

O'zbekiston

ISSN 2181-7383

KONCHILIK XAVARNOMASI

1

№ 84

ILMIY-TEXNIK VA ISHLAB CHIQUARISH JURNALI

Yanvar - Mart 2021

НАУЧНО - ТЕХНИЧЕСКИЙ И ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ ЖУРНАЛ

ГОРНЫЙ ВЕСТНИК

УЗБЕКИСТАНА



50

Kon boshqarmasi

yoshda

Рудоуправлению

лет

NKMK
5
KB

ДЛЯ ТЯЖЕЛЫХ РАБОТ В ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧЕ

Высококачественное дробление негабаритов и
оборка кровли - лучшее безопасное условие в
шахтах

SCAMEC 2000 серии

- Доступен в трех версиях взаимозаменяемых стрел для обеспечения оптимального охвата рабочей зоны
- Возможно оснащение стрелы гидравлическим молотом или пикой для оборки кровли
- Scamec 2000 Breaker - это самоходная машина с дизельным приводом для механизированного дробления в подземных шахтах и рудниках.
- Легок в управлении
- Специальная конструкция кабины с регулируемой функцией подъема и наклона для оптимизации видимости рабочей зоны

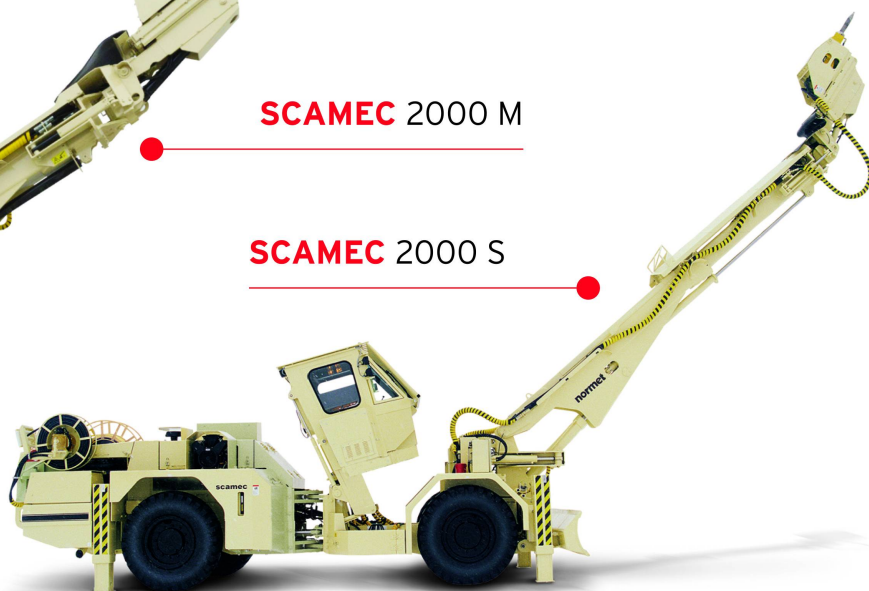
SCAMEC 2000 L



SCAMEC 2000 M



SCAMEC 2000 S



SCAMEC 2000 BREAKER



Normet International Ltd.

Представительство в Республике Узбекистан, г.Ташкент, 100084, ул. А.Темура 95А.

Тел.: +998 71 140 91 91 Факс: +998 71 140 92 92

www.normet.com



Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali
1997 yil iyul oyidan chiqarish boshlagan.
Bir yilda to'rt marta nashr etiladi

Ta'sislar:

"Navoiy kon-metallurgiya kombinati" Davlat korxonasi, Navoiy davlat konchilik instituti, O'zbekiston geotexnologiya va rangli metallurgiya ilmiy-tadqiqot va qidiruv-loyihalashtirish instituti "O'zGEORANGMETLITI" DUK

Moliyaviy qo'llab quvvatlovchilar:

"Navoiy KMK" DK, "Olmaliq KMK" AJ,
"O'zGEORANGMETLITI" DUK

Bosh muharrir:

U.Z. Sharafutdinov

Texnik va badiiy muharrir:

Yu.Z. Sodikova

Tahririyat Kengashi: V.A. Belin (Rossiya), A.G. Vorobev (Rossiya), A.E. Vorobev (Qozog'iston), V.E. Dementiev (Rossiya), O.V. Mishina (Germaniya), B.R. Rakishev (Qozog'iston), Z.A. Razykov (Tojikiston), I.B. Tabakman (Kanada), A.N. Shashenko (Ukraina), X.A. Akbarov (O'zbekiston), S.A. Abdurahmonov (O'zbekiston), B.V. Gulyamov (O'zbekiston), B.F. Muhiddinov (O'zbekiston), I.T. Misliboev (O'zbekiston), A.M. Mahmudov (O'zbekiston), O.M. Mustakimov (O'zbekiston), T.I. Nurmurodov (O'zbekiston), B.R. Raimjanov (O'zbekiston), M.G. Sagdieva (O'zbekiston), K. Sanaqulov (O'zbekiston), N.P. Snitka (O'zbekiston), A.X. Turesebekov (O'zbekiston), X.I. Hamidov (O'zbekiston), U.A. Ergashev (O'zbekiston), M.M. Yoqubov (O'zbekiston)

Jurnal O'zbekiston Matbuot va axborot agentligida 2006 yil 13 dekabrda ro'yxatga olingan. Qayd etish guvohnomasi № 0033. ISSN 2181-7383. 2013 yil 9 iyul kuni qayta ro'yxatga olingan bo'lib qayd etish guvohnomasi № 01-22/37 S.

Jurnaldan ko'chirib bosilganda manba qayd etilishi shart

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

Tahririyat manzili:

210100, Navoiy shahri, Navoiy ko'chasi, 27 uy
NKMK Innovatsion markaz
Tel. +99893 521-78-39

E-mail: I.Sodikov@ngmk.uz, U.Sharafutdinov@ngmk.uz

Sayt: <http://www.gorniyvestnik.uz>; <http://uzjournals.edu.uz/gorvest>

Muqova, dizayn, terish bo'yicha mas'ul:

Yu.Z. Sodikova

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

U.Z. Sharafutdinov

Chop qilindi:

NKMK bosmaxonasida
210100, Navoiy shahri, Janubiy ko'chasi, 25 uy
Tel. +99879 227-75-56

Nashr etishga 03.03.2021 y. imzolandi

A3 formatda. Adadi 250 nusxa

© O'zbekiston konchilik xabarnomasi 2021

Научно-технический и производственный журнал издаётся с июля 1997 года, выходит четыре раза в год

Учредители:

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

При финансовой поддержке:

ГП «Навоийский ГМК», АО «Алмалыкский ГМК», ГУП «O'zGEORANGMETLITI»

Главный редактор:

Шарафутдинов У.З.

Технический и художественный редактор:

Содинова Ю.З.

Редакционный совет: Белин В.А. (Россия), Воробьев А.Г. (Россия), Воробьев А.Е. (Казахстан), Дементьев В.Е. (Россия), Мишина О.В. (Германия), Ракишев Б.Р. (Казахстан), Разыков З.А. (Таджикистан), Табакман И.Б. (Канада), Шашенко А.Н. (Украина), Акбаров Х.А. (Узбекистан), Абдурахмонов С.А. (Узбекистан), Гулямов Б.В. (Узбекистан), Мухиддинов Б.Ф. (Узбекистан), Мислибоев И.Т. (Узбекистан), Махмудов А.М. (Узбекистан), Мустакимов О.М. (Узбекистан), Нурмуродов Т.И. (Узбекистан), Раимжанов Б.Р. (Узбекистан), Сагдиева М.Г. (Узбекистан), Санакулов К. (Узбекистан), Снитка Н.П. (Узбекистан), Турсебеков А.Х. (Узбекистан), Хамидов Х.И. (Узбекистан), Эргашев У.А. (Узбекистан), Якубов М.М. (Узбекистан)

Журнал зарегистрирован в Узбекском Агентстве по печати и информации.

Регистрационное свидетельство за № 0033 от 13 декабря 2006 г.
ISSN 2181-7383 per. № 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. Навои, 27
Инновационный центр НГМК
Тел. +99893 521-78-39

E-mail: I.Sodikov@ngmk.uz, U.Sharafutdinov@ngmk.uz

Сайт: <http://www.gorniyvestnik.uz>; <http://uzjournals.edu.uz/gorvest>

Обложка, дизайн, компьютерная верстка:

Содинова Ю.З.

Ответственный за публикацию и обновление электронной формы журнала:

Шарафутдинов У.З.

Отпечатано:

в типографии НГМК
210100, г. Навои, ул. Южная, 25
Тел. +99879 227-75-56

Подписано в печать 03.03.2021 г.

Формат А3. Тираж 250 экз.

© Горный вестник Узбекистана 2021

GEOTEKNOLOGIYA / ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Махмудов А.М., Курбонов О.М. The method and arrangement to increase the efficiency and utilization of submersible pumping equipment	4
Сайдалимов А.С., Жамилов А.Ф., Хамидов Ш.Ш., Маликова Н.А. Анализ эффективности увеличения фонда скважин и их конструкции на технологические показатели на поздних стадиях разработки месторождений	8
Mustafayev O.B., Djurayev R.U., Teshayev N.G. Skvajinalarni burg'lashda burg'ilash suyuqligining yo'tilishini oldini olish va bartaraf etishning zamonaviy usullari tahlili	11
Курупов А.А., Рузиев Н.Б., Раджабов Э.Х. Изменение сменной производительности экскаваторно-автомобильного комплекса по мере углубления карьера	15
Низомов Т.Н., Фарманов О.Э., Худояров А.Д., Хасанов А.Р. Комплексные исследования геодинамики района месторождения Чармитан	17
Курбанов М.А., Аликулов Ш.Ш., Каримов И.А., Раджабов Э.И. Исследование по определению оптимальной режим закисления рудного пласта и выщелачивания урана	22
Курупов А.А., Жабборов О.И., Тухташев А.Б., Назаров З.С. Графоаналитическая модель определения устойчивости угла борта карьера при отработке мелкомасштабных месторождений золота Кызылкумского региона	27
Наврзлов Т.Ю., Бабаев В.К., Норбоев А., Каримов И.А. Практика при «повторной» отработке запасов месторождения сабырсай способом подземного выщелачивания	29
Санакулов К., Таджиглаев Х.Г. Обзор разработки угольных месторождений подземной газификацией	33

GEOLOGIYA / ГЕОЛОГИЯ

Жураев М.Н. Рудная специализация сарыкулского интрузива и его роль в формировании апотетатеригенного вольфрамового оруденения	36
Зарипов Ш.У., Муминов Р.О., Махмудов Ш.А., Бойназаров Г.Г. Исследование и выбор параметров вращательно-подающего механизма карьерного бурового станка	40
Адилев Ж.К., Мирзаев А.Ж., Якубов С.И., Якубова Н.Д. Глауконит ва чанги кони масаласига доир	43
Умаров Ф.Я., Нутфуллоев Г.С., Белин В.А., Алимво У.Т. Экспериментальные исследования по определению параметров БВР с кумулятивными зарядами для рыхления скальных горных пород	47
Муминов Р.О., Зарипов Ш.У., Курбонов У.К., Равшанов Ж.Ш. Обоснование и выбор рациональных и жестких параметров системы подачи бурового станка	51
Абдурахманов Б.М., Курбонов Э.Ш. Основные факторы, влияющие на параметры трещиноватости и нарушенности горных пород и их роль в оценке инженерно-геологических условий освоения месторождения Нилу	56
Атабаев Д.Х., Хусанбаев Д.Д., Гоипов А.Б., Атабаева Н.Э. Определение разломов и разрывных нарушений геофизическими методами в прибортовой поверхности карьера Мурунтау	2
Шукуров Ш.Р. Минералогия зоны гипергенеза золото-серебряного месторождения каракутан	64
Турсебеков А.Х., Мирходжаев Б.И., Шукуров Ш.Р. Золотоносность графитового месторождения тасказган республики Узбекистан	68

BOYITISH VA METALLURGIYA /
ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

Донияров Н.А., Тагаев И.А., Муродов И.Н., Асроров А.А. Использование возможности перевода элемента скандия в раствор из низкосортного фосфоритного сырья центральных Кызылкумов путем воздействия слабоконцентрированной серной кислоты	72
Разыков З.А., Ходжибаев Д.Д. Monitoring of the heavy metal content in the syrdarya river in the republic of Tajikistan	76
Бердиев Д.М., Юсупов А.А., Ибодуллаев Т.Н. Повышение износостойкости стальных изделий нетрадиционными режимами термической обработки	78
Каримов Н.К. Повышение свойств низколегированных конструкционных сталей термоциклической обработкой	81
Ван Клик М., Парий А., Гродовски М. Модульные обогатительные фабрики при различной динамике цен на минеральное сырьё	83
Самадов А.У., Халикулов У.М., Джаббарова Б.И. Анализ процессов использования отходящих газов из дуговых сталеплавильных печей для подогрева сырья	87
Холмуродов Б.О., Джураева М.Ш. Повышение качества рудоподготовки на основе химического анализа гранулометрического состава руд ру «ГМЗ-1»	90

ILMIY-LABORATORIYA IZLANISHLARI /
НАУЧНО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ

Санакулов К., Мухиддинов Б.Ф., Шарипов С.Ш., Вапоев Х.М. Исследование образования анионов в процессе бактериального окисления флотоконцентрата и их влияние на извлечение благородных металлов	93
Мухиддинов Б.Ф., Тилялова Л.И., Жураев Ш.Т., Жураев И.И. Дериватографическое исследование композиции полиэтилентерефталата с полипропиленом	97
Донияров Н.А., Мустакимов О.М., Адизов Л.А., Эргашев Н.У. Попутное извлечение вольфрама при переработке руд Мурунтау	101
Абдуазизов Н.А., Хатамова Д.Н., Джураев Р.У. Анализ работы систем охлаждения рудничных поршневых компрессорных установок	104
Ашунов Х.Б., Назаров В.Ф., Курбанов М.А., Ганиева Д.С. Получение металлического рения из перената аммония в водородной плазме	107
Санакулов У.К., Тажибаев Д.Ю. Усовершенствование технологии разделения мышьяка от железа из кислых растворов, образующихся при биовыщелачивании золотосодержащего флотоконцентрата	110
Рузиев Н.Р. Усовершенствование технологии разделения мышьяка от железа из кислых растворов, образующихся при биовыщелачивании золотосодержащего флотоконцентрата	112

ELEKTROENERGETIKA / ЭЛЕКТРОЭНЕРГЕТИКА

Амиров С. Ф., Атауллаев А. О., Мелик-Шахназарова И. А., Сайидов М. К. Многоконтурные магнитные цепи кольцевых электромагнитных преобразователей измерения расхода жидкости	116
Каршибаев А.И., Нарзуллаев Б.Ш., Расулова Б.И. Санот корхоналари электротехнологик курилмаларининг электр энергия истеъмолини кўп омилли математик модели	120

EKOLOGIYA VA TEX. XAVFSIZLIK /
ЭКОЛОГИЯ И ТЕХ. БЕЗОПАСНОСТЬ

Камолов Л.А., Бахронов Б.Д., Машинасозлик ва металлургия саноти корхоналарининг ёнғин хавфсизлигини такомиллаштириш масалалари	122
Воробьев А.Е., Воробьев К.А., Аламгир М.Д., Мадаева М.З. Основные закономерности загрязнения природных вод мышьяком: от Ирана до Узбекистана	125

TABRIKNOMALAR / ПОЗДРАВЛЕНИЯ

Санакулов К. Умр дафтаридаги зархал битиклар	130
Акбаров Хабибулла Асатовичнинг 85 йиллиги	132
Акбаров Тахиржан Гулямвичининг 80 йиллиги	133

На обложке:

«Normet international LTD»
«Epiroc»
«INTERTECH Process Technology»

В тексте ПО «НМЗ» и УАП НГМК

Founders: State Enterprise "Navoi Mining and Metallurgical Combine", Navoi State Mining Institute, Uzbek Research and Design and Survey Institute of Geotechnology and Nonferrous Metallurgy of the State Unitary Enterprise "UzGEORANGMETLITI"

Chief Editor: **Sharafutdinov U.Z.**

Deputy Chief Editor: **Alikulov Sh.Sh.**

Technical and art editor: **Sodikova Yu.Z.**

Editorial Board: Belin V.A. (Mining Institute NUST MISIS, Russia), Vorobiev A.G. (Publishing house "Ore and Metals", Russia), Vorobev A.E. (Atyrau University of Oil and Gas, Kazakhstan), Mishina O.V. (Engineering diverse GMBH, Germany), Dementiev V.E. (JSC "Irkutsk Research Institute of Noble and Rare Metals and Diamonds" Russia), Rakishov B.R. (Nazarbayev University, Kazakhstan), Razykov Z.A. (Mining and Metallurgical Institute of Tajikistan), Tabakman I.B. (Wenco International Mining Systems, Canada), Shashenko A.N. (National Technical University "Dnipro Polytechnic", Ukraine), Akbarov Kh.A. (Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Uzbekistan), Abdurahmonov S.A. (Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Uzbekistan), Gulyamov B.V. (State Committee for Industrial Safety of the Republic of Uzbekistan), Muhiddinov B.F. (Navoi State Mining Institute, Uzbekistan), Misliboev I.T. (Navoi State Mining Institute, Uzbekistan), Makhmudov A.M. (Navoi State Mining Institute, Uzbekistan), Mustakimov O.M. (Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Uzbekistan), Nurmurodov T.I. (Navoi State Mining Institute, Uzbekistan), Raimzhanov B.R. (State Unitary Enterprise "Uzbek Scientific Research and Design and Survey Institute of Geology and Nonferrous Metallurgy "Uzgeorgantmetili", Uzbekistan), Sagdieva M.G. (State Enterprise "Institute of Mineral Resources", Uzbekistan), Sanakulov K. (Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Uzbekistan), Snitka N.P. (Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Uzbekistan), Turesebekov A.Kh. (Institute of Geology and Geophysics named after Kh.M.Abdullaev, Uzbekistan), Hamidov X.I. (Navoi State Mining Institute, Uzbekistan), Ergashev U.A. (Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Uzbekistan), Yakubov M.M. (Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Uzbekistan)

The journal is registered in the Uzbek Agency for Press and Information. Registration certificate number 0033 from December 13, 2006 ISSN 2181-7383 reg. No. 01-22 / 37 S dated July 09, 2013

At a reprint of materials reference to the journal is required

The accuracy of the facts and the accuracy of the information are the responsibility of the authors.

