: Наукова думка. 1987. 176 с.
2. Бадалов Ф.Б. *Методы решения интегральных и интегро-дифференциальных уравнений наследственной теории вязкоупругости*. Ташкент: Мехнат. 1987. 289 с.
3. Назиров Ш.А., Садиков Х.С. *Комплекс программных средств для решения краевых задач вариационными методами. / Алгоритмы*. Ташкент: РИСО АН Уз. Вып.65. 1988.

УДК 551.49: 556.776

Агзамова И.А. 2014 г.

## ГРАДОСТРОИТЕЛЬНАЯ ОЦЕНКА ЗАСОЛЕННОСТИ ГРУНТОВ И МИНЕРАЛИЗАЦИИ ГРУНТОВЫХ ВОД ГОРОДОВ УЗБЕКИСТАНА

Агзамова И.А., зав. кафедры «Гидрогеология и геофизика» ТашГТУ, канд. геол.-мин. наук

*Maqolada respublikamizdagi ba'zi shaharlar misolida gruntlarning sho'rlanish darajasi va grunt suvlarining mineralizatsiyasini bino va inshootlar konstruksiyasiga salbiy ta'siri masalalari yoritilgan bo'lib, yer osti qurilish materiallari konstruksiyasini tanlash vaqtida yer osti suvlarining kimyoviy tarkibi va ularning mineralizatsiyalanish darajasi hamda gruntlarning sho'rlanish darajasini aniqlash keltirilgan.*

*Tayanch iboralar: gruntlarning sho'rlanish darajasi, yer osti grunt suvlarining mineralizatsiyasi, yer osti qurilish konstruksiyasi, gruntlarning kimyoviy tarkibi, tuzli komponentlarning tarkibi, beton va temir-beton konstruksiyalar.*

*Data on soil salinity level and ground waters mineralization of some cities of Uzbekistan as well as their effect on design and construction of buildings are given in this article. Special attention should be given to the chemical composition and mineralization of circulating waters and soil salinity level when selecting materials for underground structural units.*

*Key words: soil salinity level, mineralization of circulating waters, underground structural units, chemical composition of ground, composition of saline components, concrete and reinforced concrete structure.*

Грунты, как и всякие горные породы в той или иной степени засолены и содержат определенное количество водорастворимых солей. Они определяют коррозионность грунтовой среды по отношению к бетону, стали и другим строительным материалам.

В инженерно-геологической и строительной литературе имеются понятия агрессивность грунтовых вод и коррозионность грунтов. Под агрессивностью понимается воздействие среды на изменение структуры и свойств материалов, снижение прочности, разрушение

конструкции сооружений и уменьшение срока их эксплуатации. Если объектом разрушения являются подземные сооружения, то агрессивной средой являются грунтовые воды или грунтовая среда.

Автор работы [1], почвенной (почвенно-грунтовой) коррозией называет разрушение поверхности металлического сооружения, подвергающегося воздействию окружающей почвенной или грунтовой среды. В зоне аэрации на элементы конструкций водорастворимые соли грунтов действуют, предварительно растворив-

шись в грунтовых водах, или в просачивающихся атмосферных, оросительных, бытовых или сточных водах.

Рассмотрим минерализацию грунтовых вод и засоленность грунтов как среду формирования этих свойств и их геологолитологическое строение и гидрогеологические условия ряда малых и средних городов голодной степи и Кашкадарьинской котловины.

Известно [2], что территория г. Гулистан расположена в староорошаемой зоне голодной степи и сложена Голодностепским комплексом четвертичной системы. Литологический состав горных пород в активном градоостроительном интервале представлен супесями и суглинками, реже с прослойками озерных глин и речных песков, мощностью супеси занимают примерно 60% территории города и распространены на северной половине, юго-западной и юго-восточной части города. Суглинки занимают примерно 40% территории города и распространены в центральной, частично в юго-восточной части площади города.

Установлено [2], что территория г. Гулистан относится к подтопленным территориям Голодной степи, где режим уровня грунтовых вод в голодной степи ирригационный и зависит от режима орошения, в первую очередь от режима расходов канала. В период наивысшего положения уровень грунтовых вод залегает на глубине 0,5-1,0 м в центральной части территории города и 1,0-1,5 м в её юго-восточной и северной частях. Наинизшее положение уровня грунтовых вод наблюдается в конце оценочных поливов. При минимуме уровня грунтовые воды залегают на глубине от 3,0-3,5 м в зоне влияния канала им. Кирова до 2,0-3,0 м в зоне влияния орошения.

Содержание ионов сульфата составляют 970-7040 мг/л, в среднем по городу 1820 мг/л; ионов хлора содержится 105-1810 мг/л, в среднем 288 мг/л; ионов гидрокарбоната содержится 259-802 мг/л, в среднем 457 мг/л; ионов кальция содержится 270-600 мг/л, в среднем - 319 мг/л; ионов магния -71-76,8 мг/л, в среднем - 219 мг/л; ионов натрия и калия в сумме содержатся 126-1681 мг/л, в среднем по территории города - 543 мг/л. Реакция среды щелочная, рН равна 7,1-8,5, в среднем - 7,4. Тип минерализации грунтовых вод при плотном остатке воды до 7-8 г/л - сульфатно-гидрокарбонатный и при плотном остатке воды до 7-8 г/л - сульфатно-хлоридный. Как правило, грунтовые воды вдали от источников питания, а также при наинизших положениях уровня более минерализованные и наоборот. Вблизи источников фильтрации и в летний вегетационный период-менее минерализованные.

Грунты г. Гулистана в интервале глубины от 0,2 до 2-3 м содержат водорастворимых солей в количестве от 0,2 до 4,4%, в среднем 0,78% от сухой навески. Содержание ионов сульфата составляет от 0,057 до 2,100%, в среднем по территории города 0,467%, в среднем 0,031%; ионов гидрокарбоната содержится 0,012-0,062%, в среднем 0,038%; ионов кальция содержится 0,017-0,372%, в среднем 0,143%, магния - 0,004-

0,056%, в среднем 0,023%; ионов натрия и калия в сумме содержится 0,020-0,359% в среднем 0,074%. Тип минерализации водного раствора солей - сульфатно-кальциевый. Грунтовые воды и грунты территории г. Гулистана по компонентам солей являются сульфатно-агрессивными к плотным бетонам на портландцементе по ГОСТ 10176-78, а местами -агрессивными и к бетону на сульфатостойком цементе.

г. Янгиер расположен в юго-восточной части голодностепского плато, сложен супесчано-суглинистой толщей голодностепского комплекса четвертичной системы, мощностью свыше 100 м. В северной половине территории имеются прослойки озерных глин и речных песков. В южной окраине территория Янгиера примыкает к галечникам конуса выноса Хаватакская.

Минерализация грунтовых вод 1-2 м в зависимости от глубины дренирующих коллекторов и расстояния от них. Минерализация грунтовых вод и засоленность грунтов по территории города распространены неравномерно. На участках с близким залеганием уровня грунтовых вод развиты солончак и солонцы, грунтовые воды высокоминерализованные и грунты высоко засоленные. Грунтовые воды от солончатой до солёной, с плотным остатком от 2100 до 17645 мг/л, чаще в пределах 4000-8000 мг/л, в среднем по городу 6450 мг/л. Тип минерализации грунтовых вод преимущественно сульфатно-гидрокарбонатный, реже сульфатно-хлоридный. По катионному составу тип минерализации воды натриево-магниевый, реже натриево-кальциевый. Реакция водной среды щелочная, рН в пределах 7,1 - 8,3 в среднем по городу 7,4.

По данным авторов работ [3] в грунтовой воде ионов сульфата содержится 543-10052 мг/л, в среднем по городу 3323 мг/л, ионов хлора -61-2303 мг/л, в среднем 532 мг/л; ионов магния 92-790 мг/л; в среднем 398 мг/л и ионов натрия и калия в сумме 197-3415 мг/л, в среднем 1207 мг/л. Грунты по территории г. Янгиер в разной степени засоленности, с содержанием водорастворимых солей от 0,565 до 3,180%, в среднем по городу 2,140%. Преобладают ионы сульфата, от 0,335% до 1,944%, в среднем по городу 1,326%. Содержание ионов хлора-0,027-0,653%, в среднем 0,150%; ионов гидрокарбоната 0,027-0,061%, в среднем 0,300%; ионов магния 0,023-0,063%, в среднем 0,050% и ионов натрия и калия в сумме 0,058-0,686%, в среднем 0,260%. Тип минерализации раствора водорастворимых солей сульфатно-хлоридный, натриево-кальциевый. Реакция грунтовой среды от кислой до щелочной, рН грунтовой среды равен 6,5-7,6, в среднем 6,7.