Editorial address: 210100, Navoi, st.Navoi 27, Innovation center NMMC.

Tel. +99893 521-78-39

E-mail: U.Sharafutdinov@ngmk.uz, I.Sodikov@ngmk.uz

Website: <http://www.gorniyvestnik.uz>; <http://uzjournals.edu.uz/gorvest>

Indexing: Ulrich's Periodicals Directory

Printed: in the printing house NMMC 210100, Navoi, st.Yunaya, 25

Tel. +99879 227-75-56

CONTENT

GEOTECHNOLOGY

Makhmudov A.M., Kurbonov O. M.

The method and arrangement to increase the efficiency and utilization of submersible pumping equipment4

Saidalimov A. S., Zhamilov A. F., Khamidov Sh. Sh., Malikova N. A.

Analysis of the effectiveness of increasing the well stock and their design on technological indicators at the late stages of field development8

Mustafayev O. B., Djurayev R. U., Teshayev N. G.

Analysis of modern methods to prevent and eliminate losses of drilling fluid during well drilling11

Nizomov T. N., Farmanov O. E., Khudoyarov A.D., Khasanov A. R.

Complex studies of geodynamics of the charmitan deposit area17

GEOLOGY

Zaripov Sh. U., Muminov R. O., Makhmudov Sh. A., Boynazarov G. G.

Analysis and research of the loading parameters of the basic drilling rig mechanisms when drilling the step40

Adilov Zh. K., Mirzaev A. Zh., Yakubov S. I., Yakubova N. D.

To the issue of changi and glauconite deposits43

Muminov R. O., Zaripov Sh. U., Kurbonov U. K., Ravshanov Zh. Sh.

Justification and choice of rational and rigid parameters of the drilling machine feed system51

Abdurakhmanov B. M., Kurbonov E. Sh. The main factors affecting the parameters of fracturing and disturbance of rocks and their role in the assessment of engineering and geological conditions for the development of the nilu deposit56

Atabaev D. Kh., Khusanbaev D. D., Goipov A. B., Atabaeva N. E. Determination of faults and discontinuous faults by geophysical methods in the instrument surface of the murantau quarry59

Turesebekov A. Kh., Mirkhodjaev B. I., Shukurov Sh. R.

Gold content of the Taskazgan graphite deposit of the Republic of Uzbekistan68

MINERAL PROCESSING

Razykov Z.A., Hojiboev D.D.

Monitoring of the heavy metal content in the syrdarya river in the republic of Tajikistan76

Berdiev D. M., Yusupov A. A., Ibdullaev T. N.

Increasing the wear resistance of steel products by non-traditional heat treatment modes78

SCIENTIFIC AND LABORATORY RESEARCH

Sanakulov K., Mukhiddinov B. F., Sharipov S. Sh., Vapoev Kh. M.

Investigation of the formation of anions in the process of bacterial oxidation of flotation concentrate and their effect on the extraction of precious metals93

Abduazizov N. A., Khatamova D. N., Juraev R. U.

Analysis of the cooling systems of mine reciprocating compressor units104

Sanakulov U. K., Tazhibayev D. Yu. Improvement of the technology of separation of arsenic from iron from acidic solutions formed during bioleaching of gold-containing flotation concentrate110

ELECTRICAL ENGINEERING

Amirov S. F., Ataullaev A. O., Melik-Shakhnazarova I. A., Sayidov M. K.

Multi-circuit magnetic circuits of ring electromagnetic converters for measuring liquid flow116

THE METHOD AND ARRANGEMENT TO INCREASE THE EFFICIENCY AND UTILIZATION OF SUBMERSIBLE PUMPING EQUIPMENT



Махмудов А.М.,
зав. кафедрой
«Горная электромеханика» НГГИ,
к.т.н., доцент



Курбонов О.М.,
докторант НГГИ

Maqolada botiriluvchi nasosdan foydalanish koeffitsienti va samaradorligini oshirish masalalari ko'rib chiqilgan. Geotexnologik quduqlarda botiriluvchi nasoslarning ishlashi paytida tarkibi kuchli gazlangan va qattiq zarrachalar mavjud aralashma tufayli yuzaga keladigan muammolar o'rganilgan. Quduqlardagi kuchli gazlanish va qumlanishga qarshi kurashish uchun mo'ljallangan turli xil usul va qurilmalar tahlili amalga oshirilgan. Ishlab chiqilgan texnik yechimning tavsifi, konstruktiv elementlari, ishlash printsipi va texnik-iqtisodiy ko'rsatkichlari keltirib o'tilgan. Quduqlarda gazlanish va qumlanishga qarshi uskunaning printsipl sxemasi ko'rsatilgan.

Tayanch iboralar: samaradorlik, foydalanish koeffitsienti, botiriluvchi markazdan qochma nasoslar, qumlanish, quduq, gazlanish, energiya sarfi, xom-ashyoli aralashma, gidrostatik va gidrodinamik bosim

В работе рассмотрены вопросы повышения коэффициента использования и эффективности работы погружного насоса. Исследованы возникающие проблемы во время эксплуатации погружных насосов в геотехнологических скважинах, в связи с сильной газированностью и содержанием в своем составе твердых частиц. Произведен анализ различных способов и устройств для борьбы с пескопроявлением и газоносностью в скважинах. Приведены описание, конструктивные элементы, принцип работы и технико-экономические показатели разработанного технического решения и принципиальной схемы конструкции устройства для борьбы с пескопроявлением и газоносностью в скважинах.

Ключевые слова: эффективность, коэффициент использования, погружные центробежные насосы, пескопроявление, скважина, газоносность, энергопотребление, продуктивный раствор, гидростатическое и гидродинамическое давление.

In the process of development of mining industry of the republic in parallel with the increase of processing depth and requirements to improve the purity of the final product, environmental and safety requirements to the equipment have become tougher.

Submersible centrifugal pumps make up a group that differs in design from conventional pumps with horizontal shaft location. The vertical arrangement of the pump in a well or borehole has predetermined design solutions such as hydraulic load sensing, bearing arrangement and lubrication, configuration and dimensions of pump parts and their layout [1].

Sand and other impurities are constantly rising from the bottom of the well. To prevent these substances from clogging the pump and other equipment, you need a filter for the well on the sand. When pumping a liquid with a large amount of impurities, well pumps overheat and wear out in a short period of time. The more sand in the fluid, the faster the submersible units will need to be replaced.

Specialized organizations, which are engaged either in well drilling or exploration of water resources, have specialists who are able, even by indirect signs, to determine the causes of the problem.

And if modern diagnostic equipment is used, which is lowered into the wellbore, the causes of sanding are established with a probability of up to 95 percent.

The main causes of problems in the operation of submersible electric pumping equipment:

- The rules of well construction and tubing casing were not observed,
 - The mesh filter is installed incorrectly by drillers,
 - The structure of the wellbore itself collapsed for various reasons.
- So, if the rules of drilling are not observed.

First, drilling deviates from the vertical in the process of rock penetration. The wellbore turns out to be similar to a curved worm. Casing, deposited in such a borehole, is subject to uneven loads. As a result,

pipe depressurization may occur both during and after drilling. Sometimes, changes in wellbore design and casing depressurization occur as early as 1-2 years after they are put into operation. Secondly, poor quality materials can be used in drilling operations. Poor quality plastic pipes that are not adapted to the soil may cause pulp to be sucked from the water-bearing sand layers of the well.

Plastic impellers of pumps are destroyed very quickly, rubber valves of vacuum systems - even faster.

A little longer "hold" devices with metal impellers and polymer membranes. But they also come to an end when operating a well with a sand-rich liquid [2].

As a result of an analysis of the operation of submersible pumping equipment at NMMK's UL mines, the following operational problems were identified:

- The most severe damages are observed on impellers, shafts, bearings and pump housings as the maximum loaded elements of equipment due to corrosion and erosion of pump elements having direct contact with the pumped medium. The influence of corrosive media led to a reduction in wall thickness and deterioration of the parameters of the entire unit;
- gas content of the productive solution leads to cavitation processes and causes the appearance of blows during operation, increases the vibration of the entire unit, reduces the operating time of bearings, increases wear and tear of internal elements and leads to thinning of the walls of the housing;
- the presence of solid inclusions in the pumped medium, resulting in abrasive wear of the flow part and also reducing pump life;
- operation of pump units at non-calculated modes, which leads to a significant deterioration of vibrodynamic characteristics of centrifugal pumps and, accordingly, to the reduction of their performance;
- operation of the pump on non-optimal conditions led to uneven heating of the shaft and walls of the housing due to different coefficients

of expansion of used materials and methods of attachment of equipment, which led to a reduction of normalized gaps in the pump and increased loads on it [3].

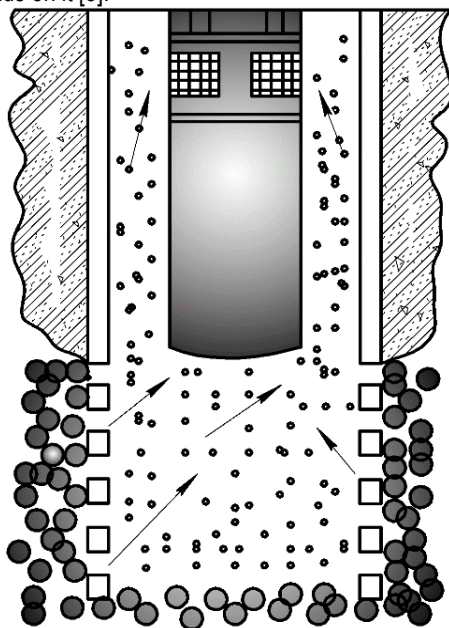


Fig. 1. Problem: Sand-flowing well

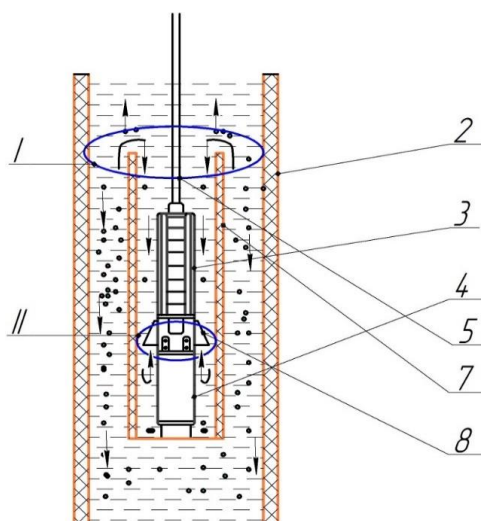


Fig. 2. Devices to control sand and gas content in geotechnological wells equipped with submersible pump

Technical solution for combating sand and gas content in geotechnological wells. Increase of efficiency of pumping equipment operation is solved by development and application of technical recommendations on increase of their operability and utilization factor.

The developed method and device belongs to mining industry and can be used for hydraulic downhole development of deposits, for struggle against sand and gas content in wells [4]. It is known that the issues of sand and gas content control in geotechnological wells on production conditions are solved by using a gas separator for submersible pumps, which consists of a tubular casing with a head, a base with a receiving grid and a shaft with details located on it. The head has two cross channels for gas and liquid. In the base there is a mesh-covered cavity with channels for receiving gas-liquid mixture with solid particles. There is a heel, a screw, an axial impeller and a separator on the shaft. In the housing there is a guide grating and sleeves [5]. However, the gas separator device is a complex design and during operation under extreme conditions its reliability decreases.

There is a known way to combat sand erosion in wells equipped with a rod pump and a device for its implementation (patent RU № 2348801,

IPC E21V 43/38). The method provides constant rate of formation fluid inflow due to smoothing of rod pump pressure pulsations transmitted to the bottomhole zone through the borehole fluid. To implement this method, the amount of sand carried out from the pay zone, dynamics of pressure changes in the bottomhole zone and borehole space during the operation of the rod pump, the rate of formation fluid and well fluid, geological properties of the reservoir are estimated.

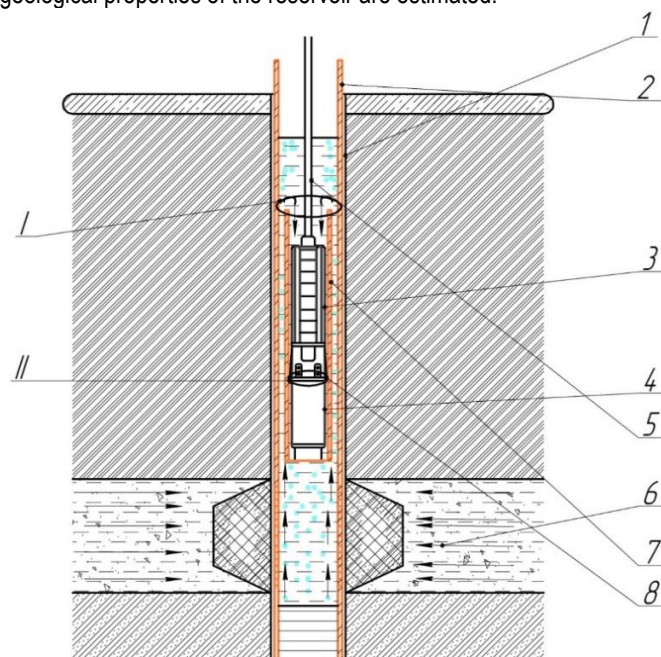


Fig. 3. The method of sand and gas content control in geotechnological wells equipped with submersible pump

On the basis of the assessment, the length of the receiving string, cross-section of through channels, number of pockets and volume of elastic reservoirs are determined. The device includes a receiving column placed under the reception of the rod pump, along the length of which there are pockets. Each of the pockets is formed by the internal surface of the receiving column and the lintel, which has a passage channel. The pockets contain elastic hermetic gas-filled containers [6]. However, when operating the device, regular cleaning of pockets and flushing of the well plug from accumulated sand is required. The closest analogue is the method and device of sand control in wells equipped with rod pump (patent RU '2410528, IPC E21B 43/38), which includes running the casing and its cementing to the mouth, running a perforated shank or filters into the well in the productive section of the formation with the subsequent running of the process string, which is pumped with flushing fluid. In addition, pumping equipment is lowered into the well parallel to the technological string, and the technological string is lowered to the bottomhole. In this case, before running into the well in the process string, in its location on the pay zone perforation holes are made, and at the end of the string a plug is installed, flushing fluid is pumped into the process string cyclically while pumping equipment is running [7].

However, the method involves regular flushing of the process column and perforation holes.

Task solution. The task of the device is to improve the efficiency of electric submersible pump units in geotechnological pumping wells with viscous, high-gas liquids and high solids content.

The set task is achieved by the fact that in the method of sand and gas content control in wells equipped with electric submersible pumping unit for pumping the productive solutions, which provides for the removal of sand and gas from the productive solution provide the division of the mixture into three streams: gas, liquid and solid particles, by placing the electric pumping unit on the bottom of the blind pipe, by supplying the electric pump with cone-shaped guides.

The task set is also achieved by the fact that the pump unit is placed on the bottom of the blind pipe in the device for the implementation of the method of sand and gas resistance in geotechnological wells, which includes a submersible electric pump unit, above the suction pipe of the pump unit at an angle of 45° is installed guide cones of conical shape.

The proposed method and design of the device allow to get the separation of gas-liquid mixture with solid particles when entering the device into three flows: gas, liquid and solid particles with their direction of movement due to the action of gravity forces and pressure drop at the points of change in the direction of liquid mixture flow. The movement of gas bubbles upwards beyond the device and the removal of solids to the bottom of the well, reduces the possibility of clogging and abrasive wear of the device and submersible electric pumps, which increases reliability of their operation.

In this process two flow channels are formed to move the product solution: up between the blind pipe and the casing, and down between the electric pump unit and the blind pipe.

In addition, a cone-shaped guide is additionally attached above the suction pipe of the electric pump unit to change the direction of the flow of the produced solution by 145°. The height of the blind pipe exceeds the submersible electric pump unit by 40-50 sm, which facilitates the movement of the produced solution in the space between the electric pump and the tubular column, changing the direction of movement by 180° downwards.

Table 1

Capital costs and compiled economic charts for one submersible pump

No p/p	Expenses	Thousand. sums
1	Devices for sand and gas content control in wells with submersible pumps	190.281
2	Installation work (17%)	32.347
3	Delivery in Navoi (10%)	19.028
In total:		241.656

The device is explained by drawings on two figures, where Fig. 2 shows a device to combat sand and gas content in geotechnological wells equipped with submersible electric pump Fig. 3 shows the scheme of method implementation on this device.

The device contains a slurry well (1), a casing (2), a submersible electric pump (3), a submersible pump motor (4), a slurry pipe (5), a pay formation (6). The submersible electric pump unit is placed in the insides of a special tubular column (7) and a disc-shaped flow guide device is attached to the pump at the pump inlet nozzle under 45° to its axis (8). The pump unit is attached to the bottom of the developed blind tube, its height exceeds the height of the pump unit by 40-50 sm. A 50-100 mm gap is left between the pumping unit and the blind tube for vertical downward movement of the product solution. There is also a gap between the blind pipe and the casing for vertical lifting of the productive solution under hydrostatic and hydrodynamic pressures of the well. Fig. 3 shows the scheme of operation of the device and the points of separation (point I, point II) of the gas-liquid mixture with solids into three flows: gas, liquid and solids with their movement along their channels due to the change of the direction of movement on the aggregate of gravity forces and the difference of hydrostatic and hydrodynamic pressures at the points of change of the direction of the liquid mixture flow by 180° and 145° degrees.

The proposed method is carried out with the help of the invention device as follows. Productive solution containing gas and solid particles through the filtered zone enters the well cavity and rises under the influence of hydrostatic and hydrodynamic pressure. When the solution is moved upwards a part of solid particles partially settles on the bottom of the well under the action of gravity (density) forces. The productive solution enters the tube space between the blind tube and the electric pump unit, then under the action of pump suction it is mixed down (point

I) (fig.2; fig.3). Thus the direction of solution flow in point I changes to 180°. Due to change of flow direction, gaseous products are removed upwards and solution is partially divided into solid and liquid phases. The productive solution enters the suction pipe of the pump unit through a guide device installed at 45° to its axis (point II) (fig. 2; fig. 3). At the same time there is a secondary division of solution flow into solid and liquid phases with corresponding direction of movement.

Table 2

Costs and savings per submersible pump

Name	Amounts	1 submersible pump
Annual power consumption of the used pumping equipment		
Annual electricity consumption	kW* hour/year	40208.4
Cost of 1 kW*h of electricity with VAT	Sum/kW*h	318.00
Cost of electricity consumed	Million sums/year	12.8
Annual power consumption by pumping equipment with the proposed option		
Annual electricity consumption	kW* hour/year	33507
Cost of 1 kW*h of electricity with VAT	Million sums/year	10.6
Cost of saved electricity	Million sums/year	2.2

Table 3

Calculation of cumulative cash flow and payback period of equipment

Economic effect	Unit of measurement	Years				
		2021	2022	2023	2024	2025
Decrease in operating costs	Mln.sum	2.2	2.2	2.2	2.2	2.2
Less amortisation	Mln.sum	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5
Net profit	Mln.sum	1.7	1.7	1.7	1.7	1.7
Less capital costs	Mln.sum	0.24	0.0	0.0	0.0	0.0
Net cash flow	Mln.sum	1.46	1.7	1.7	1.7	1.7
Cumulative cash flows	Mln.sum	1.46	3.16	4.86	6.56	8.26
Payback period	Month	2				

Determination of technical and economic indicators

Annual power consumption of the used pumping equipment

$$W_{\text{cycle}} = P_r \cdot EUF \cdot t = 5.4 \cdot 0.85 \cdot 8760 = 40208.4 \text{ kW} \cdot \text{h/year}$$

where: $EUF = 0.85$ equipment utilization factor over time;

$t = 8760$ pumping equipment operating time relative to the billing period, hour/year;

P_r - rated power of pumping equipment at a given current:

$$P_r = \sqrt{3} \cdot I_f \cdot U \cdot \cos \phi = 1.73 \cdot 9.9 \cdot 380 \cdot 0.83 = 5.4 \text{ kW}$$

where: $I_f = 9.9$ A phase current calculated at average pump capacity

$$Q_{\text{mid}} = 10 \text{ (m}^3/\text{s)}.$$

Annual power consumption by pumping equipment with the proposed option

$$W_{\text{cycle}} = P_r \cdot EUF \cdot t = 4.5 \cdot 0.85 \cdot 8760 = 33507 \text{ kW} \cdot \text{h/year}$$

where: $EUF = 0.85$ equipment utilization factor over time;

$t = 8760$ pumping equipment operating time relative to the billing period, hour/year;

P_r - rated power of pumping equipment at a given current:

$$P_r = \sqrt{3} \cdot I_f \cdot U \cdot \cos \phi = 1.73 \cdot 8.4 \cdot 380 \cdot 0.83 = 4.5 \text{ kW}$$

where: $I_f = 8.4$ A phase current calculated at average pump capacity.

$$Q_{\text{mid}} = 10 \text{ (m}^3/\text{s)}.$$

In the next stage of the calculation we find energy savings by using a device to combat sand and gas in wells equipped with submersible pumps. [8]

$$\Delta W = W_{\text{perday1}} - W_{\text{perday2}} = 40208.4 - 33507 = 6701.4 \text{ kW} \cdot \text{year}$$

of removal of the developed design of productive pits from gases and solid particles provides reduction of vibration and wear of the equipment. - As a result, energy savings are achieved and premature failure of pumping equipment is prevented.

- As a result of implementation of the developed technical solution and recommendations, it is possible to achieve optimal service life of the pumping equipment up to 7850-8000 machine hours, as well as increase of the equipment utilization ratio by 28-30% and reduction of energy consumption of pumps by 25-30%.

- Expected estimated annual savings from the implementation of the proposed method and device will be 2.2 million sums per year for one submersible pumping equipment.

- The developed method and means of struggle against sand and gas content are notable for simplicity of design in manufacturing and easy operation. and do not have a negative impact on the environmental situation. This equipment is reliable in operation and prevents accidental disconnection and failure of submersible pumps when sucking liquids containing gases and solid particles.

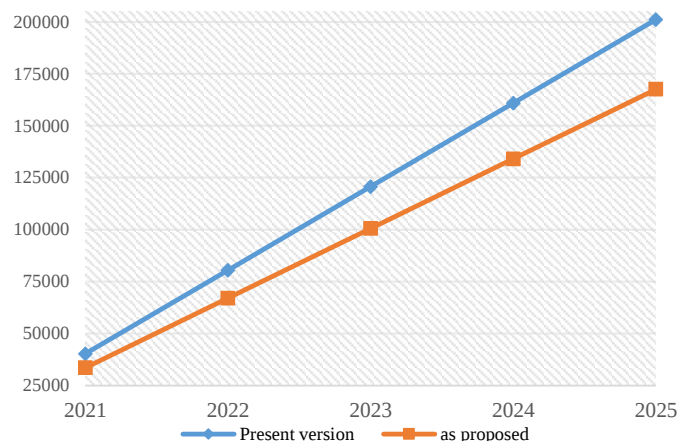


Fig. 4. Change of energy efficiency of the device application to combat sand and gas content in wells by years of operation

GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA 2021 №1 (84) pp 4-7

THE METHOD AND ARRANGEMENT TO INCREASE THE EFFICIENCY AND UTILIZATION OF SUBMERSIBLE PUMPING EQUIPMENT

Kurbonov O.M. Doctoral student NSMI. oybek7001@mail.ru

Mahmudov A.M. Head of the Department «Mining Electromechanics» NSMI. Candidate of Technical Sciences. agent7001.oq@gmail.com

Navoi Mining and Metallurgical Combinat. Navoi. Uzbekistan

Abstract

In the work the questions of increasing the coefficient of use and efficiency of the submersible pump are considered. The emerging problems during the operation of submersible pumps in geotechnological wells. due to the high carbon content and solids content. The analysis of various methods and devices to combat sand and gas content in wells was made. Description. design elements. operation principle and technical and economic indicators of the developed technical solution and principal design scheme of the device to combat sand and gas content in wells are given.

Key words: efficiency. utilization factor. submersible centrifugal pumps. sand show. well. gas content. energy consumption. productive solution. hydrostatic and hydrodynamic pressure.

References

1. P.V. Lobachev. "Pumps and Pumping Stations" M. stroizdat.2000.
2. Makhmudov. O. M. Kurbonov. M. D. Safarova. Research of the pressure characteristics of the centrifugal water drainage plant of the WCP 25-60G brand. Australian Journal of Science and Technology. Volume 4; Issue 2; June 2020. - pp. 279-282
3. Mahmudov A.M.. Khudaiberdiev S.M. Determination of Main Parameters of Energy Efficiency of Pumping Units Operation in Underground Leaching Technology Scientific and Technical Center of the Russian Academy of Sciences. Moscow. - Technical and produced the journal "Mountain Newsletter of Uzbekistan" - Navoiy. 2012. -(3) №50. -pp. 73-75
4. Suat Bagci. Murat Kece and Jocsiris Nava. Challenges of Using Electrical Submersible Pump (ESP) in High Free Gas Applications. CPS/SPE International Oil & Gas Conference and Exhibition in China held in Beijing, China. 8-10 June 2010. SPE 131760
5. Submersible centrifugal pump units for oil production: International Translator. /Pod ed. by V.Yu. Alekperov. V.Ya. Kerzhenbaum. "Oil and Gas". 1999 - 611; sl.. pp.293-299.
6. A method of sand control in wells equipped with a rod pump and a device for its implementation (patent RF № 2348801. IPC E21V 43/38). The date of registration is 10.03.2009.
7. Method of combating sand penetration in a well (patent of the Russian Federation No.2410528. IPK E21B 43/38). Date of registration 27.01.2011.
8. Kozhevnikov N. N. Economics in Power Engineering: a training manual / edited by N. Kozhevnikov. - Moscow: Academia Publishing Center. 2003. 384 p.

ШКАФ УПРАВЛЕНИЯ ШУ-100КВТ ДЛЯ ПЕРЕДВИЖНЫХ ДИЗЕЛЬНЫХ ГЕНЕРАТОРОВ

Шкаф управления электростанции может сочетать в себе не только функции управления и контроля, но и функции программирования различных рабочих параметров. Данное устройство может обеспечивать безопасную работу генератора, двигателя и подключенного оборудования, а также в случае необходимости, произведет защиту от короткого замыкания.

Основные функции

1. Защита от повреждения обмотки статора и ротора.
2. Защита от ненормальных режимов работы генератора.
3. Защита от перегрузки статора.
4. Увеличение срока службы генератора.



УМН НГМК

NO'Ava A ML

Mahalliy mahsulot TPE 200/460 kuch bloki



TPE 200/460 kuch bloki - tik tushgan (eksikator) xarakteristikali parmalash stanoklarining o'zgaras tok elektr yuritmasini quvvatlantirish uchun mo'ljallangan. Konvertor ishlab chiquvchi bilan kelishgan holda 440 v gacha kuchlanishli va 92 kVt gacha quvvatli boshqa elektr yuritgichlarning o'zgaras tok dvigatellarini boshqarish uchun ishlatilishi mumkin.



ICHAB NKMK

АНАЛИЗ ЭФФЕКТИВНОСТИ УВЕЛИЧЕНИЯ ФОНДА СКВАЖИН И ИХ КОНСТРУКЦИИ НА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ НА ПОЗДНИХ СТАДИЯХ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ



Сайдалимов А.С.,
заведующий группы
АО "O'ZLITINEFTGAZ"



Жамилов А.Ф.,
инженер
АО "O'ZLITINEFTGAZ"



Хамидов Ш.Ш.,
инженер
АО "O'ZLITINEFTGAZ"



Маликова Н.А.,
инженер
АО "O'ZLITINEFTGAZ"

Maqolada vertikal, qiya yo'naltirilgan va gorizontal quduqlardan foydalanish konlarni o'zlashtirishning texnologik ko'rsatkichlariga ta'sirini tahlil qilinadi. Turli xil dizayndagi quduqlarning ishlashi va soni taqqoslanadi. Xulosa qilib aytganda, qazib olishning eng samarali usuli taklif etiladi.

Tayanch iboralar: geologik-gidrodinamik model, vertikal quduq, gorizontal quduq, qiya yo'naltirilgan quduq, konni o'zlashtirishning so'nggi bosqichlari, quduq unumdorligi.

В статье проводится анализ влияния применения вертикальных, наклонно-направленных и горизонтальных скважин на технологические показатели разработки месторождения. Сравниваются производительность и количество скважин в разных конструктивных вариантах. В заключении предлагается наиболее эффективный вариант разработки.

Ключевые слова: геолого-гидродинамическая, модель, вертикальная скважина, горизонтальная скважина, наклонно-направленная скважина, поздние стадии разработки месторождения, продуктивность скважин.

Месторождений, находящихся на поздней стадии разработки, становятся все больше, что значительно влияет на добычные возможности Республики. В результате выработки остаточной продукции и снижения пластового давления, дебиты скважин снижаются. Для поддержания проектных показателей годовой добычи, как правило применяют различного рода воздействия на продуктивность скважин и зачастую увеличивают количество добывающих скважин. Увеличение фонда добывающих скважин, как правило увеличивает объем добычи в краткосрочном периоде, но при рассмотрении в долгосрочном периоде с экономической точки зрения возможны негативные результаты, при недостоверном определении или при завышении остаточных запасов флюидов.

Для определения технологической эффективности тех или иных выбранных мер, была разработана геолого-гидродинамическая модель, с различного рода комбинациями проектных скважин. На данную гидродинамическую модель были загружены исторические данные [1], а также загружена конструкция существующих и проектных скважин. В результате был проведен расчет для определения текущего состояния залежи, с целью дальнейшего прогнозирования и определения эффективной стратегии развития разработки месторождения Алан [2].

По рассмотренному 1 варианту в площади с небольшим количеством скважин должны быть пробурены 6 наклонно-направленных скважин и эксплуатация их на групповой основе по месторождению в целом с проектными объемами годовой добычи (табл. 1). При этом за первые 5 лет все 6 скважин имеют накопленные показатели 684 млн. м³ газа и по месторождению в целом 8,59 млрд. м³. Остальной фонд скважин за тот же период имеют показатели накопленной добычи 7,9 млрд. м³ [3]. Согласно варианту 2 на месте входа в пласт 6 наклонно-направленных скважин из варианта 1 пробурить 6 вертикальных скважин с открытым стволом и эксплуатация их на групповой основе с проектными объемами годовой добычи (табл. 2). При этом также рассмотрено первые 5 лет эксплуатации, за время которых 6 вертикальных скважин имеют накопленные показатели 668 млн. м³, что на 7,8 млн. м³ ниже, чем

в варианте 1. Но за счет интерференции скважин, общий объем накопленного газа составляет 8,59 млрд. м³.