По составу солевых компонентов как грунтовые воды, так и грунты являются сульфатно-агрессивными по отношению к плотным маркам бетона на портландцементе по ГОСТ 10178-96, а местами агрессивными по отношению к плотным маркам бетона на портландцементе по ГОСТ 10178-96, а местами агрессивными и сульфатостойкими маркам цемента.

Территория г. Сырдарья расположена в современной долине одноименной реки, в пределах её второй надпойменной террасы, сложена современными четвертичными отложениями Сырдарьинского комплекса.

Отложения Сырдарьинского комплекса имеют мощность от 10 м в юго-западной части до 52 м в северо-восточной части городской территории. Ниже залегают отложения голодностепского, Ташкентского, Сохского комплексов мощностью, соответственно, до 50,90 и 70 м. Общая мощность четвертичной толщи составляет 260-275 м и залегает на неогене. В пределах территории г. Сырдарья развиты как грунтовые, так и напорные подземные воды. Глубина залегания грунтовых вод при максимальном положении уровня составляет от 0,5-1,0 м на севере, северо-востоке и восточной окраине территории до 1-2 м в южной половине города.

Режим уровня грунтовых вод на территории г. Сырдарья ирригационный, с первым максимумом в период промывочный, поливов в феврале-марте и вторым максимумом в июле-августе - в период вегетационного полива. По данным авторов [2] минимальное положение уровня грунтовых вод наблюдается в конце осенне-зимнего периода - до начала промывочного полива. Годовая амплитуда колебания уровня грунтовых вод 2,15-2,45 м.

Минерализации грунтовых вод от 980 мг/л поблизости оросительных каналов до 6850 мг/л по мере удаления от них и на участках близкого залегания уровня воды - зоне континентального засоления. Среднее содержание водорастворимых солей 3343 мг/л. Содержание ионов сульфат составляет 375-3137 мг/л; гидрокарбонатных ионов содержится 22-224 мг/л; в среднем 129 мг/л и ионов натрия и калия в сумме содержится 88-1675 мг/л, в среднем 576 мг/л. Тип минерализации

грунтовых вод территории г. Сырдарья сульфатно-гидрокарбонатный, натриево-кальциевый. Реакция водной среды щелочная 7,1 - 8,7, в среднем по городу составляет - 7,9.

Грунты территории г. Сырдарья в разной степени засоленности. Содержание водорастворимых солей составляет от 0,290 до 2,750%, в среднем по городу 1,328%. В водорастворимых солях содержание сульфатов 0,086-1,574%, в среднем по городу 0,757%. В грунтах содержание ионов хлора составляет 0,009-0,113%, в среднем 0,039%; ионов гидрокарбоната содержится 0,043-0,120%, в среднем 0,070%. Из катионов преобладают ионы натрия и калия, содержание которых составляет 0,100-0,577%, в среднем 0,205%; следом идут ионы кальция, содержание которых 0,010-0,580%, в среднем 0,283% и ионы магния, содержание которых 0,001-0,030%, в среднем 0,018%. Тип минерализации раствора водорастворимых солей грунтов, также как и грунтовых вод, сульфатно-гидрокарбонатный, по катионному составу - кальциево-натриевый. Реакция грунтовой среды от кислой до щелочной и составляет в среднем - 6,7. По составу солевых компонентов как грунтовые воды, так и грунты являются сульфатно-агрессивными к бетонным и железобетонным конструкциям на портландцементе по ГОСТ 10178-96, а на отдельных участках и конструкциям на сульфатостойком цементе.

Таким образом, для выбора материалов подземных строительных конструкций необходимо обратить особое внимание на химический состав и минерализацию подземных грунтовых вод, а также на степень засоленности грунтов.

#### Список литературы:

1. Агашков А.К. Агрессивность почв и методы ее определения для строительного проектирования. - М., 1955 г.
2. Агзамова И.А., Адиллов А.А. Шаҳар ҳудудини грунтларнинг агрессивлик ва коррозиялилик хусусияти бўйича районлаштириш (Сырдарё ш. мисолида Республика илмий-техник анжумани тезислари тўплами, - Т., 2011, 189-191 б.
3. Содиков Я.С., Агзамова И.А. Расчетный солевой баланс на территории Узбекистана. Геология ва минерал ресурслар журнал-№ 4, Ташкент, 2006г.-№ 4, С.33-35

УДК 62-531.3.001.575

Худайбердиев Ш.М. 2014 г.

## МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОГО РЕЖИМА РАБОТЫ НАСОСНОЙ УСТАНОВКИ

Худайбердиев Ш.М., инженер отдела главного энергетика управления НГМК

*Nasos agregatlarining ratsional ish rejimini tanlash va nasos qurilmalariga salbiy ta'sir qiluvchi omillarni kamaytirish hamda ularning energotejamkor ishlashini ta'minlash uchun nasos qurilmalarining ish rejimini aniqlash metodikasi keltirilgan.*

*Tayanch iboralar: nasos qurilmalarining ish rejimini aniqlash metodikasi, agregat, skvajinadagi suyuqlik oqimi, nasosdan foydalanish, yer osti ishqorlash, texnologiya, o'zgaruvchan suyuqlik oqimini nazorat qilish, drossellash-tirish, elektr energiyasi.*

*Methodology for determining the pump unit operation modes allowing the selection of rational operation mode of pump unit and elimination of negative impacts on the pump unit operation as well as providing its energy-efficient running is described in this article.*

**Key words:** methodology for determining the pump unit operation modes, unit, fluid influx, pump operation, underground leaching, technology, variable fluid influx control, throttling, electric energy.

В технологии подземного выщелачивания полезных ископаемых для поднятия со скважин технологической жидкости и дальнейшей транспортировки применяют насосные установки. Эксплуатация насосов, а также, в некоторых случаях, и выбор типа насосного агрегата обусловлены большими сложностями, связанными с переменным притоком жидкости в резервуар или скважину, с изменением содержания твердых частиц в составе перекачиваемой жидкости, а также остановкой насосных установок по «сухому ходу».

Отсутствие возможности контроля переменного притока жидкости в скважину и его согласование с подачей насоса приводит к увеличению статического напора и к «сухому ходу», а это, в свою очередь, является неэкономичным режимом работы с энергетической точки зрения.

В большинстве случаев в технологии подземного выщелачивания регулирование подачи насосов осуществляется методом дросселирования напорной линии. Из-за неэкономичности данного метода необходим переход на регулируемый электропривод. Применение регулируемого электропривода поможет решить ряд проблем, связанных с эксплуатацией насосных установок. Например, появится возможность изменять подачу насоса, что связано с экономией электроэнергии при подаче меньше номинальной, а также экономией материалов, необходимых на дросселирование. Кроме того, появится возможность плавного пуска насосного агрегата. Это, в свою очередь, уменьшает содержание твердых частиц в поднимаемой со скважин жидкости, что было выявлено при экспериментальных исследованиях, проведенных на предприятиях НГМК. Снижаются пусковые токи и прогнозируется уменьшение абразивного износа лопаток с продлением срока службы оборудования насосных установок.

Применение частотно-регулируемого электропривода в насосных установках с разомкнутым воздействием по уровню жидкости в скважине или резервуарах при переменном притоке жидкости не решает проблему соответствия подачи насоса с притоком жидкости, что в свою очередь, при ненадлежащем контроле за работой насоса со стороны обслуживающего персонала, может привести к неэкономичному режиму работы и остановке насосной установки по «сухому ходу». Поэтому в подобных резервуарах или скважинах необходимо использовать энергоэффективную систему регулируемого электропривода с замкнутой цепью воздействия по уровню жидкости. Такой подход, кроме энергоэффективности позволяет автоматизировать процесс откачки жидкости с сокра-

щением оперативного персонала и повышением производительности добычных блоков. Кроме этого при такой системе управления исключается такой режим, как «сухой ход».

Разработанная методика определения энергоэффективного режима работы насосной установки, позволит определить основные параметры насосной установки, необходимых для планирования энергоэффективных режимов работы насосного агрегата.

1. Для расчёта необходимо определить следующие номинальные параметры:

- паспортная подача –  $Q_{ном}$ , м<sup>3</sup>/с;
- паспортный напор –  $H_{ном}$ , м;
- паспортный КПД насоса –  $\eta_{ном}$ .

Паспортные данные по приводному электродвигателю:

- номинальная мощность –  $P_{ном}$ , кВт;
- номинальное напряжение –  $U_{ном}$ , В;
- номинальная частота вращения –  $n_{ном}$ , об./мин;
- номинальный КПД двигателя –  $\eta_{дв}$ ;

Дополнительные данные, необходимые для расчета:

- плотность перекачиваемой жидкости –  $\rho$ , кг/м<sup>3</sup>;
- статический напор –  $H_c$ , м (рис. 1 а, б);

- ожидаемый приток жидкости в скважину или резервуар  $Q_{пр}$ , м<sup>3</sup>/с.

При переменном притоке ( $Q_{пр}$ ), необходимо применение системы управления со стабилизацией уровня жидкости в скважине или резервуаре, для соответствия притока жидкости с подачей насоса, а также для удержания уровня жидкости на максимально высоких отметках. При применении данной системы управления  $Q_{пр} = Q$ .

2. Определение необходимой величины угловой скорости насосного агрегата при известном притоке жидкости.

Данное выражение позволит определить необходимую к установке величину угловой скорости насоса в зависимости от величины притока жидкости в резервуар или скважину.

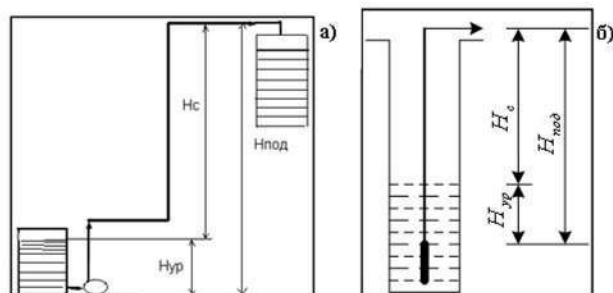


Рис. 1. Технологические схемы перекачки жидкости: а – технологическая схема перекачки концентрата из зумпфа; б – схема скважины с погружным насосом

Угловая скорость насосной установки определяется следующим образом:

$$\omega = \omega_{ном} \sqrt{\frac{H_c}{H_{\phi}} + \left(1 - \frac{H_c}{H_{\phi}}\right) \left(\frac{Q_{np}}{Q_{ном}}\right)^2}, \text{ рад/с}, \quad (1)$$

где,  $\omega_{ном}$  - номинальная угловая скорость насоса,  $\text{с}^{-1}$

$$\omega_{ном} = \frac{\pi}{30}, \text{ с}^{-1};$$

$H_c$  - статический напор, определяется как разность геодезических отметок между поверхностью жидкости и наивысшим уровнем подачи жидкости, м (метров водного столба), (рис. 1 а, б);

$H_{\phi}$  - фиктивный напор насоса, м;

$Q_{ном}$  - номинальная (паспортная) подача насоса,  $\text{м}^3/\text{с}$ .

Если осуществляется перекачка не чистой воды, а жидкости с большим содержанием твердых частиц, пульпы, концентрата и т.д., то статический напор следует пересчитать по формуле:

$$H_{с.пульпы} = H_c \cdot \frac{\rho_{н.к}}{\rho_e}, \text{ м}$$

где,  $\rho_{н.к}$  - плотность перекачиваемой жидкости (пульпы, концентрата и т.д.),  $\text{кг}/\text{м}^3$ ;

$\rho_e$  - плотность воды,  $1000 \text{ кг}/\text{м}^3$ .

Фиктивный напор определяется по формуле:

$$H_{\phi} = (1,25 - 1,45) \cdot H_{ном},$$

где  $H_{ном}$  - номинальный (паспортный) напор насоса. Коэффициент 1,25 следует принимать для насосов чистой воды, коэффициент 1,45 – для насосов по перекачке пульпы или концентрата и т.д.

3. Расчёт величины подачи насоса при известной (переменной) величине угловой скорости насосного агрегата определяется:

$$Q = Q_{ном} \sqrt{\frac{H_{\phi} \cdot \left(\frac{\omega}{\omega_{ном}}\right)^2 - H_c}{H_{\phi} - H_c}}, \text{ м}^3/\text{с} \quad (2)$$

где,  $Q$  - текущая подача насоса,  $\text{м}^3/\text{с}$ .

4. Определение напора при известной (переменной) угловой скорости насоса определяется с помощью выражения:

$$H = H_c + (H_{ном} - H_c) \cdot \frac{H_{\phi} \cdot \left(\frac{\omega}{\omega_{ном}}\right)^2 - H_c}{H_{\phi} - H_c}, \text{ м} \quad (3)$$

где,  $H$  - текущий напор насоса, м.

Представленные выражения (2), (3) позволят определить производительность и напор, развиваемый насосом при заданной частоте вращения насоса, что позволит определить величину задания минимально возможной частоты вращения насоса.

5. Определение КПД насоса в зависимости от угловой скорости насоса при регулируемом электроприводе. Изменение КПД насоса в зависимости от угловой скорости насоса определяется с помощью выражения:

$$\eta_{нас} = 1 - \frac{1 - \eta_{ном}}{\left(\frac{\omega}{\omega_{ном}}\right)^{0,36}}, \quad (4)$$

где,  $\eta_{ном}$  - номинальный (паспортный) КПД насоса.

6. Определение потребляемой мощности насосом при регулируемом электроприводе. Потребляемая мощность при регулируемом электроприводе определяется с помощью зависимости:

$$P = \frac{\rho \cdot Q \cdot H}{102 \cdot \eta_{нас} \cdot \eta_{м}}, \text{ кВт} \quad (5)$$

где,  $Q$  - текущая подача насоса  $\text{м}^3/\text{с}$ ;

$\eta_{ном} \eta_{м}$  - КПД насоса и электропривода, ( $\eta_{м} = \eta_{де} \eta_{мк}$ );

$\eta_{мк}$  - КПД преобразователя частоты.

7. Определение статического уровня при регулируемом электроприводе. Статический напор (стабилизируемая величина при замкнутой системе управления по уровню жидкости) определяется при переменном притоке жидкости в скважину или резервуар:

$$H_c = \frac{H - H_{ном} \cdot \left(\frac{Q_{np}}{Q_{ном}}\right)^2}{1 - \left(\frac{Q_{np}}{Q_{ном}}\right)^2}, \text{ м} \quad (6)$$

где,  $Q_{np}$  - приток жидкости в скважину или резервуар,  $\text{м}^3/\text{с}$ .

Данное выражение позволит определить оптимальный стабилизируемый статический напор при работе насосов с частотно-регулируемым электроприводом с замкнутой цепью по уровню жидкости в скважине или резервуаре.

Приведённые в методике зависимости, определённые на основе напорных характеристик центробежного насоса и уравнения характеристики трубопровода, позволят установить взаимосвязь между параметрами электропривода насосного агрегата и технологическими параметрами скважины или резервуара.

В свою очередь определение данных взаимосвязей позволит выбрать рациональный режим работы насосного агрегата в стадии проектирования и эксплуатации, что устранил негативные факторы, влияющие на эксплуатацию насосных агрегатов, и обеспечить их энергоэффективное функционирование.

#### Список литературы:

1. Лезнов Б.С. Энергосбережение и регулируемый привод в насосных и воздухоуловных установках. - М.: Энергоатомиздат, 2006 г.
2. Лезнов Б.С. Рекомендации по применению регулируемого электропривода в системах автоматического управления водопроводных и канализационных насосных установок. М.: ВНИИ ВОДГЕО. 1987 г.
3. Худайбердиев Ш.М. Разработка структурной схемы насосного агрегата в режиме стабилизации уровня жидкости // Горный вестник Узбекистана. № 4. 2013 г. - 106-109 с.

## ИССЛЕДОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ КОМБИНИРОВАННОГО РАБОЧЕГО ОРГАНА ДЛЯ РЫХЛЕНИЯ ПОЧВЫ И ВНЕСЕНИЯ УДОБРЕНИЙ

Ахметов А.А., руководитель проекта СКБ «Трактор», канд. техн. наук, с.н.с.; Атакулов Х.К., директор филиала АПК «УзСМЛ», канд. техн. наук

*Ushbu maqolada tuproqni yumshatish bilan birgalikda unga o'g'it solishni amalga oshiruvchi kombinatsiyalashgan ishchi organni ishlab chiqish, lenta kengligi bo'yicha ogranik va oganomineral aralashma o'g'itlarni teng taqsimlashni ta'minlovchi normalar bo'yicha olib borilgan izlanishlarning ayrim natijalari keltirilgan.*

*Tayanch iboralar: ishchi organ, mineral o'g'itlar, yumshatish tishi, ustun, qoplama, taqsimlagich, tarnov, plastina, shnek, tishli g'ildirak, organik va oganomineral o'g'itli aralashma, o'rnatilgan norma, lenta kengligi.*

*Results of the development of combined working element which performs simultaneous cultivation of soil and distribution of fertilizers providing random distribution of organic and organo-mineral fertilizer mixtures in accordance with set standards are given in this article.*

*Key words: working element, mineral fertilizers, chisel point, stand, cover, distributor, launder, plate, screw, tooth-wheel, organic and organo-mineral fertilizer mixtures, set standard, band width.*

Тенденция, направленная на совмещение предпосевных операций и появление вместе с ним комбинированных машин, вызвала необходимость в увеличении функциональной возможности пассивных рабочих органов. С учётом особенности поливного земледелия республики, где требуется наряду с минеральными удобрениями и внесение органических и органоминеральных смесей удобрений, наиболее приемлемым для предпосевной обработки почвы является комбинированный пассивный рабочий орган (рис. 1), совмещающий два технолого-гических приема: рыхление почвы и внесение удобрений, в т.ч. органические и органоминеральные смеси удобрений [1].