Таблица 1

Показатели продуктивности согласно 1 варианту

№№ скважина	Накопленный объем газа, млн. м ³	Добыча воды	Интервал перфорации, м
301	139	2,39	45
303	87	1,2322	40
304	166	2,8053	45
305	131	2,4503	38
306	133	3,2218	60
308	27	1,4262	38

Таблица 2

Показатели продуктивности согласно 2 варианту

№№ скважин	Накопленный объем газа, млн. м ³	Добыча воды	Интервал перфорации, м
219	131,4	0,78	40
220	90,2	0,8	37
221	169,4	1,0056	38
222	119,6	1,0921	30
223	130,7	0,6977	40
224	27,1	0,07	31

Таблица 3

Показатели продуктивности согласно 3 варианту

№ вертикальных скважина	Накопленный отбор газа, млн.м ³	Интервал перфорации, м	Накопленный объем воды, млн.м ³
219	131	10	0,39
220	85	10	0,29
221	88	10	1,73
222	98	10	1,91
223	52	10	1,02
224	19	10	0,12

В условиях варианта 3 должны быть пробурены 6 вышеописанных вертикальных скважин с обсадкой и перфорацией, во избежание пескопроявлений. Годовые объемы добычи были заданы

согласно принятым по проекту доработки месторождения (табл. 3).

Согласно расчетам при эксплуатации 6 вертикальных скважин, накопленный показатель добычи составляет 473 млн. м³, что значительно ниже, чем варианты 1 и 2, но под влиянием интерференции скважин общий накопленный объем в целом по месторождению составляет также 8,59 млрд. м³ и остальной фонд скважин имеют показатели накопленной добычи 8,11 млрд. м³.

Таблица 4

Показатели продуктивности согласно 4 варианту

№. 1 гор. и 5 вертикальных скважина	Накопленный отбор газа. млн.м ³	Интервал перфорации. м	Накопленный объем воды. млн.м ³
301н/(219)	165	отк.ствол	0,56
220	11	10	0,59
221	89	10	1,74
222	99	10	1,93
223	53	10	1,02
224	19	10	0,11

Таблица 5

Показатели продуктивности согласно 5 варианту

№ 3-х горизонтальных скважин	Накопленный отбор газа, млн.м ³	Интервал перфорации, м	Накопленный объем воды, млн.м ³
301н/(219)	164,94	отк.ствол	0,55
303н/(220)	29,169	отк.ствол	0,09
305н/(222)	155,09	отк.ствол	0,64

Вариант 4, который является комбинацией варианта 1 и 3, с одной горизонтальной скважиной 301 и с 5 вертикальными скважинами (скв. 220-224) прирост общего фонда скважин составит также 6 скважин. Объем годовой добычи на групповой основе согласно принятому варианту проекта доработки месторождения (табл. 4). По проведенным расчетам видно, что одна горизонтальная скважина имеет большую продуктивность чем остальные, но в тот же момент, за счет интерференции скважин продуктивность

остальных скважин снижаются и имеет накопленный объем 435 млн. м³ при сохранении добычи в целом по месторождению 8,59 млрд. м³. Согласно 5 варианту вместо 6 проектных наклонно-направленных скважин пробурить 3 горизонтальных скважин с суммарным интервалом перфорации до 300 метров (табл. 5). Судя по расчетам, две скважины 301 и 305 имеют высокую продуктивность, но скважина 303 за счет влияния двух других имеют низкую продуктивность. что в свою очередь ставит вопрос о достаточности 2 горизонтальных скважин. Накопленные показатели по трем скважинам составляют 349 млн. м³ с сохранением условий накопленных объемов в целом 8,59 млрд. м³. При этом, из-за ограничений по дебиту скважин, для сохранения проектных величин при рассмотрении эффективности согласно объемам добычи, все вышеописанные варианты имеют одинаковые накопленные объемы газа, но в результате влияния интерференции скважин дебиты соседних скважин значительно быстро снижаются. Это объясняется образованием новой депрессионной воронки на местах бурения проектных скважин (рис. 1). Для рассмотрения технологической эффективности выше рассмотренных вариантов были рассчитаны следующие варианты:

Вариант 6 с 6 вертикальными скважинами, с максимально возможным дебитом. Вариант 6 является продвинутым вариантом 3-выделением 6 проектных скважин из общей группы. Прогнозируемые накопленные показатели добычи составляют 996 млн. м³, что на 522 млн. м³ выше, чем показатели варианта 3. Вариант 7, с 1 горизонтальной (скв. 301) и 5 вертикальными скважинами. с максимально возможным дебитом. Вариант 7 является продвинутым вариантом 4. выделением проектных скважин из общей группы. Прогнозируемые накопленные показатели добычи составляют 1041 млн. м³, что на 606 млн. м³ выше, чем показатели в варианте 4. Вариант 8 с 3 горизонтальными скважинами, с максимально возможным дебитом. Вариант 7 является продвинутым вариантом 5-выделением 3 проектных скважин из общей группы. Прогнозируемые накопленные показатели добычи составляют 828 млн. м³, что на 479 млн. м³ выше, чем показатели в варианте 5 (табл. 6).

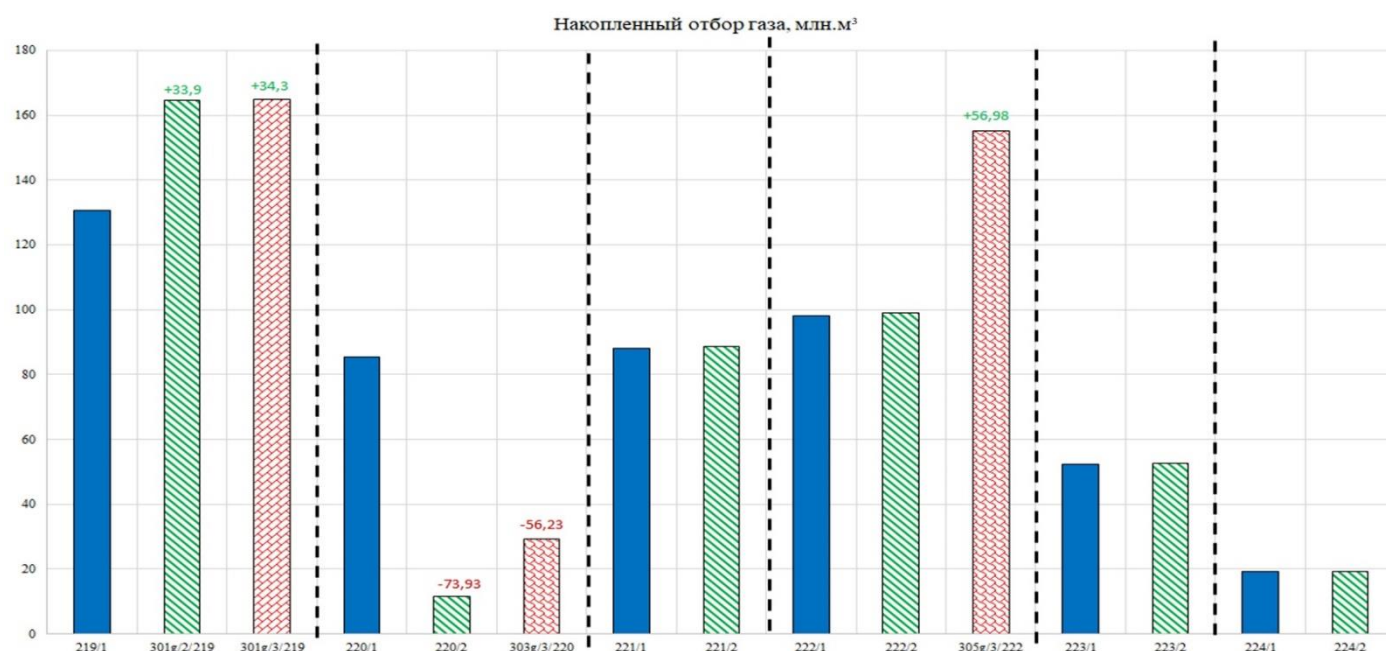


Рис. 1. Сравнение показателей накопленного объема газа согласно вариантам 3, 4 и 5

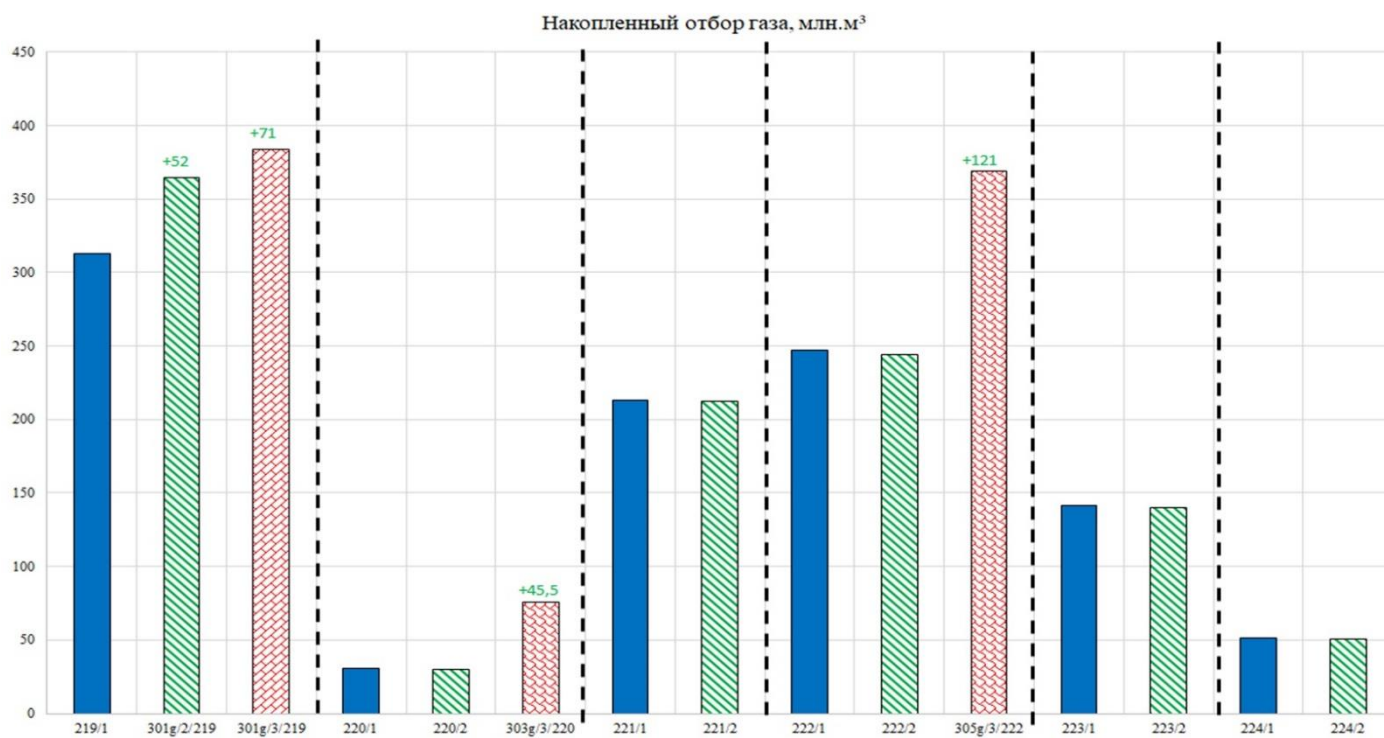


Рис. 2. Сравнение показателей накопленного объема газа согласно вариантам 6, 7 и 8

Таблица 6

Показатели продуктивности согласно 6, 7 и 8 варианту

№ скважин	Накопленный отбор газа, млн.м³	Интервал перфорации, м	Накопленный объем воды, млн.м³
6 вариант			
219	313	10	0,39
220	31	10	0,29
221	214	10	1,73
222	247	10	1,91
223	141	10	1,02
224	51	10	0,12
7 вариант			
301н/(219)	365	отк.ствол	0,56
220	30	10	0,59
221	212	10	1,74
222	244	10	1,93
223	140	10	1,02
224	51	10	0,11
8-вариант			
301н/(219)	384	отк.ствол	0,55
303н/(220)	76	отк.ствол	0,09
305н/(222)	369	отк.ствол	0,64

Согласно результатам расчетов, для достижения максимальных показателей добычи, наиболее эффективным является вариант 7 с дополнительной добычей 606 млн. м³. Но из-за влияния интерференции проектных скважин разработка залежи завершается значительно раньше проектного срока завершения (рис. 2). Как видно из результатов, одним из важнейших аспектов при рассмотрении числа скважин является учет влияния интерференции скважин.

По результатам проведенных расчетов можно сделать вывод, что применение наклонно-направленных скважин на поздней стадии разработки месторождений приводит к небольшому приросту накопленной добычи, который с точки зрения экономической части считается нерентабельной.

Применение горизонтальных скважин замененных на пол количество вертикальных скважин повторяет результаты применения наклонно-направленных скважин.

Применения комбинированного метода, т.е. одна горизонтальная и пять вертикальных скважин, для исследуемого месторождения (вариант 7) дает значительный эффект, что, следовательно, приводит к завершению разработки месторождений значительно раньше проектного срока завершения.

GORNII VESTNIK UZBEKISTANA 2021 №1 (84) pp 8-10

ANALYSIS OF THE EFFECTIVENESS OF INCREASING THE WELL FUND AND ITS DESIGN ON TECHNOLOGICAL INDICATORS AT THE LATE STAGES OF FIELD DEVELOPMENT

Saydalimov A.S. - head of the group of the department for monitoring of design and development of hydrocarbon fields of JSC "O'ZLITINEFTGAZ".

Jamilov A.F. - engineer of the department of monitoring of design and development of hydrocarbon fields.

Khamidov Sh.Sh. - engineer of the department of monitoring of design and development of hydrocarbon fields.

Malikova N.A. - engineer of department of monitoring of design and development of hydrocarbon fields of.

JSC "O'ZLITINEFTGAZ" Tashkent, Uzbekistan

Abstract

The article analyzes the impact of vertical, directional and horizontal wells on the technological indicators of field development. The productivity and number of wells in different design options are compared. In the conclusion the most effective variant of development is offered.

Key words: geological-hydrodynamic model, vertical well, horizontal well, directional well, late stages of field development, well productivity.

References

1. Geological and statistical reports of LLC "Mubarekneftegas" Funds of LLC. 1979 - 2018.
2. Pak S.A., Zhukovsky V.L. et al. Calculation of gas and condensate reserves of the Alan field in the Republic of Uzbekistan Report of PGO Uzbekgeophysica. Funds "Goskomgeologiya". 1988.
3. Nazarov U.S. et al. Program to increase hydrocarbon production for 2017-2021. (II stage). Book 1 - Business plan. Funds of JSC "UzLITineftgaz". 2020.

SKVAJINALARNI BURG'ILASHDA BURG'ILASH SUYUQLIGINING YO'QILISHINI OLDINI OLISH VA BARTARAF ETISHNING ZAMONAVIY USULLARI TAHLILI



Mustafayev O.B.,
Navoiy davlat konchilik instituti,
«Konchilik elektr mexanikasi» kafedrası
katta o'qituvchisi



Djurayev R.U.,
Navoiy davlat konchilik instituti,
«Konchilik elektr mexanikasi» kafedrası
dosenti, t.f.d.



Teshayev N.G.,
«Regionalgeologia» DUK
«Markaziy-Uzbekiston» partiyasi
yetakchi muhandisi

Skvajinalarni burg'ilashda burg'ilash suyuqligining yutilishi ko'rinishidagi murakkabliklar kon-geologiya sohasining eng dolzarb. iqtisodiy va hal etilishi qiyin bo'lgan muammolaridan biri. Bugungi kunda yuqori intensiv yo'qotilishlarni bartaraf etish va oldini olishning turli usullari ma'lum. ammo ularning barchasi ko'p mehnat talab etadi va har doim ham ijobiy natija beravermaydi.

Maqolada murakkab kon-geologiya sharoitlarida skvajinalarni burg'ilashda burg'ilash suyuqligining yo'qotilishlarini bartaraf etish va oldini olish usullarining nazariy va tahliliy tadqiqi keltirilgan. Ko'plab manbalarni o'rganish asnosida burg'ilash suyuqligi yo'qotilishlarini bartaraf etish va oldini olishning eng samarali usullari yoritib berilgan.