Комбинированный пассивный рабочий орган состоит из рыхлительной лапы -1, прикрепленной к стойке -2. За лапой внутри кожуха -3 установлен свободно вращающийся распределитель, выполненный в виде шнека -4. Кожух имеет нижнюю съёмную часть -5, выполненную в виде желоба. Внутри последнего установлены пластины -6, расположенные по винтовой линии, причём шаг расположения пластин -  $t_1$  выполнен меньше, чем шаг витков -  $t_2$ , а рабочая длина пластин последовательно увеличивается в направлении к продольной оси симметрии рабочего органа.

В задней части кожуха выполнено отверстие -7, а в средней -8 и торцевой -9 частях кожуха – опоры -10 и -11, которые являются местом крепления распределителя. В средней части кожуха выполнен продольный паз -12. В основной части кожуха выполнены входные отверстия -13 для установки тукопровода -14. Распределитель выполнен в виде шнеков -15 и -16, закрепленных на оси -17. Витки -18 и -19 шнеков

закреплены в противоположных направлениях, например шнек -15 имеет правую навивку, а шнек -16 – левую.

В средней части распределителя -4 на оси -17 жёстко закреплено зубчатое колесо -20. С двух сторон последнего и на торцевых концах распределителя выполнены шейки -21 и -22, посредством которых распределитель -4 монтируется в опорах -10 и -11, выполненных как в основной, так и в съёмной части кожуха. Съёмная часть -5 крепёжными элементами -24 связана с основной частью кожуха -3.

Зубчатое колесо -20 установлено так, что делит входное отверстие -13, размещённое под выпускным отверстием -24 тукопровода -14, на две равные части.

Отличительной частью этого рабочего органа от других является то, что он, распределяя органические и органоминеральные смеси удобрений по всей ши-

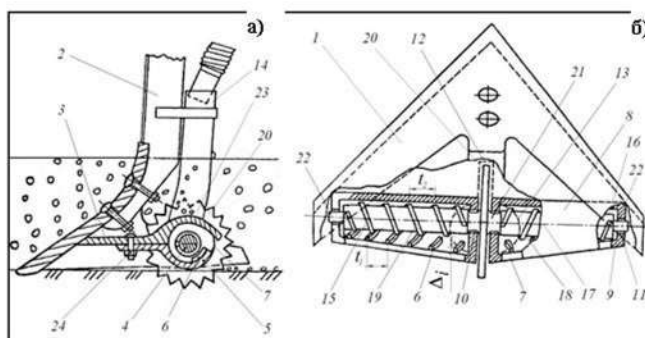


Рис. 1. Комбинированный рабочий орган для рыхления почвы и внесения в неё удобрений: а - вид сбоку в разрезе; б - вид сверху в разрезе

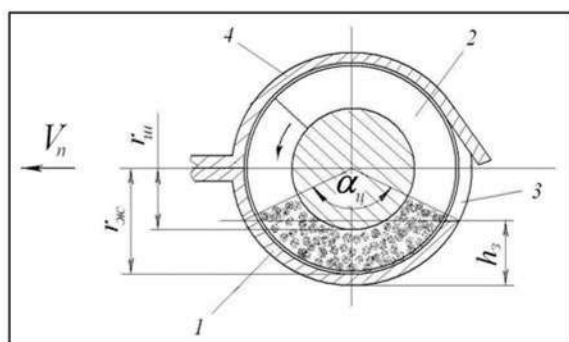


Рис. 2. Схема к определению поперечного сечения перемещаемых шнеком органических и органоминеральных смесей удобрений

рине захвата рабочего органа механическим способом, не требует привода от энергетического средства или же от колес орудия, а получает привод от собственного зубчатого колеса за счёт его взаимодействия с почвой. Механическое распределение органических и органоминеральных смесей удобрений осуществляется распределителем, приводимым этим зубчатым колесом. Это происходит следующим образом:

- При движении рабочего органа рыхлительная лапа -1 заглубляется в почву и рыхлит её. Зубчатое колесо -2 за счет сцепления с почвой совершает вращательное движение по ходу рабочего органа. Одновременно с зубчатым колесом вращаются шнеки -15 и -16, которые перемещают по желобу съёмной части -5 кожуха -3, поступающие по тукопроводу -14 органические или органоминеральные смеси удобрения. Перемещаемые по желобу 5 удобрения захватываются пластинами -6 и высыпаются через выходные отверстия -7. Равномерность выбрасываемой пластинами 6 порции удобрений обеспечивается последовательным уменьшением зазора между витками -18 и -19 шнеков -15 и -16 и пластинами -6 желоба, определяемым соотношением:

$$\Delta_i = \frac{a(n-1)}{n}, \quad (1)$$

и постепенным увеличением рабочей длины пластин 6, определяемым из соотношения:

$$l_i = \frac{\pi r_{\text{ж}}}{n} i, \quad (2)$$

где,  $\Delta_i$  - величина уменьшения зазора между витками шнека, м;

$a$  - величина технологического зазора, м;

$i = 1 \dots n$  - порядковый номер пластины от оси симметрии распределителя к наружному торцу;

$n$  - число пластин;

$l_i$  - рабочая длина  $i$ - ой пластины, м;

$r_{\text{ж}}$  - радиус желоба, м.

Причем величина технологического зазора принята, исходя из соотношения:

$$a \leq d, \quad (3)$$

где,  $d$  - средний диаметр фракции органоминеральных смесей удобрения, м.

Такая величина технологического зазора предотвращает забивание зоны захвата витков шнека удобрениями. Последовательное уменьшение зазора в определённой степени компенсирует массу и объём высыпанных предыдущими пластинами удобрений. Последовательное увеличение длины пластин согласно соотношениям (2) обеспечивает равномерное поступление органоминеральных смесей удобрений на последующие пластины. Высыпанные на дно борозды удобрения засыпаются почвой, разрыхленной лапой - 1, сходящей с кожуха - 3 под действием силы напора и вновь поступающей на рыхлительную лапу почвы. Основным рабочим элементом в этом рабочем органе, обеспечивающим необходимую норму высевы органических и органоминеральных смесей удобрений и её равномерное распределение по всей ширине захвата рабочего органа, являются шнеки. Показателями работы являются осевая скорость перемещаемого им органических и органоминеральных смесей удобрений и его производительность. Эти показатели во многом зависят от параметров и скоростных режимов работы самого шнека.

Осевая скорость органических и органоминеральных смесей удобрений, перемещаемых шнеком, в основном зависит от шага витка шнека и его числа оборотов и по аналогии с работой [2] определяется следующим выражением:

$$V_y = k_y s n_{\text{ш}} / 60, \quad (4)$$

где,  $V_y$  - скорость перемещения органических и органоминеральных смесей удобрений, м/с;

$s$  - шаг витка шнека, м;

$n_{\text{ш}}$  - число оборотов шнека,  $\text{min}^{-1}$ ;

$k_y$  - коэффициент, учитывающий проскальзывание органических и органоминеральных смесей удобрений.

Тогда производительность шнека определяется по формуле:

$$Q_{\text{ш}} = k_y k_{\text{пл}} F_y s n_{\text{ш}} \gamma_0 / 60, \quad (5)$$

где,  $k_{\text{пл}}$  - коэффициент заполнения шнека;

$F_y$  - поперечное сечение перемещаемого шнеком органических и органоминеральных смесей удобрений,  $\text{m}^2$ ;

$\gamma_0$  - объёмная масса органических и органоминеральных смесей удобрений,  $\text{kg/m}^3$ .

Площадь поперечного сечения перемещаемых шнеком органических и органоминеральных смесей удобрений (рис. 2) определяется, исходя из параметров желоба - 1 и шнека - 2, с учетом определяемого из схемы в зависимости от высоты расположения высевного окна - 3, образованного между кожухом - 4 и желобом, значения центрального угла -  $\alpha_0$  из следующего выражения:

$$F_y = \frac{\pi}{180} (r_{\text{ж}}^2 - r_{\text{ш}}^2) \arccos \left( \frac{r_{\text{ж}} - h_s}{r_{\text{ж}}} \right), \quad (6)$$

где,  $F_y$  - площадь поперечного сечения перемещаемых шнеком органических и органоминеральных смесей удобрений,  $\text{m}^2$ ;

$r_{ш}$  - радиус вала шнека, м;  
 $h_z$  - высота расположения высевного окна желоба, м.  
 Выразив производительности шнека –  $Q_{ш}$  через его составляющие, получим:

$$Q_{ш} = \frac{1}{10,8 \cdot 10^3} k_y k_{ш} s n_{ш} \gamma_y (r_{ж}^2 - r_{ш}^2) \arccos \left( \frac{r_{ж} - h_z}{r_{ж}} \right) \quad (7)$$

При заданной производительности минимальное число оборотов шнека -  $n_{ш}^{мин}$  равно:

$$n_{ш}^{мин} = 75 \frac{Q_{ш}}{F_y s \gamma_y} \quad (8)$$

Как уже было сказано, шнек получает привод от собственного зубчатого колеса за счёт его взаимодействия с почвой, минимальное число оборотов этого колеса будет:

$$n_k^{мин} = \frac{V_n}{\pi D_z (1 - \delta_{макс})} \quad (9)$$

где  $n_k^{мин}$  - минимальное число оборотов зубчатого колеса, мин<sup>-1</sup>;

$V_n$  - поступательная скорость движения, м/с;

$D_z$  - диаметр зубчатого колеса, м;

$\delta_{макс}$  - максимальное значение коэффициента буксования.

Как производительность шнека, так и норма высева удобрения зависит от поступательной скорости, которая выражается зависимостью

$$V_n = \frac{Q_{ш}}{B_n z_{ра} Q_{за}} \quad (10)$$

где  $B_n$  - ширина ленты внесения органических и органоминеральных смесей удобрений рабочим органом, м;

$z_{ра}$  - число рабочего органа;

$Q_{за}$  - норма внесения удобрения, кг/га.

Так как число оборотов шнека и зубчатого колеса равны между собой, то подставляя значения  $V_n$  в уравнение (9) и приравнявая его с уравнением (8) после несложного преобразования получим:

$$z_{ра} = \frac{F_y s \gamma_y}{75 B_n Q_{за} \pi D_z (1 - \delta_{макс})} \quad (11)$$

или же:

$$F_y = 75 \frac{B_n z_{ра} Q_{за} \pi D_z (1 - \delta_{макс})}{z_{ра}} \quad (12)$$

Уравнение (11) увязывает число устанавливаемых на раме машины рабочих органов с его конструктивными параметрами и заданной нормой высева органических и органоминеральных смесей удобрений.

В соответствии с уравнением (12), варьируя поперечным сечением перемещаемых шнеком органических и органоминеральных смесей удобрений, можно обеспечить требуемую норму высева.

Таким образом, совмещение в одном рабочем органе рыхления почвы с внесением удобрений, а также снабжение его шнеком, изготовленным по параметрам, определенным выражениями (5), (8) и (9) обеспечивают равномерное распределение органических и органоминеральных смесей удобрений в соответствии с установленной нормой по ширине ленты, и тем самым улучшают равномерность их внесения.

#### Список литературы:

1. А.с. 1630623. Рабочий орган для рыхления почвы и внесения удобрений /Ахметов А.А., Хаджиев А., Байметов Р.И. и др. // Б.И. - 1991. - № 8.
2. Справочник конструктора сельскохозяйственных машин / Под, ред. М.И. Клецкина. - Москва: Машиностроение, 1967. - Т.2. -862 с.

УДК 614.8.084

Ахмедова Н.М., Ризаев А.А. 2014 г.

## НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЙ ПРОГРЕСС И БЕЗОПАСНОСТЬ ТРУДА

Ахмедова Н.М., ст. преподаватель кафедры «Безопасность жизнедеятельности», НГПИ; Ризаев А.А., студент НГПИ

*Ushbu maqolada ishlab chiqarish korxonalaridagi ishchilarning hayot faoliyati jarayonlariga doimiy hayf soliishi mumkin bo'lgan zararli omillar ta'siri sabablaridan himoyalash vositalarining qo'llanilishi nazarda tutilgan.*

*Tayanch iboralar: inson hayot faoliyati, jarayonlar, ob'ektlar, inson sog'ligiga hayf, oqibat, himoya choralari, ishlab chiqarish muhiti, turli hül hayflar.*

*Vital processes of humans in the industrial environment who are systematically exposed to different kinds of danger as processes and activities which are able to cause direct and indirect damage to health under certain specific conditions and cause undesirable effects as well as precautionary measures are considered in this article.*

*Key words: vital processes of humans, objects, damage to health, effects, protective measures, industrial environment, different kinds of danger.*

Современное общество характеризуется высоким уровнем использования технических средств, предназначенных для удовлетворения жизненных потребностей человека. Современные технические средства становятся всё более энергонасыщенными и автоматизированными. Однако по-прежнему ключевым элементом на производстве остаётся человек, призванный обслуживать, управлять, контролировать технические системы и технологические процессы.

Задача человечества заключается в том, чтобы эти неизбежные преобразования не ухудшили условия существования на Земле. Завершившийся XX век был веком особенно интенсивного внедрения в жизнь новых технических средств, объектов, технологий. И, что печально - многие нововведения были не всегда обдуманными и часто не сопровождалась анализом последствий. Только на пороге нового века человечество пришло к пониманию того, что дальнейшее безоглядное стремление к удовлетворению своих, всё возрастающих жизненных потребностей, может привести к негативным последствиям для нашей планеты и самого человека. Это отразилось в изменении приоритетов в развитии общества, создании новых объектов техники, внедрении новых технологий. В настоящее время требования безопасности и экологичности являются определяющими при создании и внедрении новых технических объектов и технологий. Ни один новый проект, не отвечающий нормам безопасности и охраны окружающей среды, не может быть реализован. На трудовую деятельность на производстве, в быту приходится не менее 50% жизни человека. А именно, в процессе трудовой деятельности человек подвергается наибольшей опасности.

Трудовая деятельность на производстве - производственная деятельность, характеризуется наибольшим уровнем опасности, так как современное производство насыщено множеством разнообразных энергоёмких технических средств.

Анализ производственных аварий, травм, несчастных случаев, профессиональных заболеваний показывает, что основной причиной их является несоблюдение требований безопасности, незнание человеком техногенных опасностей и методов защиты от них. Причём человеческий фактор во многих случаях является главенствующей причиной возникновения опасностей. Поэтому изучение опасностей трудовой деятельности, причин их возникновения, методов и средств защиты должно являться одним из основных элементов, способствующих действенной организации мероприятий по охране труда работников предприятия, что обуславливает актуальность выбранной темы. В жизненном цикле человек и окружающая его среда обитания образуют постоянно действующую систему «человек - среда обитания». Действуя в этой системе, человек непрерывно решает, как минимум, две основные задачи: обеспечивает свои потребности в пище, воде и воздухе; создаёт и использует защиту от негативных воздействий, как со стороны среды обитания, так и со стороны себе подобных.

Источниками естественных негативных воздействий являются стихийные явления в биосфере (изменения климата, наводнения, землетрясения и т.п.).

Постоянная борьба за своё существование вынуждала человека находить и совершенствовать средства защиты от естественных негативных воздействий среды обитания. К сожалению, появление относительно безопасного жилища, применение огня и других средств защиты, совершенствование способов получения пищи, кроме защиты человека от негативных воздействий, привели к его влиянию на среду обитания. На протяжении многих веков среда обитания человека медленно изменяла свой облик, но мало менялись виды и уровни негативных воздействий. Так продолжалось до середины XIX в. - начала активного роста воздействия человека на среду обитания. В XX в. на Земле возникли зоны повышенного загрязнения биосферы, что привело к региональной деградации. Этим изменениям во многом способствовали высокие темпы роста численности населения на Земле (демографический взрыв) и его урбанизация, рост потребления и концентрация энергетических ресурсов, интенсивное развитие промышленного и сельскохозяйственного производства, массовое использование средств транспорта, рост затрат на военные цели и ряд других процессов. В процессе жизнедеятельности человек систематически подвергается воздействию различных опасностей, под которыми обычно понимают явления, процессы, объекты, способные в определенных условиях наносить ущерб его здоровью непосредственно или косвенно, вызывать нежелательные последствия.