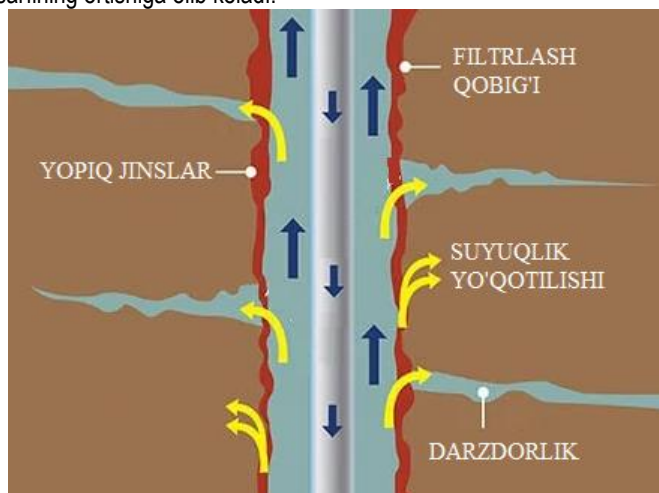
Tayanch iboralar: yo'qotilish. skvajina. burg'ilash suyuqligi. zaboyni qazib olish. to'ldirgichlar. egiluvchan konteyner. mustahkamlash quvuri. gaz-suyuqlik aralashmalari. bartaraf etish. oldini olish. bo'shliq. yoriq

Осложнения при бурении скважин в виде поглощения бурового раствора является одним из самых актуальных, экономически затратных и труднорешаемых проблем горно-геологической отрасли. На сегодняшний день известны различные способы предупреждения и ликвидации высокоинтенсивных поглощений, однако, все они весьма трудоемки и не всегда дают положительный результат.

В статье приведены теоретические и аналитические исследования методов предупреждения и ликвидации поглощений буровых растворов при бурении скважин в осложненных горно-геологических условиях. На основе изучения большого материала освещаются наиболее эффективные методы ликвидации и предупреждения поглощения бурового раствора.

Ключевые слова: поглощение, скважина, буровой раствор, очистка забоя, наполнители, гибкий контейнер, обсадка, газожидкостные смеси, ликвидация, предупреждения, каверны, трещина.

Foydali qazilmalarni qazib olishning jahon amaliyotida mavjud darajasini ushlab turish maqsadida foydali qazilmalar zahiralarning ortishini ta'minlash zaruriyati oqibatida kelib chiqqan chuqur va o'ta chuqur burg'ilash hajmlarining ko'payishiga bo'lgan talab ortib bormoqda. Bunda, tabiiyki, murakkab kon-geologiya va texnologiya sharoitlarida amalga oshiriladigan burg'ilash ishlari hajmi oshib boradi hamda skvajinalarni burg'ilash xarajatlari va ularga bo'lgan vaqt sarfining ortishiga olib keladi.



1-rasm. Tog' jinslari darzililigidagi burg'ilash suyuqligining qisman yo'qotilishi

Ba'zi hududlar uchun skvajinalarni o'tishning umumiy vaqt sarfida murakkabliklarni bartaraf etishga ketgan vaqtning ulushi kalendar

vaqtdan o'rtaacha 20-25% ni tashkil etmoqda [1]. Bunday holatda murakkab sharoitlarda skvajinalarni burg'ilashning samaradorligini oshirish amaldagi eng muhim vazifalardan biriga aylanmoqda. Bu masala ma'lum texnologiyalarni takomillashtirish va rivojlantirish bilan bir vaqtda fundamental fanlarda erishilgan yutuqlar asosida yangi texnologiyalarni yaratish yo'li bilan. shu jumladan. burg'ulashdagi murakkabliklar bilan kurashish uchun ham hal etilishi zarur.

Eng ko'p tarqalgan murakkabliklarga skvajina devorlari yaxlitligining buzilishini keltirib chiqaradigan burg'ilash suyuqligining yo'qotilishi va suv paydo bo'lishi misol bo'la oladi. Bunda. burg'ilash suyuqligining yo'qotilishi. skvajinalarni burg'ilashdagi eng ko'p tarqalgan murakkabliklardan biridir.

Burg'ilash suyuqligining yo'qotilishi – skvajinadagi murakkablik bo'lib. burg'ulash jarayonida burg'ilash suyuqligi aylanishining butunlay yoki qisman yo'qotilishi bilan ifodalanadi.

Burg'ilash aralashmalarining yo'qotilishi tog' jinslaridagi mavjud g'ovaklar. kanallar. yoriqlar. bo'shliqlar bilan hamda tog' jinslarining skvajinadagi suyuqlik ustuni bosimiga dosh bera olmasligi bilan izohlanadi. buning natijasida tog' jinslarida gidro yoriqlar kelib chiqadi va yoriqqa suyuqlik oqib ketadi.

Yuvuvchi suyuqlikning yo'qotilishi. birinchidan. skvajindagi suyuqlik ustuni bosimining plast bosimidan ortib ketishi bilan izohlanadi. bu farq qanchalik katta bo'lsa. yo'qotilish ham shunchalik intensiv bo'ladi. ikkinchidan. yo'qotilish obyekti xususiyatlariga bog'liq bo'ladi. Burg'ilash suyuqligi yo'qotilishining kelib chiqishiga ta'sir etuvchi omillarni ikki guruhga ajratish mumkin [2]:

- geologik omillar – yutadigan plast turi. uning qalinligi va yotish chuqurligi. tog' jinslarining gidravlik yorilishga qarshiligining yetarli emasligi. plast bosimi va plast suyuqligining xossalari hamda ikkita bir-

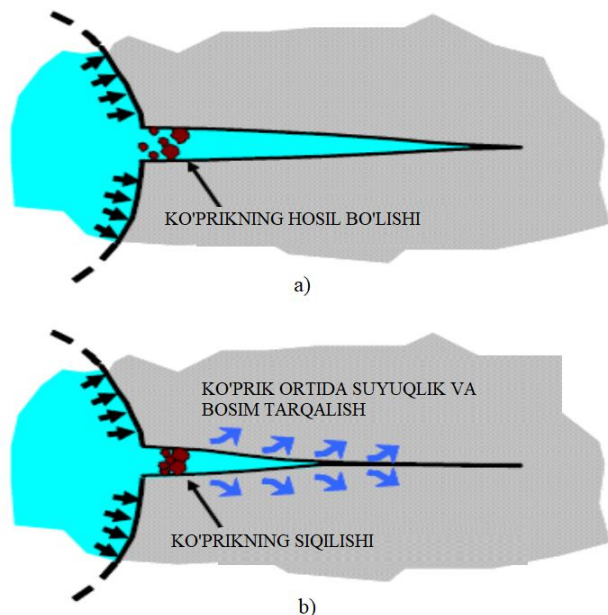
biriga mos murakkabliklarning mavjudligi (o'pirilishlar, suv paydo bo'lishi, plast suvlarining oqimi va boshqalar);

- texnologik omillar – skvajinaga yetkazilayotgan burg'ilash suyuqligining sifati va hajmi, burg'ilash turi, ko'tarish-tushirish amallarining bajarilish tezligi va boshqalar. Bu guruhga texnik jihozlanaganlik va burg'ilash jarayonini tashkil etish kabi omillar kiradi.

Skvajinada suyuqlikning yo'qotilish quyidagicha tasniflanadi:

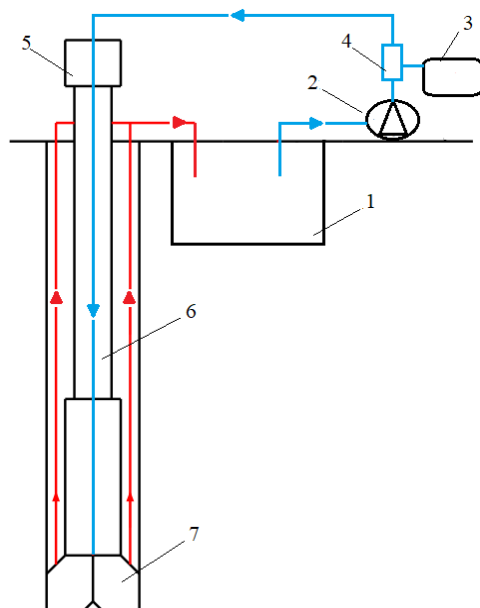
- 5 m³/soat gacha bo'lgan kichik yo'qotilishlar;
- 10-15 m³/soat gacha bo'lgan zaif yo'qotilishlar;
- 40-60 m³/soat gacha bo'lgan kuchli yo'qotilishlar;
- 60 m³/soat dan yuqori bo'lgan butunlay yoki katastrofik yo'qotilishlar. Katastrofik yo'qotilishlarda burg'ilash suyuqligi skvajinadan chiqmaydi, aksincha, butunlay plastga yutilib ketadi.

1-rasmda tog' jinslari darziligi sharoitlarida skvajinalarni burg'ilashda burg'ilash suyuqligining qisman yo'qotilishi ko'rsatilgan.



2-rasm. Yoriqlarni to'ldirish jarayoni

a – to'suvchi ko'priknining hosil bo'lishi; b – yoriqlarning to'ldirilishi.



3-rasm. Burg'ilash suyuqligini kompressor qo'llab aeratsiyalash sxemasining ko'rinishi

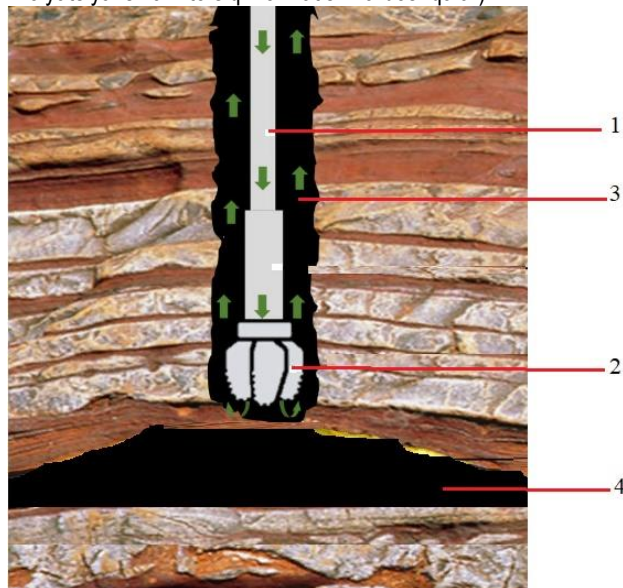
1 – burg'ilash suyuqligi bilan to'ldirilgan idish; 2 – burg'ilash nasosi; 3 – kompressor; 4 – aralashtirgich; 5 – vertlyug-salnik; 6 – burg'ilash kolon-nasi; 7 – burg'u.

Bugungi kunda burg'ilash suyuqligining yo'qotilishi bilan kurashishning turli usullari mavjud bo'lib, ularning har birining samaradorligi muayyan sharoitlarga muvofiqligi bilan bog'liq.

Burg'ilash suyuqligining yo'qotilishi bilan kurashishning barcha zamonaviy usullarini ikki guruhga ajratish mumkin [3]:

- skvajina chuqurlashishi jarayonida burg'ilash suyuqligining yo'qotilishi hududlarida oldini olishga va bartaraf etishga qaratilgan profilaktik tadbirlar;

- skvajina chuqurlashishi jarayonini to'xtatish bilan amalga oshiriladigan burg'ilash suyuqligining butunlay (katastrofik) yo'qotilish hududlarini bartaraf etishga qaratilgan maxsus usullar (masalan, tamponaj, izolyatsiya ishlari, to'siqni o'rnatish va boshqalar).



4-rasm. Skvajinada burg'ilash suyuqligini butunlay (katastrofik) yo'qotilishining yuzaga kelishi

1 – burg'ilash quvuri; 2 – jins parchalovchi asbob; 3 – yuvuvchi suyuqlikning aylanishi; 4 – bo'shliq (yuvuvchi suyuqlikni yutuvchi hudud).

Skvajinalarni burg'ilashda yo'qotilish hududlarida oldini olish va bartaraf etish chora-tadbirlari asosida minimal repressiyada yo'qotuvchi plast yoriqlarini berkitish yotadi. To'ldirgichlar sifatida burg'ilash suyuqligidan qattiq zarralar yoki to'ldirish jarayonini kuchaytirish uchun maxsus kiritilgan inert to'ldirgichlar qo'llanilishi mumkin.

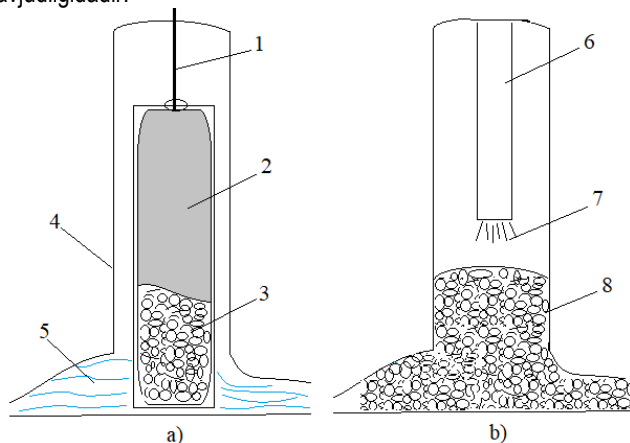
To'ldirish jarayonining samaradorligi yoriqlarning ochiqligi va to'ldirgichning fraksion tarkibi hamda yo'qotuvchi plastda repressiya kattaligiga bog'liq. To'ldirgich sifatida quyidagilar qo'llanilishi mumkin: kord tola, rezina parchalari, sellofan qirindisi, sheben, qum, maydalanlangan poxol, yog'och qirindisi, pista po'chog'i, yong'oq po'chog'i, granullangan plastmassa, slyuda, karyer gilinging uvadallari va boshqa materillar. 2-rasmda yoriqlarni to'ldirish jarayoni ko'rsatilgan [4]. Burg'ilash va tamponaj aralashmalariga to'ldiruvchilar qo'shilganda ularning to'ldirish xususiyatlari ortadi, bu o'z navbatida, aralashma va ularning tayyorlashga sarf bo'ladigan mahsulotlar kamayishiga hamda izolyatsiya ishlari kam vaqt sarflanishiga olib keladi.

Burg'ilash suyuqligi yo'qotilishi oldini olish va bartaraf etishning yana bir mahsuldor usullaridan biri burg'ilash suyuqligining zichligini kamaytirishdir.

Burg'ilash va tamponaj suyuqligi zichligining kamayishi gidrostatik va gidrodinamik bosimning pasayishiga hamda yo'qotilish intensivligining kamayishiga olib keladi. Biroq shuni ta'kidlash joizki, suyuqlik zichligining kamayishiga alohida ehtiyotkorlik bilan yondashish kerak, ayniqsa, bosimli plastlar va noturg'un tog' jinslarida. Burg'ilash suyuqligi zichligining kamayishi uni havo (aeratsiya) yoki suyultirilgan suv bilan to'yintirish orqali erishiladi. Aralashma aeratsiyasi ikki usulda bo'lishi mumkin: kompressorli va kompressorsiz. Birinchi usulda siqilgan havo qo'llanilib kompressordan maxsus uskunalar orqali

nasosning haydovchi yo'nalishiga haydaladi. Ikkinchi usulda burg'ilash suyuqligi yuqori-aktiv moddalar (sulfonol, ditalan), lignosulfonatlar (FXLS, KSSB) va boshqa ko'piruvchi reagentlar bilan qayta ishlanishi zarur [5]. 3-rasmda kompressorini qo'llash orqali burg'ilash suyuqligini aeratsiyalashning sxematik ko'rinishi keltirilgan

Aeratsiyalangan burg'ilash aralashmalari tayyorlangan suyuqlik xossalriga ega bo'ladi (gil aralashmalar uchun – gil qobiq hosil qiladi, qovushqoqlik va siljish bosimiga ega, zaboy oldi hududi ochilgandagi uning tabiiy o'tkazuvchanligini saqlab qoladi). Shu bilan birgalikda, aeratsiyalangan suyuqliklarning katta ustunligidan biri, ularni murakkab burg'ilash sharoitlarida, burg'ilash aralashmalarining katastrofik yo'qotilishlarida, quyi bosimli plastlarni ochishda qo'llash imkonining mavjudligidir.



5-rasm. Katta yoriqlarni berkitish uchun egiluvchan konteyner

a – boshlang'ich holati; b – konteyner skvajina zaboyida; 1 – kanat; 2 – egiluvchan g'ovakli konteyner; 3 – qattiq jismlar; 4 – skvajina devori; 5 – yoriqlar; 6 – burg'ilash kolonnasining uchi; 7 – burg'ilash suyuqligi oqimi; 8 – tamponlovchi aralashma.

Zamonaviy tasavvurlarga ko'ra, burg'ilash suyuqligining butunlay (katastrofik) yo'qotilishi asosan qiya va vertikal yoriqlar tarmog'ini hosil qiluvchi tabiiy bo'shliqqa ega va darzdor karbonat tog' jinslaridan tashkil topgan plastlarni burg'ilashda vujudga keladi.