Человек подвергается воздействию опасностей и в своей трудовой деятельности. В условиях производства на человека действуют техногенные, т.е. связанные с техникой, опасности, которые принято называть опасными и вредными производственными факторами. Создавая техносферу, человек стремился к повышению комфортности своей среды обитания, к росту коммуникабельности, к обеспечению защиты от естественных негативных воздействий. Всё это благоприятно отразилось на условиях жизни и в совокупности с другими факторами (например, улучшением медицинского обслуживания) сказалось на увеличении продолжительности жизни людей (табл. 1). На ранних стадиях своего развития, даже при отсутствии технических средств, человек непрерывно испытывал воздействие негативных факторов естественного происхождения: пониженных и повышенных температур воздуха, атмосферных осадков, стихийных явлений. В условиях современного мира к естественным прибавились многочисленные факторы техногенного происхождения: вибрации, шум, повышенная концентрация токсичных веществ в воздухе, водоёмах, почве; электромагнитные поля, ионизирующие излучения. Антропогенные опасности во многом определяются наличием промышленных и бытовых отходов, неизбежно возникающих при любом виде деятельности человека. Они поступают в окружающую среду в виде выбросов в атмосферу, сбросов в водоёмы,

производственного и бытового мусора, потоков механической, тепловой и электромагнитной энергии. Количественные и качественные показатели отходов, а также регламент обращения с ними определяют уровни и зоны возникающих при этом опасностей.

Значительным опасностям подвергается человек при попадании в зону действия технических систем: транспортные магистрали; зоны излучения радио- и телепередающих систем, промышленные зоны. Уровни опасного воздействия на человека в этом случае определяются характеристиками технических систем и длительностью пребывания человека в опасной зоне. Проявляется опасность и при использовании человеком технических устройств в быту. Уровни возникающих при этом опасностей определяются энергетическими показателями технических устройств.

В настоящее время перечень реально действующих негативных факторов насчитывает более 100 видов.

К вредным производственным факторам относятся: неблагоприятные метеорологические условия; запыленность и загазованность воздушной среды; воздействие шума, инфра- и ультразвука, вибрации; наличие электромагнитных полей, лазерного и ионизирующего излучений и др. К опасным производственным факторам следует отнести электрический ток определенной силы, раскаленные тела, возможность падения с высоты самого работающего либо различных деталей и предметов, оборудование, работающее под давлением выше атмосферного, и т.д.

Определенную опасность представляют ионизирующие излучения (естественный фон, медицинские обследования, фон от строительных материалов, излучения приборов, предметов быта); алкоголь; табачный дым; бактерии, аллергии. Мир опасностей, угрожающих личности, весьма широк и непрерывно нарастает. В производственных, городских, бытовых условиях на человека воздействуют, как правило, несколько негативных факторов одновременно. Комплекс негативных факторов, действующих в конкретный момент времени, зависит от текущего состояния системы «человек-среда обитания». В настоящее время при изучении различных аспектов воздействия окружающей природной среды на благополучие человека наиболее предпочтителен факторный подход: изучаются соответствующие факторы риска, способные осложнить существование.

Таким образом, системы безопасности по объектам защиты, реально существующие в настоящее время, распадаются на следующие основные виды: система

Таблица 1

Продолжительность жизни людей в разные периоды

Период жизни на Земле, век	Продолжительность жизни, лет
Медный, бронзовый, железный	30
К началу XIX в.	35-40
В конце XX в.	60-63

личной и коллективной безопасности человека в процессе его жизнедеятельности; система охраны природной среды (биосферы); система государственной безопасности; система глобальной безопасности.

Оценочные данные свидетельствуют о том, что ежегодно в мире на производстве от травмирующих факторов погибают около 200 тыс. человек и получают травмы 120 млн человек. В нашей стране травматизм с летальным исходом на производстве, автодорогах, в быту непрерывно растёт.

Основные функции безопасности жизнедеятельности (БЖД) должны обеспечить безопасность труда и жизнедеятельности человека, охрану окружающей природной среды через: описание жизненного пространства, его зонирование по значениям негативных факторов на основе экспертизы источников негативных воздействий, их взаимного расположения и режима действия, а также с учетом климатических, географических и других особенностей региона или зоны деятельности; формирование требований безопасности к источникам негативных факторов - назначение предельно допустимых выбросов (ПДВ), сбросов (ПДС), энергетических воздействий (ПДЭВ), допустимого риска и др.; организацию мониторинга состояния среды обитания и инспекционного контроля источников негативных воздействий; разработку и использование средств биологической защиты; реализацию мер по предотвращению и ликвидации последствий чрезвычайных ситуаций; обучение населения и сотрудников предприятий основам БЖД, подготовку специалистов всех уровней и форм деятельности.

При безопасных условиях труда должно быть исключено воздействие на работающих опасных и вредных производственных факторов. Но не всегда в условиях реального производства это достигается: абсолютная безопасность либо технически недостижима, либо экономически нецелесообразна. Поэтому при разработке современного оборудования стремятся создать максимально безопасные машины, оборудование, установки и приборы, чтобы свести риск при работе с ними к минимуму.

Список литературы:

1. Белова С.В. Безопасность жизнедеятельности. Под общей редакцией проф. С.В. Белова. М.: Высшая школа, 2004.
2. Гринин А.С., Новиков В.Н. Экологическая безопасность. Защита территорий и населения при ЧС. Учеб. пособие. – М.: ФАИР-ПРЕСС, 2000.
3. Кукин П. П., Лапин В. Л., Подгорных Е. А. и др. Безопасность жизнедеятельности. Безопасность технологических процессов и производств. Учеб. пособие для вузов. М.: Высшая школа, 1999.
4. Кукин П.П. Безопасность жизнедеятельности. Безопасность технологических процессов и производств. М.: Высшая школа, 2002.

## КНИЖНЫЕ НОВИНКИ

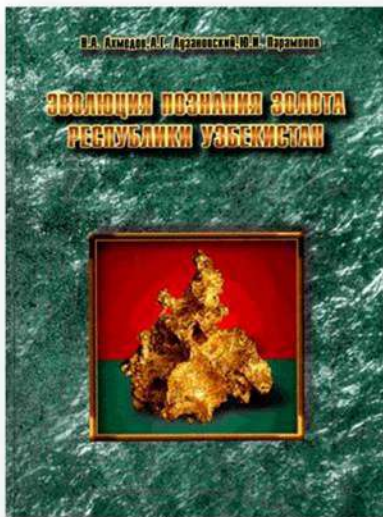


Монография Нурмухаммада Ахмедовича Ахмедова «Геолого-промышленные типы месторождений золота, вольфрама, железа Западного Узбекистана, условия размещения и оценка перспектив», вышедшая в издательстве ООО «Ишонч Марказ Сервис» г. Ташкента, явилась результатом многолетних научно-производственных исследований автора и возглавляемых им геологических подразделений Самаркандского и Кызылкумского руд-

ных районов в годы его работы с 1999 по 2006 гг. Председателем Госкомгеологии Республики Узбекистан.

В работе показаны месторождения золота Западного Узбекистана, как представителя Кызылкумской золоторудной провинции Южного Тянь-Шаня, дана типизация железорудных месторождений титаномагнетитового типа в ультрабазитах (Тебинбулак и др.); магнетит-гнематитового типа в вулканочено-осадочных породах (Темирлан, Чимкурбан) и осадочно-железорудных типов в мезозойско-кайнозойских отложениях; охарактеризованы вольфрамовые месторождения Западного Узбекистана (Саутбай и Сарытау), что обеспечивает в перспективе геолого-промышленную типизацию сырьевой базы золота, вольфрама и железа Западного Узбекистана.

Монография предназначена для лиценстов, учащихся колледжей и студентов высших и средних специальных учебных заведений горно-геологических и естественно - научных направлений, а также для работников геологических специальностей, инженерно-технических работников горно-металлургических производств, специалистов проектных и исследовательских институтов. Она будет полезна магистрам и докторантам, занимающимся вопросами геологии, осваивающих недра золоторудной провинции Республики Узбекистан.



На базе обобщения трудов геологов и горняков, историков и археологов Узбекистана, авторских исследований рудного и россыпного золота показаны пути эволюции знаний о золоте от доисторических времен до современности.

Монография «Эволюция познания золота Республики Узбекистан», вышедшая в издательстве ООО «Ишонч Марказ Сервис» г. Ташкента, представляет собой результат многолетнего труда авторов ученых и специалистов: ООО «Геолтехинвест» - директора

Ахмедова Нурмухаммада Ахмедовича, главного специалиста Парамонова Юрия Ильича и Навоийского горно-металлургического комбината - заместителя заведующего учебно-методическим кабинетом Учебного центра Центрального рудоуправления Лузановского Александра Георгиевича.

В монографии прослеживается эволюция познания золота и благородных металлов нашими предками в сложнейшем переплетении цивилизаций народов, авторы отошли от традиционного стиля описания сложных, спорных и подлежащих анализу рудообразования.

Ценность монографии заключается в том, что в ней изложены проблемы геологии рудных месторождений и их классификаций, требующие дальнейшего углубленного изучения. Нацелена на расширение общего кругозора читателя, развитие в нём чувства патриотизма к своей Родине, бережного отношения к богатству её недр.

Монография предназначена для лиценстов, учащихся колледжей и студентов высших и средних специальных учебных заведений горно-геологических и естественно - научных направлений, а также для работников геологических специальностей, инженерно-технических работников горно-металлургических производств, специалистов проектных и исследовательских институтов. Она будет полезна магистрам и докторантам, занимающимся вопросами геологии, осваивающих недра золоторудной провинции Республики Узбекистан.



В настоящее время все больше предприятий горно-геологической отрасли применяют в своей работе различные специализированные информационные системы. Информатизация и автоматизация производства является обязательным условием для построения современной, высококачественной и прозрачной схемы рабочего процесса компании.

К наиболее важным специализированным информационным системам, применяемым в горно-геологической отрасли на данный момент, можно отнести программное обеспечение компании MICROMINE, которая является ведущим поставщиком информационных систем для этой отрасли.

Компания MICROMINE предлагает решения для любого этапа разработки месторождения, начиная со сбора геологоразведочных данных, работы с ними, их визуализации и интерпретации - до управления горнодобывающим производством и составления отчетности.

Одним из самых востребованных программных решений является **Micromine**.

**Micromine** - это набор инструментов, которые позволяют получать, обрабатывать и интерпретировать данные, необходимые как для проведения геологоразведочных работ, так и для добычи полезных ископаемых.

Это программное обеспечение поможет геологу всесторонне рассмотреть и оценить проект, что в свою очередь позволит более точно выделить перспективные участки, тем самым, повышая шансы проекта на успех.

Горный инженер найдет в **Micromine** возможность легко моделировать открытые или подземные горные работы и создавать инструменты, позволяющие значительно облегчить планирование и выполнение ежедневных производственных задач.

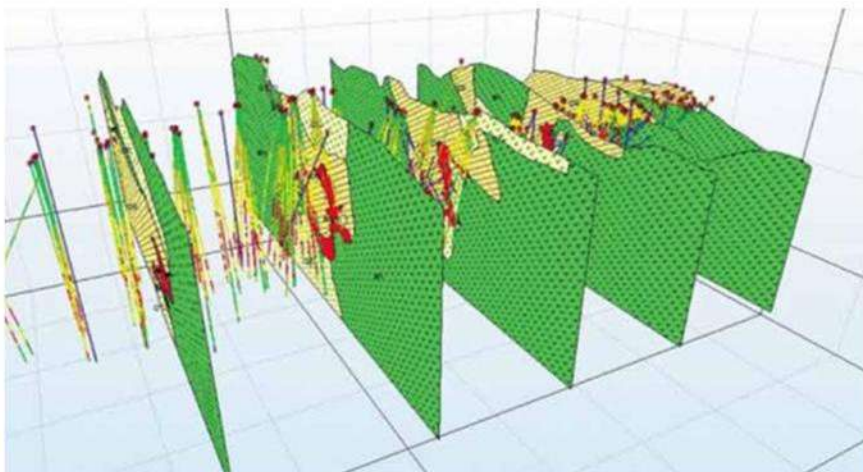
Оснащение предприятия программным обеспечением **Micromine**, позволит автоматизировать работу маркшейдерской службы, без рутинной, сложной, довольно долгой, а следовательно, не исключаящую случайных ошибок камеральной обработки.

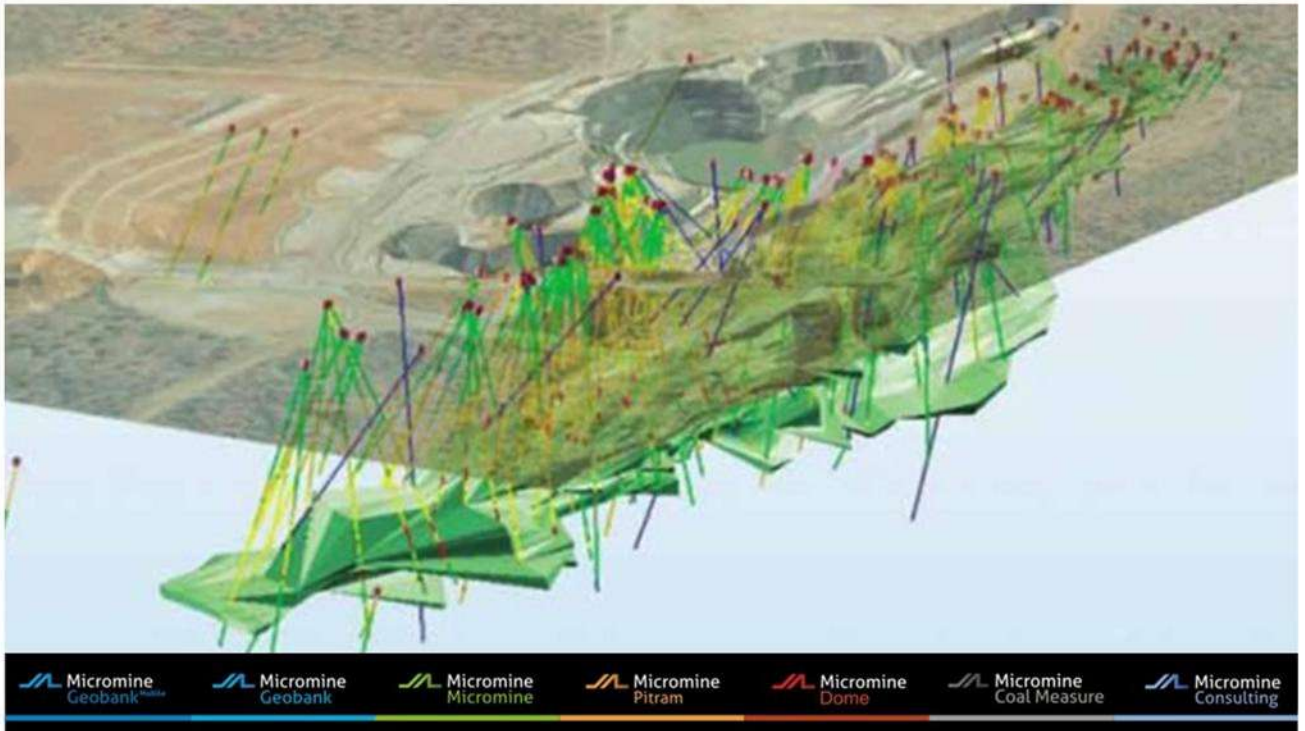
Пропадает необходимость разрабатывать маркшейдерскую, горно-геологическую документацию на «бумаге». Полная пространственная визуализация горных работ и рудного тела на экране монитора, позволяет решать задачи геометрии недр, геомеханики, горной квалиметрии в сжатые сроки без сложнейшего ручного подсчета.

Простота интерфейса, широкий набор инструментов позволяют свести к минимуму время камеральной обработки маркшейдерских данных. При определенном опыте работы в **Micromine**, один маркшейдер

по камеральным работам обработает результаты полевых измерений пяти участков маркшейдеров, пополнит планы горных работ, рассчитает объемы, сформирует отчеты.

Контуры рудного тела с заданным качеством, определенные из блочной модели, созданной геологической службой, автоматически формируются в файлы координат для экспорта в теодолит-тахеометр последующей выноски контура рудного тела в натуре. Что сокращает время камеральной работы геолога и исключает ошибки при





отрисовке контура и снятия по нему координат. Также при выноске любых контуров и объектов.

Текущее планирование горных работ, совместный труд геологической и маркшейдерской служб, а также ПТО, объединенный единой геоинформационной средой, в разы сокращает время их разработки. В кратчайшие сроки, прорабатываются несколько вариантов развития горных работ.