Butunlay (katastrofik) yo'qotilishlar hududlarini bartaraf etishning mavjud usullarini shartli ravishda uch guruhga ajratish mumkin [6]: to'dirgichlarni oqizish, tamponaj aralashmalarini quyish, to'suvchi quvurlarni o'rnatish. To'dirgichlarni oqizish butunlay (katastrofik) yo'qotilishlar hududlarini bartaraf etishda ularning intensivligini pasaytirish uchun qo'llanilishi mumkin. Bu usul g'ovak kanallari va yoriqlarni yo'qotilish hududiga turli suyuqliklar, masalan, burg'ilash aralashmalari, invert emulsiyalar va boshqalar bilan yetkazib beriladigan mahsulotlar bilan to'ldirishni o'z ichiga oladi. Bu mahsulotlar turli ko'rinishda va fraksiya tarkibida bo'lishi mumkin. Yoriqlar va bo'shliqlarning o'lchamlaridan kelib chiqqan holda to'dirgichlarning mos o'lchamlari tanlanadi. Dunyoda quyidagi to'dirgichlar keng qo'llaniladi: yog'och qirindisi, no'xat po'stlog'i, kord tolasi, slyuda, rezina parchalari, reakplast chiqindilari, yong'oq po'chog'i va boshqalar [7]. To'ldiruvchi mahsulotlarning muhim xususiyatlari: zarralar o'lchamlarining optimal taqsimoti (fraksiya tarkibi), shakli, zarralar zichligi, ularning qattiqligi va (ma'lum yuklamalarda deformatsiyalanish xossalari) boshqalar. To'dirgich to'xtovsiz solib turilganda aralashma uzluksiz haydash turilsa yoki alohida tamponlarni haydash bilan amalga oshirilsa, burg'ilash jarayoni uzoq davom etishi mumkin.

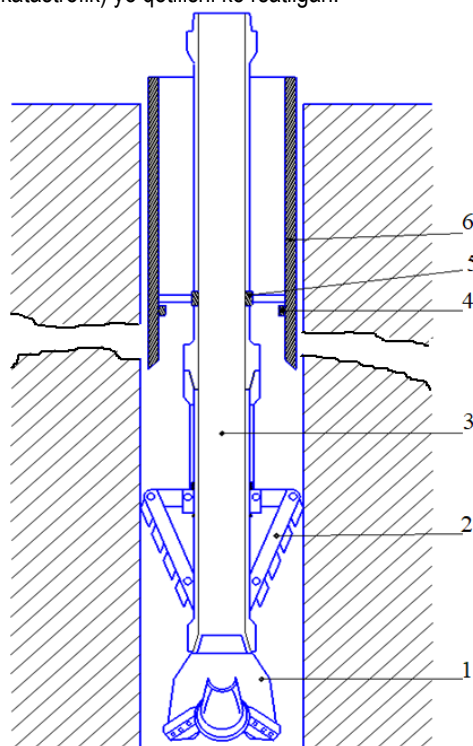
So'nggi yillar amaliyotidan kelib chiqib to'dirgichni skvajinaga oqizishning quyidagi usullarini arjatishtirish mumkin: skvajina og'ziga o'rnatilgan uyurma orqali, burg'ilash quvurlariga va yopiq purkash yo'nalishi orqali [8].

Burg'ilash suyuqligining butunlay (katastrofik) yo'qotilishida "yumshoq" tiqin turidagi tamponlar keng qo'llaniladi. Tampon gil yoki sement suyuqligi bilan aralashgan turli to'dirgichlarni o'z ichiga olib,

yo'qotilish hududiga burg'ilash suyuqligi bilan haydaladi. Tampondagi to'dirgichlar hajmi 1 m³ ga 150 kg ga yetadi. Tampon hajmi 5m³ dan kam bo'lmasligi kerak. ba'zi hollarda yo'qotuvchi plastning qalinligidan kelib chiqib 50 m³ gacha yetishi mumkin.

Tamponaj aralashmalarini quyish usuli yo'qotish kanallarini quyuvlashgan yoki qattiqlashgan tamponaj aralashmalari bilan berkitishni o'z ichiga oladi. Ko'p hollarda tamponaj aralashmalari yuqorida tayyorlanadi va burg'ilash quvurlari yoki skvajina stvoli orqali quyiladi. Agar skvajina og'zi preventor bilan jihozlangan yoki burg'ilash quvurlari uchiga paker o'rnatilgan bo'lsa, aralashma yo'qotuvchi plastga haydaladi.

4-rasmda tabiiy bo'shliq mavjudligi tufayli burg'ilash suyuqligining butunlay (katastrofik) yo'qotilishi ko'rsatilgan.



6-rasm. Skvajina devorlarini bir vaqtning o'zida jihozlab burg'ilash uchun burg'ilash snaryadining tuzilishi

1 – burg'i; 2 – kengayuvchi kengaytirgich; 3 – o'tqazgich; 4 – chegaralovchi halqa; 5 – podshipnik; 6 – o'tqazish quvuri.

Burg'ilash amaliyoti shuni ko'rsatadiki, katta o'lchamli yoriqlar yoki bo'shliqlar mavjud bo'lganda, yo'qotilishni bartaraf etuvchi skvajinalarni tamponajlash, sement aralashmalarini quyish kabi usullar har doim ham ijobiy natijaga keltirmaydi. Yuvuvchi suyuqlik chiqib ketmasdan burg'ilashda burg'i chiqindilari zaboydan ko'tariladi va yuvuvchi suyuqlik bilan birga yutish kanallariga ketadi. Yutuvchi kanallarni to'sish hududiga tamponlovchi aralashma bilan birgalikda tushiriluvchi to'suvchi uskunalar ma'lum. Yuqori samarali va tez, minimal xarajatlar bilan katta yoriqlar va bo'shliqlarga ega to'liq yo'qotilish hududini 5-rasmda ko'rsatilgan egiluvchan konteynerni qo'llab berkitish mumkin.

Egiluvchan konteynerni qo'llab burg'ilash suyuqligi yo'qotilishini bartaraf etishda, qattiq jismlar bilan to'ldirilgan, o'zidan tamponlovchi suyuqlikni o'tkaza oladigan to'rsimon mahsulotdan tayyorlangan konteyner skvajinaga tushiriladi. Konteyner yo'qotilish intervaliga yetganda va skvajinaga erkin holatda yotganda qattiq jismlar o'zining og'irligi bilan skvajina stvolining noteksliliklari va yoriqlarini to'ldirib boradi, qisman yuvuvchi suyuqlikning oqib ketish yo'llarini to'sadi. Keyin skvajinaga uchlardan tegishli aralashma haydaladigan burg'ilash quvurlari tushiriladi, aralashma konteyner orqali o'tib qattiq jismlar orasidagi bo'shliqlarni to'ldiradi, so'ng esa skvajinada yuvuvchi suyuqlikning yo'qotilishini butunlay bartaraf etuvchi qattiq monolit to'siq hosil bo'ladi. Burg'ilashda tiqinning markaziy qismi buziladi, yoriqlar esa

sement toshlari bilan berkilib qoladi. keyinchalik skvajinani yutilishlarsiz burg'ilash imkonini beradi. Ushbu usul yetarlicha samarali. lekin qovushqoqligi past va noturg'un tog' jinslarini burg'ilashda skvajina stvolida yuvuvchi suyuqlik darajasining tushib ketishi skvajina devorlarining qulashiga olib keladi. burg'ilash suyuqligi yo'qotilishini bartaraf etish bo'yicha ishlarni amalga oshirish imkonini yo'qqa chiqaradi. Devorlar qulashi xavfi mavjud bo'lganda. skvajinani bir vaqtning o'zida jihozlash (obsadka). burg'ilash samaradorligini oshiradi. Hozirgi kunda skvajinani bir vaqtning o'zida jihozlab burg'ilash usullari va texnik uskunolari anchayin qimmat va ishlatilishi murakkabdir. Skvajinalarni bir vaqtning o'zida jihozlab burg'ilash uchun soddaroq va iqtisodiy foydaliroq bo'lgan uskunani yaratish maqsadida biz tomonimizdan. quyida 6-rasmda keltirilgan uskuna taklif etiladi.

Skvajinani bir vaqtning o'zida jihozlab burg'ilash boshqa usullarga nisbatan eng yaxshi va mahsuldor usul bo'lib. u skvajinaning to'g'ri

chiziqda bo'lishini ta'minlaydi va istalgan chuqurlikkacha burg'ilashga imkon beradi.

Burg'ilash suyuqligining yo'qotilishi oldini olish va bartaraf etish usullarini tahlil etish shuni ko'rsatadiki. ma'lum sharoitlarda yo'qotilishlarni bartaraf etishning eng mahsuldor usullaridan biri yutuvchi kanallarni to'ldirgichlar bilan berkitishdir.

Bugungi kunda besh yuzdan ortiq to'ldiruvchi mahsulotlar turlari ma'lum. ammo ularning qo'llanilishi. narxi yuqori bo'lganligi sababli cheklangan. Shunday qilib. mahalliy mahsulotlardan g'ovakli muhitlarda harakatlanganda qo'shimcha qarshilikka. qovushqoqlikka ega qimmat bo'lmagan yangi turdagi izolyatsiya va tamponaj aralashmalarini tayyorlashga hamda katastrofik yo'qotilishlarni qimmat bo'lmagan. minimal vaqt sarflab va chuqurlashish jarayonini to'xtatmagan holda bartaraf etish imkonini beruvchi maxsus uskunalar yaratish zaruriyati vujudga keladi.

GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA 2021 №1 (84) pp 11-14

ANALYSIS OF MODERN METHODS TO PREVENT AND ELIMINATE LOSSES OF DRILLING FLUID DURING WELL DRILLING

¹Mustafayev O.B. Senior teacher. Department of Mining and Electromechanical Engineering.

¹Djuraev R.U. Assistant Professor. Department of Mining and Electromechanical Engineering. (DSc).

²Teshaev N.G. Leading Engineer of the.

¹Navoi State Mining Institute. Navoi. Uzbekistan.

²Central Uzbekistan Party of the SUE Regionalgeology. Tashkent, Uzbekistan.

Abstract

Complications during well drilling in the form of lost circulation are one of the most urgent. economically costly and difficult to solve problems in the mining and geological industry. To date, there are various ways to prevent and eliminate high-intensity absorptions. however, they are all very laborious and do not always give a positive result.

The article presents theoretical and analytical studies of methods for preventing and eliminating lost circulation of drilling fluids when drilling wells in complicated mining and geological conditions. Based on the study of a large amount of material. the most effective methods of liquidation and prevention of lost circulation of drilling mud are highlighted.

Key words: absorption. well. drilling mud. bottomhole cleaning. fillers. flexible container. casing. gas-liquid mixtures. elimination. prevention. caverns. fracture.

References

1. Rehm B. Schubert J. Haghsheenas A. Paknejad A.S. Hughes J. Managed pressure drilling. Houston (TX) // Gulf Publishing Company. – 2008.
2. Sanders M.W. Scorsone J.T. Friedheim J.E. High-fluid-loss. high-strength lostcirculation treatments // SPE paper 135472 presented at the SPE deepwater drilling and completions conference held in Galveston. – Texas. USA; 5 - 6 October 2010.
3. A.I. Maskary S. Abdul Halim A. A.I. Menhali S. Curing losses while drilling & cementing // SP paper 171910 presented at the Abu Dhabi international petroleum exhibition and conference held in Abu Dhabi. UAE; 10 - 13 November 2014.
4. Merkulov M.V., Djuraev R.U., Leontyeva O.B., Makarova G.Y., Tarasova Y.B. Simulation of thermal power on bottomhole on the bases of experimental studies of drilling tool operation // International Journal of Emerging Trends in Engineering Research. Volume 8. No.8. 2020. – pp. 4383-4389.
5. Djuraev R.U., Merkulov M. V., Kosyanov V. A., Limitovsky A.M. Improving the efficiency of rock-breaking tools when drilling wells with air purging based on the use of a vortex tube. // Mountain magazine. - Ed. "Ore and metals". - Moscow. 2020. - No. 12. P. DOI: 10.17580/gzh. 2020. 12. 16
6. Djuraev R.U., Raikhanova G.E. The possibility of increasing efficiency of drilling assembly on the basis of using a vortex tube // – Solid State Technology. – Volume 63. –Issue 6. – 2020. –pp. 9728-9734
7. Djuraev R.U., Merkulov M. V. Normalization of the temperature regime of wells during drilling with air purging. Navoi". 2016. - 128 p.
8. Krylov V. I. Isolation of absorbing layers in deep wells. - M.: Nedra. 1980. - 304 p

XALQARO KO'RGAZMALAR

UzMetalMashExpo

**METALLURGIYA. METALGA ISHLOV BERISH.
MASHINASOZLIK. PAYVAND.**

**5-6-7 MAY
O'ZEKSPOMARKAZ**

WWW.IEG.UZ



(71) 238-59-59

ИЗМЕНЕНИЕ СМЕННОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ЭКСКАВАТОРНО-АВТОМОБИЛЬНОГО КОМПЛЕКСА ПО МЕРЕ УГЛУБЛЕНИЯ КАРЬЕРА



Куролов А.А.,
начальник
Центрального проектного бюро НГМК,
к.т.н.



Рузиев Н.Б.,
заместитель главного инженера НГМК
по горным работам



Раджабов Э.Х.,
инженер Центрального проектного
бюро НГМК

Maqolada kon ishlarining chuqurlashishi bilan ekskavator-avtomobil kompleksining smena unumdorligi o'zgarib borishi ko'rib chiqildi. chuqur qismdagi kon massasini qayta ishlashda ekskavator-avtomobil kompleksining smena unumdorligi hisoblandi. shunday qilib. kon massasini avtotransport bilan tashishda ko'tarish balandligi oshishi bilan ekskavator-avtomobil kompleksining smena unumdorligi pasayadi.

Tayanch iboralar: ekskavator-avtomobil kompleksi. ish unumdorligi. kon ishlarining chuqurlashishi. ko'tarish balandligi. tashish masofasi.

В статье рассмотрено изменение сменной производительности экскаваторно-автомобильного комплекса по мере углубления горных работ; произведен расчет сменной производительности экскаваторно-автомобильного комплекса в зависимости от глубины (расстояние транспортирования) отработки; сформулирован вывод о том, что с увеличением высоты подъема горной массы автотранспортом сменная производительность экскаваторно-автомобильного комплекса снижается.

Ключевые слова: экскаваторно-автомобильный комплекс, производительность, углубление горных работ, высота подъема, расстояние транспортирования.

Основные вопросы комплектации ЭАК решаются при проектировании карьера, а поддержание комплектности – в процессе его эксплуатации. Фундаментальное значение термина “комплектность” принимается в настоящей работе и понимается как качественное (по видам и моделям) и количественное соответствие составляющих комплекс экскаваторов и автосамосвалов как друг-другу, так и горно-геологическим и горно-техническим условиям разработки [1].

Известно что автосамосвал, является наиболее распространенным видом транспорта на открытых горных работах. Его типоразмерный ряд включает десятки моделей, грузоподъемность которых для карьерных самосвалов изменяется в пределах от 45 до 360 т и более. Потребность в различных типах автосамосвалов обусловлена независимостью от источника энергии, высокой маневренностью при радиусах поворота до 30 м, преодолением уклонов 80-100% в грузовом направлении и 150% в порожняковом. перевозкой горной массы с различными физико-механическими свойствами, небольшими затратами и низкой трудоемкостью строительства автодорог., быстрой окупаемостью капитальных вложений [1].

Сложными и трудоемкими являются расчеты по прогнозированию производительности и надежности горных и транспортных машин.

Моделирование работы экскаваторно-автомобильного комплекса (расчет производительности комплекса, определение числа автосамосвалов) производилось по методике, разработанной проф. Медниковым Н.Н. [2].

Расчет параметров экскаваторно-автомобильного комплекса сводится к определению продолжительности погрузки, продолжительности рейса автосамосвала. приведенной интенсивности процессов, коэффициента загрузки экскаватора, производительности комплекса. Совокупность взаимосвязанных формул, используемых в расчетах. представляет собой математическую модель экскаваторно-автомобильного комплекса. Анализ модели позволяет получить

функциональную характеристику экскаваторно-автомобильного комплекса.

В общем виде зависимость сменной производительности комплекса от влияющих факторов записывается следующим образом:

$$Q_k = f(\Delta, A, N, \Pi, L, k_r), \quad (1)$$

где: Δ – паспортные характеристики экскаватора;

A – паспортные характеристики автосамосвала;

N – число автосамосвалов в комплексе;

Π – показатель трудности экскавации пород;

L – характеристика трассы по элементам каждый из которых оценивается длиной, уклоном, сопротивлением движению;

k_r – показатели готовности технологической схемы.

Эксплуатационная сменная производительность автосамосвала;

$$Q_a = \frac{Q_k}{N}, \quad (2);$$

где N – число автосамосвала;

В результате расчетов по приведенным выше формулам. заложенным в программу ЭВМ. получают данные для построения следующих зависимостей от числа автосамосвалов в комплексе:

- коэффициент загрузки экскаватора;
- сменная производительность комплекса;
- сменная производительность автосамосвала;
- расход дизтоплива.