Проектные группы и ПТО, занимающиеся разработкой перспективных программ развития предприятия, самостоятельно, быстро и качественно прорабатывают различные варианты для выбора оптимального формирования контура карьера с учетом изменяющихся экономических показателей или уточненных геологической службой параметров и качественных показателей рудного тела. Информационная система **Micromine** позволит при условии правильного и рационального ее применения:

- увеличить продуктивность работы проектных групп, за счет улучшения взаимодействия между подразделениями, использующими единую геоинформационную среду **Micromine**;
- добиться значительной экономии человеко-часов, увеличить скорость и качество выполнения плановых проектов по горным работам на предприятии. Функциональные возможности **Micromine** позволяют оперативно и качественно подготовить план горных работ месячный, кварталный, годовой, 5-летний и т.д.;
- повысить точность оконтуривания рудных тел и подтверждения геологических запасов;
- оптимизировать и более тщательно планировать работы ранних стадий поисков и разведки, эксплуатационной разведки месторождений полезных ископае-

мых в горных районах за счет возможности более детально планировать разведку и проведение буровзрывных работ, работ по топосъемке, картированию;

- оптимизировать буровзрывные работы, за счет применения функционала Горного Модуля **Micromine**;
- «Расчет буровзрывных работ» позволяющего проектировать буровзрывные работы на карьере за счет инструментария для работы с буровзрывными блоками;
- возможности расчетов объемов, создание файлов местоположения буровзрывных скважин и файлов опробования;
- расчета вееров и смещение рудных блоков взрывом;
- возможности самостоятельно, быстро и качественно проработать различные варианты оптимальных контуров карьера с учетом изменяющейся рыночной цены на конечный продукт, изменяющихся операционных затратах, а также провести качественный и быстрый анализ возможных сценариев развития карьера;
- возможности программы позволяют самостоятельно прорабатывать проекты ПТЭО, ТЭО без привлечения сторонних организаций;
- добиться качественного использования исходных данных, материалов предшественников;
- функциональные возможности Маркшейдерского модуля позволят значительно упростить работу с данными маркшейдерской съемки, ускорить обработку данных и сделать конечный результат более качественным.

Благодаря гибкости потока рабочих операций, Вам не навязывается строгая последовательность действий, а дается возможность использовать программное обеспечение удобным для Вас способом.



## Мобильность и Экономия оборудования для карьеров фирмы «TAKRAF GmbH»

Мобильные дробильные комплексы,  
изготавливаемые специально под заказ фирмой «TAKRAF GmbH»  
входящая в состав концерна Tenova.

Использование конвейеров для транспортировки горной массы значительно улучшает экономические показатели на предприятиях ведущих добычу открытым способом. Новая разработанная по последнему слову техники полностью мобильная дробильная установка фирмы «TAKRAF» (TMCS) гарантирует гибкую связь между экскаватором и забойным конвейером, исключая необходимость использования автосамосвалов. Универсальная дробильная мобильная система «TAKRAF» (TMCS) может работать на 3 уступах с высотой более чем 15 метров каждая и при этом напрямую подавать на забойный конвейер горную массу, а также успешно использовать самоходный перегружатель или отвальный мост.

Мобильная дробильная установка фирмы «TAKRAF» (TMCS) имеет большую маневренность для постоянного и синхронного движения с экскаватором. То, что гусеничная опора мобильной дробильной установки фирмы «TAKRAF» (TMCS) расположена под приемным бункером, гарантирует большую надежность конструкции. Дизайн мобильной дробильной установки фирмы «TAKRAF» (TMCS) позволяет устанавливать как двухвалковый дробильный механизм, типа Sizer, так и другие виды дробильных механизмов. Стационарный загрузочный конвейер уравнивает поток материала, равномерно распределяя его и тем самым минимизирует просыпи. Мобильная дробильная установка фирмы «TAKRAF» (TMCS) была сконструирована специально для успешной совместной работы с экскаваторами, объем ковша которых составляет от 20 до 65 кубических метров, и может достигать запланированную производительность от 3 000 и до 12 000 тонн горной массы в час.



Total technology solutions for mining, bulk materials handling and minerals beneficiation.

Представительство TAKRAF GmbH в Центральной Азии  
Глава представительства – Исламов Э.Б.  
Узбекистан - 100047 г.Ташкент - Ул.Зарафшон 17  
Телефон + 998 71 236 10 48  
Факс + 998 71 236 14 37  
erkin.islamov@tenova.com

Казахстан - 010000 г. Астана - Ул.Ирченко 31, блок Д, офис 20  
Телефон + 7 7172 39 00 91  
Факс + 7 7172 39 02 30  
takraf.astana@tenova.com

TAKRAF GmbH  
Torgauer Straße 336  
04347 Leipzig  
Germany  
Phone +49 341 2423 500  
Fax +49 341 2423 510  
takraf.sales@tenova.com

www.takraf.com  
www.tenova.com

Tenova is a worldwide supplier of advanced technologies, products, and engineering services for the metals and mining & minerals industries.

Сведения о компаниях Группы ТММ



Группа компаний Tenova Mining & Minerals является глобальным поставщиком комплексных решений для таких отраслей, как горная добыча, транспортировка сыпучих материалов, переработка и обогащение минерального сырья. Владея исчерпывающими знаниями о технологиях и материалах, Группа ТММ реализует инновационные технологические решения на всех этапах производственно-сбытовой цепочки горнодобывающей промышленности.



Tenova Bateman осуществляет руководство реализацией проектов на всем их протяжении - от первоначального замысла до ввода в эксплуатацию, обеспечивая максимальный успех и рентабельность за счет применения передовых методов технологического проектирования и систем управления реализацией проектов. Многопрофильные услуги для сооружения новых и реконструкции действующих перерабатывающих предприятий охватывают широкий диапазон сырьевых материалов и в равной степени применимы к крупным и мелким объектам. Опыт компании Tenova Bateman в области ЕРСМ-услуг и проектирования доказал свою эффективность при реализации целого ряда проектов с чрезвычайно суровыми условиями добычи минерального сырья в самых труднодоступных регионах.



Tenova TAKRAF является ведущим поставщиком оборудования и систем для открытых горных работ в области добычи и переработки угля, руды и других полезных ископаемых, а также в части вскрышных работ, транспортировки и отвалообразования пустой породы. Опыт TAKRAF насчитывает сотни завершённых комплексных проектов, а также поставку отдельных единиц оборудования для заказчиков по всему миру с абсолютно различными климатическими условиями их эксплуатации. Современные системы измельчения, удовлетворяющие самым высоким требованиям по дроблению при добыче и переработке минерального сырья, основаны на опыте поставок подобного оборудования, которые начались в 20-х годах XX-го века. Изготавливаемое оборудование для контроля чистоты воздуха, транспортно-перегрузочная техника, а также технологии и системы кучного выщелачивания и золоудаления обеспечивают выбор оптимального варианта переработки сырья.



Tenova Bateman Technologies предлагает разнообразные технологические решения, адаптированные под конкретные проекты и основанные на многолетнем опыте проектирования и строительства производственных объектов. В её арсенале имеются передовые решения, такие как жидкостная экстракция для гидрометаллургической и биологической переработки, электролитическое извлечение, мембранно-пропускные технологии, современные знания в области обогащения и переработки фосфатов, начиная с этапа обогащения фосфатных руд и заканчивая получением очищенной фосфорной кислоты и фосфорных солей.



Компания Tenova Delkor специализируется на технологиях разделения твердых и жидких фаз и переработки минерального сырья для рынков сбыта минерального сырья и продукции химической промышленности. Она предлагает оборудование для флотации, осаждения, фильтрации, грохочения и гравитационного обогащения. Компания Delkor предоставляет целый комплекс услуг – от проведения технологических испытаний, разработки технологий и технологических схем до монтажа, пусконаладки и послепродажного обслуживания.



Tenova Pyromet является признанным лидером в проектировании и поставках печей постоянного и переменного тока, а также дополнительного оборудования для плавильных комплексов - для перегрузки и подготовки сырья, конвертирования и рафинирования сплавов, гранулирования металла, штейна и шлака, улавливания и очистки отходящих печных газов, а также переработке вредных отходов и пыли.



Total technology solutions for mining, bulk materials handling and minerals beneficiation.

Представительство ТАКРАФ ГмбХ в Центральной Азии  
Глава представительства – Исламов Э.Б.  
Узбекистан - 100047 г.Ташкент - Ул.Зарафшон 17  
Телефон + 998 71 236 10 48  
Факс + 998 71 236 14 37  
erkin.islamov@tenova.com

Казахстан - 010000 г. Астана - Ул.Ирченко 31, блок Д, офис 20  
Телефон + 7 7172 39 00 91  
Факс + 7 7172 39 02 30  
takraf.astana@tenova.com

TAKRAF GmbH  
Torgauer Straße 336  
04347 Leipzig  
Germany  
Phone +49 341 2423 500  
Fax +49 341 2423 510  
takraf.sales@tenova.com

www.takraf.com  
www.tenova.com

Tenova is a worldwide supplier of advanced technologies, products, and engineering services for the metals and mining & minerals industries.