Анализ модели может быть выполнен при любых наборах экскаваторов, различных трассах и физико-технических показателях горных пород.

Для исследования параметров комплекса по методике, для эксперимента принимаем модель карьера глубиной 150 метров, обрабатываемый 15 метровыми уступами.

Отработка осуществляется по последовательной схеме: забой → экскаватор → карьерный автосамосвал → отвал. Экскаватор

представлен моделью ЭКГ-10 с вместимостью ковша 10 м^3 , в качестве базового транспорта выбран карьерный автосамосвал грузоподъемностью 90 т . Горная масса транспортируется до внешнего отвала, см. табл. 1.

Таблица 1

Параметры	Характеристика участков трассы		
	Горизонтальная внутри карьера	Наклонная	Горизонтальная до отвала
$w, \text{H/KB}$	30	30	30
$i, \text{‰}$	0	80	0
15 м. L. км	0.5	0.19	0.5
30 м. L. км	0.5	0.38	0.5
45 м. L. км	0.5	0.57	0.5
60 м. L. км	0.5	0.76	0.5
75 м. L. км	0.5	0.95	0.5
90 м. L. км	0.5	1.14	0.5
105 м. L. км	0.5	1.33	0.5
120 м. L. км	0.5	1.52	0.5
135 м. L. км	0.5	1.71	0.5
150 м. L. км	0.5	1.9	0.5

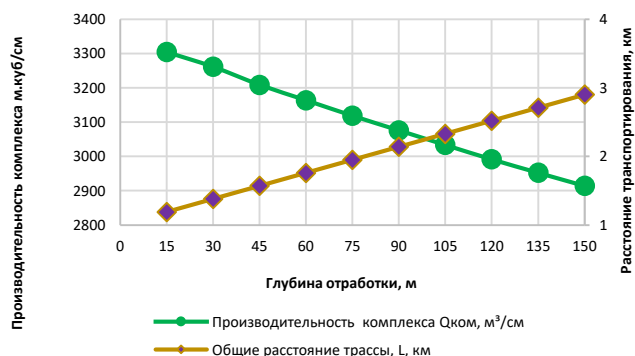


Рис. 1. Зависимость изменения сменной производительности ЭАК и расстояния транспортирования от глубины отработки

В Навоийском ГМК комплектация экскаваторно-автомобильного комплекса в виде экскаватора ЭКГ-10 и автосамосвала грузоподъемностью 90 т эксплуатируется на рудниках Даугызтау и Восточный Северного Рудоуправления. Имея исходные данные для отработки карьера глубиной 150 м , выполним расчеты и получим результаты по горизонтам. Системно обработав полученные данные при коэффициенте загрузки экскаватора $k_{\text{заг}}=0.8$ из построенных зависимостей найдем сменную производительность комплекса ($Q_{\text{ком}}$), количество автосамосвалов (N_a), сменную производительность автосамосвала ($Q_{\text{авт}}$) и на основании которого построим графики изменения см. рис. 1 и рис. 2. Как показывает

рис. 1. с увеличением высоты подъема увеличивается расстояние транспортирования горной массы и соответственно сменная производительность экскаваторно-автомобильного комплекса начинает снижаться несмотря на увеличение количества автосамосвалов в ЭАК.

На рис. 2 сформирована зависимость изменения сменной производительности и количества автосамосвалов. При увеличении высоты подъема сменная производительность автосамосвала начинает уменьшаться и при этом увеличивается количество автосамосвалов.

Если при глубине карьера 30 м производительность ЭАК составляет около $3200 \text{ м}^3/\text{смену}$, то при глубине 120 м составляет около $3000 \text{ м}^3/\text{смену}$, При этом при глубине карьера 30 м для обеспечения коэффициента загрузки на уровне 80% потребуются $4,29$ ед. автосамосвалов со средней производительностью $759 \text{ м}^3/\text{смену}$, а при глубине 120 м нужны $6,28$ ед. автосамосвалов со средней производительностью $477 \text{ м}^3/\text{смену}$.

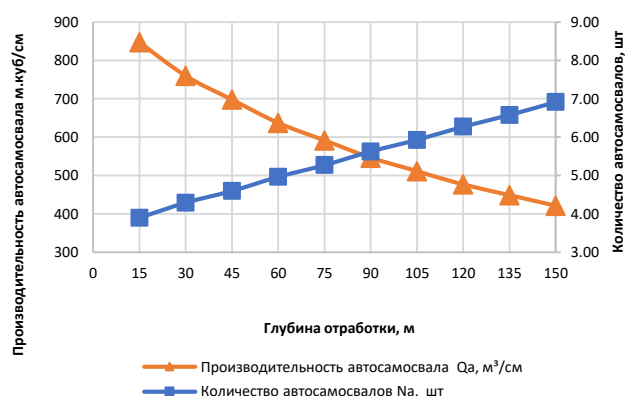


Рис. 2. Зависимость изменения производительности и количество автосамосвалов от глубины отработки

Как показывают полученные результаты расчетов при применении ЭАК для отработки месторождений с увеличением высоты подъема горной массы автотранспортом сменная производительность комплекса снижается, а количество автосамосвалов увеличивается, что в свою очередь негативно сказывается на себестоимости продукции.

Одним из возможных путей повышения производительности ЭАК и уменьшения себестоимости транспортирования является применение циклично-поточной технологии (ЦПТ) транспортирования горной массы, за счет применения чего сокращается расстояние транспортирования автосамосвалом и обеспечивается уменьшение количества автосамосвалов и увеличение производительности ЭАК и карьера в целом.

Библиографический список:

1. Ржевский В.В. Процессы открытых горных работ. – Москва. Недра. 1978. 465 с.
2. Медников Н.Н. Математические методы и модели в расчетах на ЭВМ. Учебное пособие. – Москва. МГГУ. 1996. – С. 47 – 128.
3. Ржевский В.В., Истомин В.В., Супрун В.И. Комплексы оборудования и вскрытие рабочих горизонтов мощных глубоких карьеров Горный журнал. – 1982. – №11. – С. 27-30.
4. Васильев М.В. Транспорт глубоких карьеров. – Москва. Недра. 1983. – 295 с.

КОМПЛЕКСНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ГЕОДИНАМИКИ РАЙОНА МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЧАРМИТАН



Низомов Т.Н.,
зам. главного инженера
по горным работам ЮРУ НГМК



Фарманов О.Э.,
начальник горного
отдела ЮРУ НГМК



Худояров А.Д.,
зам. начальника горного
отдела ЮРУ НГМК



Хасанов А.Р.,
начальник лаборатории ГУП
«O'zGEORANGMETLIT»

Maqolada Zarmitan oltin rudasi zonasi konlari maydonini kompleks ravishda geomekanik va geodinamik geofizik tadqiqotlar natijalari ma'dan tanalarini yer osti qazib olish bilan qazib olishda tosh bosimi namoyon bo'lishining dolzarb muammolarini hal qilishga qaratilgan. Mintaqaning geotektonikasini o'rganish. faol geotektonik bloklarni aniqlash va xatti-harakatlar tamoyillarini global miqyosdagi tektonik bloklar bilan birgalikda. ularning ma'dan tanalarini qazib olish paytida qazib olish jarayonlariga ta'siri. Charmitan konining pastki uqlari. O'tkazilgan tadqiqotlar natijalariga ko'ra konning qazib olish ishlari uchun alohida xavf tug'diradigan va tosh bosimini nazorat qilishning maxsus usullaridan va tosh massasidagi geodinamik jarayonlarni boshqarishga qaratilgan tadbirlardan foydalanishni talab qiladigan joylari aniqlandi.

Tayanch iboralar: tog 'bosimi, geodinamika, geomekanika, kuchlanish va shtamm holati, er osti qazib olish, ruda jismlari, rayonlashtirish, yoriqlar, yorilish, tosh massasi.

В статье приводятся результаты комплексных геомеханических и геодинамических геофизических исследований района месторождений Зармитанской золоторудной зоны направленных на решение актуальной задачи проявления горного давления при отработке рудных тел подземным способом разработки. Особое внимание уделено изучению геотектоники региона, выявлению активных геотектонических блоков и принципам поведения в увязке с тектоническими блоками глобальных масштабов их влиянию на процессы горных работ при отработке рудных тел на нижних горизонтах месторождения Чармитан. По результатам выполненных исследований выявлены участки месторождения, представляющие особую опасность для ведения горных работ и требующих применения специальных методов контроля горного давления и мероприятий, направленных на управление геодинамическими процессами в массиве горных пород.

Ключевые слова: горное давление, геодинамика, геомеханика, напряженно-деформированное состояние, подземная разработка, рудные тела, районирование, разломы, трещиноватость, массив горных пород.

Как принято в мировой практике разработка месторождений полезных ископаемых на больших глубинах, к тому же в тектонически активных районах сопровождается в большинстве случаев рядом проблем, таких как внезапные выбросы горных пород в выработки, возникновения горных и горно-тектонических ударов, внезапных обрушений кровли и других опасных событий и явлений геодинамической природы.

Одним из эффективных способов решения выше перечисленных проблем является геодинамическое районирование месторождений, которое обеспечивает: выявление блочной структуры горного массива, тектонически напряженных и относительно разгруженных зон, оценку степени напряженности горного массива как в его естественном состоянии, так и с учетом влияния горных работ, разработку комплекса профилактических мер безопасного и эффективного освоения месторождений, внедряемых на стадиях проектирования, строительства и эксплуатации горных предприятий. Геодинамические структуры редко обнаруживают себя при традиционном подземном геологическом картировании и требуют привлечения более содержательной информационной базы и специализированных методов анализа и обработки. Общеизвестным в практике районирования является метод геодинамического районирования ВНИМИ [1, 2], основанный на использовании морфоструктурных и геофизических признаков трассировки активных структур с привлечением широкого спектра уточняющих и корректирующих их показателей состояния геологической среды.

Основное внимание уделено технологии трассирования геодинамически активных структур и установления режима активности действующих в них природных сил, управляющих современными

геодинамическими процессами. В своей основе методика базируется на стандартных информационных ресурсах действующих горнодобывающих предприятий.

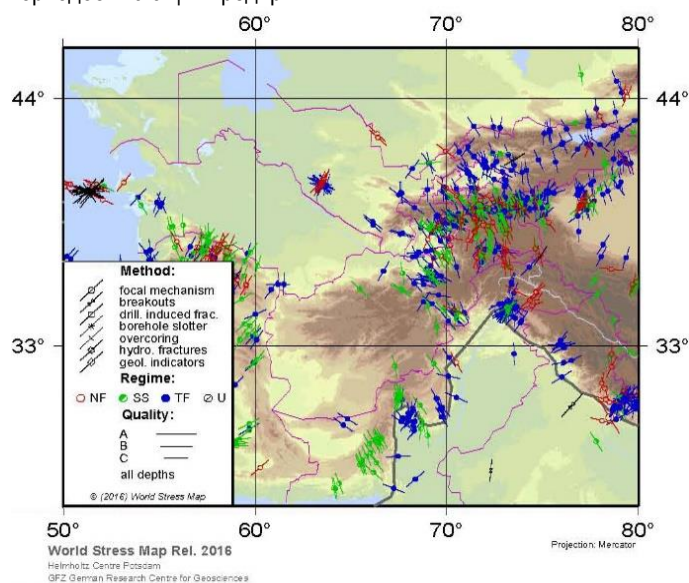


Рис. 1. Модель напряжений земной коры по данным базы данных World Stress Map

Геодинамически активные структуры в реальной геологической среде находятся в соподчиненном положении и ранжируются по масштабному признаку на структуры различного иерархического

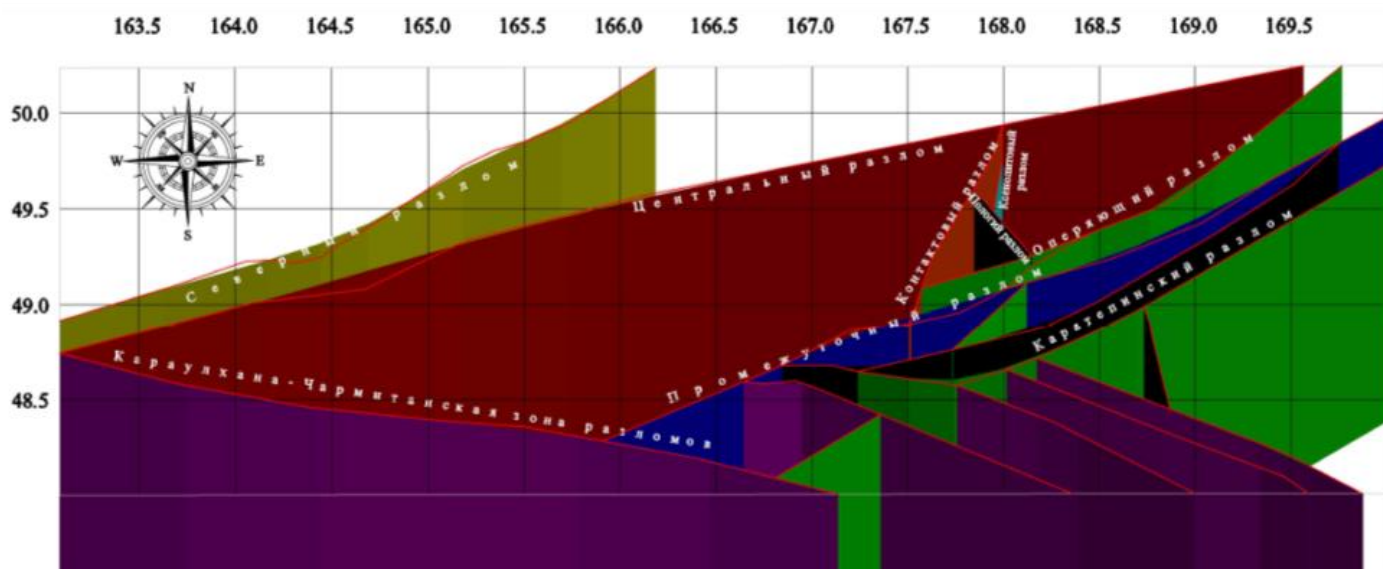


Рис. 2. Принципиальная схема главных разломных структур слагающих район месторождений

уровня, при этом каждая из них находится в иерархической подчиненности от структур более крупного ранга. Наиболее активными движениями отличаются структуры самых крупных масштабных рангов, однако максимальная концентрация напряжений чаще приурочена к структурам среднего или самого мелкого масштабного ранга. При производстве подземных горных работ геодинамически активные структуры несут риски.

Геодинамическое районирование выполняется применительно к решению конкретных технологических задач функционирования шахт и рудников, ведущих подземную добычу в пределах участков осуществляемого и планируемого развития горных работ. Геодинамическое районирование недр включает в себя:

- выделение элементов блочной структуры горного массива и оценку их взаимодействия;
- выделение активных разломов и определение степени их активности;
- оценку напряженного состояния горного массива;
- выделение тектонически напряженных зон и склонных к проявлению опасных процессов на различных участках угольных пластов;
- участие в мониторинге шахтных полей для контроля геодинамического состояния горного массива.

Знание современного поля напряжений земной коры является ключом к пониманию геодинамических процессов, таких как глобальная тектоника плит. Это также важно для управления подземными горными выработками. Весомый вклад в изучение структуры напряжений земной коры и источников их происхождения внесли специалисты Немецкого научно-исследовательского центра наук о Земле (Центр им. Гельмгольца в Потсдарме) [3-5]. С 1986 года проект World Stress Map (WSM) систематически составлял ориентацию максимального горизонтального напряжения в дальнейшем анализируя и компилируя, а также оценивая по качеству на предмет надежности и сопоставимости в глобальном масштабе. На рис. 1 представлена картина распределения главных максимальных и минимальных напряжений изучаемого района и прилегающих территорий, что в свою очередь позволяет с большой вероятностью получить информацию о направлениях действующих напряжений до начала исследований локального района. Благодаря более высокой плотности данных можно разрешить неоднородности картины напряжений от масштабов всей тектонической плиты до локальных масштабов. Имеющиеся данные позволяют лучше понять относительную важность пограничных сил плит, ко-

торые контролируют длинноволновую картину. по сравнению с региональными и местными контролями напряженного состояния земной коры. Однако необходимо также обращать внимание на данные о величине напряжения. эта информация важна для калибровки геомеханических численных моделей. Это позволяет получить трехмерное непрерывное описание тензора напряжений на основе точечной и неполной информации о тензоре напряжений. предоставленной в базе данных WSM. Такие перспективные модели требуются для аспектов безопасности антропогенной деятельности под землей и для лучшего понимания тектонических процессов. Рельеф изучаемой территории среднегорный с абсолютными отметками поверхности 850-1200 м и относительными превышениями 50-200 м. Рудовмещающими породами приняты граносиениты. Караулхана-Чармитанская зона разломов является рудоконтролирующей структурой, а разрывы запад-северозападной ориентировки – рудовмещающими [6, 7].

Широко развиты также веерообразно расходящиеся разрывы на северо-запад и юго-восток с крутыми углами падения 70-90 градусов, которыми площадь месторождения разделена на отдельные блоки (Южный, Промежуточный, Оперяющий, Каратепинский и др. разломы северо-восточного простирания).

Характерной особенностью вмещающих пород является их интенсивная тектоническая нарушенность. При этом отмечается, что с увеличением глубины ведения горных работ степень тектонической нарушенности возрастает. Геодинамические проявления являются результатом взаимодействия элементов блочной структуры массива в условиях преобладающего горизонтального сжатия и сдвига земной коры. Деформация скважин на месторождении указывает на то, что действующие в горизонтальной плоскости в субмеридианальном направлении напряжения вкрест простирания рудных тел превышают вертикальные, более чем в 2,5 раза. отнесения их к 3 группе геологического строения. Блочная структура месторождений Зармитанской золоторудной зоны определялась в связи с наличием значительного объема геологической информации по геологической карте масштаба 1:5000.

По результатам укрупненного геодинамического районирования на участке выявлены разломы и блоки различной конфигурации. принципиальная схема главных разломных структур слагающих район месторождений Зармитанской золоторудной зоны приведена на рис. 2 [8, 9]. В табл. 1 приводятся сведения о протяженности и ориентировке разломов, а на рис. 3 по конфигурации и площади блоков.

Таблица 1
Параметры структурных тектонических блоков района месторождения Чармитан

№ блока	Форма блока	Средняя площадь, тыс.м ²	Граничные разломы	Углы падения разломов, град.
1	В виде клина с волнистыми контактами с выклиниванием в северо-восточном направлении	282	Контактовый. Ксенолитовый. Промежуточный. Оперяющий	70 80 85
2	В виде клина с волнистыми контактами с выклиниванием в северо-восточном направлении	846	Центральный. Контактовый. Промежуточный. Караулхана-Чармитанская зона разломов	75-80 70-75 80-85
3	Трапецевидной формы с ломаной формой западной грани. продолговатой формы	727	Центральный. Оперяющий. Ксенолитовый. Пологий	70-80 80-85 30-80
4	В виде вытянутой трапеции в восточном направлении с извилистыми границами	176	Промежуточный. Караулхана-Чармитанская зона разломов	70-75 80-85
5	В виде клина с волнистыми контактами юго-западного направления	169	Оперяющий. Промежуточный	80-85 70-75
6	В виде клина неправильной формы, продолговатый юго-западного направления	516	Промежуточный. Каратепинский. Караулхана-Чармитанская зона разломов	70-75 80-85 80-85
7	В виде треугольника	115	Контактовый. Караулхана-Чармитанская зона разломов	80-85
8	В виде трапеции	246	Каратепинский. Караулхана-Чармитанская зона разломов	80-85

Разработанная карта основных разломов на площади месторождений Зармитанской золоторудной зоны в последствии была совмещена с планами горизонтов с учетом данных по геологии материалов визуального обследования горных выработок и статистических данных замеров методом акустической эмиссии, красными кружками отмечены места замеров акустической эмиссии категории «ОПАСНО». Комплексный анализ геодинамики исследуемого района месторождения Чармитан дает возможность определить направление и характер современных горизонтальных движений, продолжающихся и в настоящее время.

Исследования геодинамики района показали, что напряженное состояние горных пород всецело зависит от направленности и интенсивности вертикальных и горизонтальных тектонических движений. В региональном плане напряженное состояние массива разрабатываемого месторождения можно определить по приуроченности его к тем или иным расположенным внутри плит глубинным разломам. Исследованиями установлено, что в их образовании участвуют также приложенные силы: сжатия, растяжения, сдвига или их комбинация. Характер взаимодействия блоков по их границам определяет свидетельствующую ориентировку и вид напряжений в выделенных блоках. Каждый блок находится в равновесном состоянии по отношению к другим блокам и в нем действуют единые по ориентации напряжения, которые можно опре-

делить посредством анализа тектонических нарушений, соответствующих размеру выделенного блока и следам сдвиговых подвижек по ним.



Рис. 3. Схема разломов района месторождения Чармитан (рудник Зармитан) с указанием направлений скольжения границ тектонических блоков

По принципу от «Общего к частному» устанавливают вид и его ориентировку активного ведущего разлома, характерного для данного района, к которому приурочено месторождение. С учетом того, что максимальные напряжения ориентированы перпендикулярно к простиранию соответствующих структур, устанавливают ориентировку тектонических напряжений в районах месторождений. Пользуясь данными табл. 2 район месторождения Чармитан расположен между регионами Тянь-Шань и Центральным Казахстаном, откуда следует, что регион в настоящее время испытывает сжатие ориентировка деформации имеет субмеридиональное направление [7, 8].

Таблица 2
Характер активных горизонтальных напряжений

Районы месторождений	Деформации	Ориентировка деформации
Приморье. Карпаты. Урал. Горная Шория. Алтай. Средняя Азия. Кавказ	Сжатие	Субмеридианальная

Выделение тектонически напряженных зон в шахтных условиях основывается на изучении пространственного положения и морфологии смесителей разрывных нарушений. Наличие тектонически напряженной зоны, обусловленной неровностями смесителя, может быть установлено при определении категории удароопасности прилегающего к смесителю участка рудной залежи. Характерные признаки опасных и неопасных нарушений приведены в табл. 3. Следует иметь в виду, что при прочих равных условиях наиболее «опасными» будут смесители, расположенные в плоскости действия максимальных сжимающих или тангенсальных напряжений. Исследования по геодинамическому районированию совместно с анализом произведенных замеров прибором «Сапфир» и другими методами прогноза геодинамических проявлений позволили по-новому взглянуть на причину повышенной напряженности массива и причины деформирования выработок различного назначения рассматриваемого месторождения.

Исследования по геодинамическому районированию золотодобывающих рудника Зармитан позволили выявить блочную структуру территории месторождений и установить, что на руднике Зармитан (Центральный участок) очистные блоки частично пройдены в тектоническом блоке между разломами Контактовый, Ксенолитовый, Пологий и Промежуточный. Характерная форма тектонического блока №1 в виде клина, границы блока находятся в активном сжатии массива горных пород. К нему примыкают под прямым углом четыре блока: № 2, № 3, № 4 и № 5 Северо-Восточного

простирается. В местах пересечения границ блоков северо-восточного простираения границами блока № 1 в подготовительных и очистных выработках происходило: нарушение крепи, вывалы пород обрушения в очистном пространстве.

Среди границ блоков наиболее сильное влияние оказывает протяженная граница, более 5 км рельефообразующих блоков №2, 3, 4, 5, разделяющего поле рудника Зармитан на 2 разновысотные области. Нарушения в выработках были выявлены в районе границ блоков № 1, 2, 3. Нарушения типа бокового давления зафиксированы в интервалах с обрушением кровли, с куполообразованием. Согласно исследованиям по укрупненному геодинамическому районированию граница разломов Контактный, Ксенолитовый и Пологий пересекают центральный участок месторождения Чармитан. Сопоставление фактических нарушений выработок соответствует месту перпендикулярного примыкания границ блоков к разлому.

Согласно данным геодинамического районирования между разломами Центральный, Контактный, Ксенолитовый, Пологий и Промежуточный расположена зона поднятия, что геомеханически обуславливает зону сжатия этой территории, К Северной границе этой области, выраженной разломами Контактный и Пологий. тектонический блок № 1, примыкают горные выработки центрального участка рудника Зармитан, которые попадают в эту зону сжатия, что обуславливает соответствующие геомеханические процессы в горных выработках. Данный участок будет претерпевать значительные напряжения на весь период отработки, с понижением на горизонтах +480 м +420 м +360 м +300 м в связи с чем, необходимо уделять особое внимание технологии проходки выработок с обязательным условием применения мер по предотвращению проявления горного давления, а также особые условия ведения очистных работ в блоках. Как следует из приведенных выше исследований, наиболее опасными участками в отношении геомеханической устойчивости горных выработок являются узлы пересечения границ блоков, выявленные районированием. Эти взаимодействия отнесены к первой категории опасности. К опасным также относятся участки, на которых характеризующие тектонику района линии нескольких структур сливаются, соприкасаются, пересекаются или располагаются близко. Наибольшую опасность для горных работ представляют собой места встречи отличающихся по типу и значимости тектонических структур. Это связано с тем, что в узлах пересекаются системы нарушений различной ориентировки глубины заложения и кинематики [2- 10]. Ко второй категории опасности относятся места пересечения горных выработок с одной границей блока. К третьей категории опасности относятся участки горных выработок, расположенные вне границ блоков. В связи с этим, для безопасной отработки месторождений необходим перечень мероприятий, способствующих безопасному ведению горных работ. Вместе с тем, приуроченность удароопасности к определенным элементам геологических структур не всегда однозначна. Горные удары или их предпосылки, любые проявления горного давления, происходят не во всех тектонических нарушениях, а только там, где сформировались условия для их развития. Опасные для отработки шахтные участки, трассируемые линиями разломов и сопоставляемыми с ними линеаменами, разрывными нарушениями, а также узлы их пересечений необходимо всесторонне изучать.

Для этого на шахтах нужно создавать специально оборудованные геодинамические полигоны, на которых, применяя геологические, тектонические, геодезические, геофизические и другие методы исследований, выявлять индивидуальные особенности каждого участка. Зоны влияния опасных для отработки участков являются «запретными» для размещения объектов шахтного комплекса [11]. Исходя из геодинамических особенностей таких участков, определяют соответствующую технологию их отработки.

Библиографический список:

1. Руководство по геодинамическому районированию шахтных полей // Межотраслевой научный центр ОАО ВНИМИ // Санкт-Петербург. 2012. – 116 с.
2. Геодинамическое районирование недр. Методические указания. / Петухова И.М., Батугиной И.М.- Л., ВНИМИ. 1990.–129 с.
3. Материалы с сайта Немецкого исследовательского центра геофизических исследований GFZ в Потсдамском центре им. Гельмгольца, размещенного на сайте [http:// world-stress-map.org](http://world-stress-map.org). 2016.
4. Heidbach O., M. Rajabi., X. Cui., K. Fuchs., B. Müller., J. Reinecker., K. Reiter., M. Tingay., F. Wenzel. 2018. The World Stress Map database release 2016: Crustal stress pattern across scales. *Tectonophysics*. 744.484-498. <http://doi.org/10.1016/j.tecto.2018.07.007>.
5. Heidbach. O., M. Rajabi., K. Reiter and M. Ziegler (2016). *World Stress Map 2016*. GFZ Data Services. <http://doi.org/10.5880/WSM.2016.002>.
6. Отчет о результатах поисковой оценки глубоких горизонтов Чармитанского месторождения золота за 1990-1998 гг. ГПГ «Самаркандгеология». Зармитанская геолого-разведывательная партия. 1998.
7. Айтматов И.Т. Геомеханика рудных месторождений Средней Азии. Фрунзе: Илим. 1987. – 246 с.
8. Раимжанов Б.Р., Мухитдинов А.Т., Хасанов А.Р. Исследование напряженно-деформированного состояния массива горных пород месторождения Чармитан. влияющие на выбор технологии отработки запасов нижних горизонтов // Горный информационный аналитический бюллетень. 2016. №5. С. 282-292.
9. Раимжанов Б. Р., Хасанов А. Р. Оценка структурной нарушенности массива горных пород по рейтинговым классификациям для рудников Зармитанской золоторудной зоны // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – № 5. – С. 115–127. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-5-0-115-127.
10. Макаров А. Практическая геомеханика: пособие для горных инженеров. - М.: Горная книга. 2006. - 391 с.
11. Инструкция по безопасному ведению горных пород на рудниках и нерудных месторождениях, объектах строительства подземных сооружений, склонных и опасных по горным ударам (РД 06-329-99).

COMPLEX STUDIES OF THE GEODYNAMIC SITUATION IN THE AREA OF CHARMITAN DEPOSIT

¹Nizomov T. N., Head of the Mining Department of the SMA NMMC.

¹Farmanov O. E., Deputy Head of the Mining Department of the SMA NMMC

¹Khudoyarov A.D., Engineer of the Mining Department of the SMA NMMC

²Khasanov A. R., Head of the Mining Laboratory. GUP "O'ZGEORANGMETLITI»

¹Navoi mining metallurgical combine, Navoi, Uzbekistan

²State Unitary Enterprise "UzGEORANGMETLITI", Tashkent, Uzbekistan

Abstract: The article presents the results of complex geomechanical and geodynamic geophysical studies of the area of deposits of the Charmitan gold ore zone aimed at solving the urgent problem of the manifestation of rock pressure during mining of ore bodies by underground mining. Particular attention is paid to the study of the geotectonics of the region. the identification of active geotectonic blocks and the principles of behavior in conjunction with the tectonic blocks of a global scale. their influence on the processes of mining during the mining of ore bodies at the lower horizons of the Charmitan deposit. Based on the results of the studies performed. areas of the deposit were identified that pose a particular danger to mining operations and require the use of special methods of rock pressure control and measures aimed at controlling geodynamic processes in the rock mass.

Keywords: rock pressure. geodynamics. geomechanics. stress-strain state. underground mining. ore bodies. zoning. faults. fracturing. rock mass.

References

1. Guidelines for geodynamic zoning of mine fields // Interbranch Scientific Center of JSC VNIMI // St. Petersburg. 2012 - 116 p.
2. Geodynamic zoning of mineral resources. Methodical instructions. / Ed. Petukhova I.M., Batugina I.M. - L.: VNIMI. 1990. - 129 p.
3. Materials from the site of the German Research Center for Geophysical Research GFZ in the Potsdam Center mi. Helmholtz. posted on the site <http://world-stress-map.org>. (2016).
4. Heidbach. O., M. Rajabi. X. Cui. K. Fuchs. B. Müller. J. Reinecker. K. Reiter. M. Tingay. F. Wenzel. 2018. The World Stress Map database release 2016: Crustal stress pattern across scales. Tectonophysics. 744.484-498. <http://doi.org/10.1016/j.tecto.2018.07.007>.
5. Heidbach. O., M. Rajabi. K. Reiter. and M. Ziegler (2016). World Stress Map 2016. GFZ Data Services. <http://doi.org/10.5880/WSM.2016.002>.
6. Report on the results of prospecting assessment of deep horizons of the Charmitan gold deposit for 1990-1998. GGP "Samarkandgeologiya". Charmitan Geological Exploration Party. 1998.
7. Aitmatov I.T. Geomechanics of ore deposits in Central Asia. Frunze: Ilim. 1987. - 246 p.
8. Raimjanov B.R., Mukhitdinov A.T., Khasanov A.R. Investigation of the stress-strain state of the rock mass of the Charmitan deposit. affecting the choice of the technology for mining the reserves of the lower horizons // Gornyi informatsionny analiticheskiy bulletin. 2016. No. 5. S. 282-292.
9. Raimjanov B.R., Khasanov A. R. Assessment of the structural disturbance of the rock mass according to the rating classifications for the mines of the Charmitan gold-bearing zone. Gornyi informatsionno-analytical bulletin. - 2020. - No. 5. - P. 115-127. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-5-0-115-127.
10. Makarov A. 5. Practical geomechanics: a guide for mining engineers. - M.: Gornaya kniga. 2006. - 391 p.
11. Instructions for the safe management of rocks in mines and non-metallic deposits. construction sites of underground structures. prone and hazardous to rock bursts (RD 06-329-99).
12. Hoek E., Karakas A. Practical rock engineering // Environmental and Engineering Geoscience - T. 14. 2008. No. 1. - P. 55-58.
13. Vlokh N.P. Rock pressure management in underground mines. - M.: Nedra. 1994. - 207 p.

СТАНОК УНИВЕРСАЛЬНЫЙ КОНСОЛЬНО-ФРЕЗЕРНЫЙ

НФ-1200



Государственное предприятие НГМК
Производственное объединение
"Навоийский машиностроительный завод"
www.ngmk.uz

Адрес: г. Навои, ул. Инспекторов, 5
Тел.: (+99879)227-62-14, 227-64-23
Факс: (+99879) 223-48-78
E-mail: infornmz@ngmk.uz

ИССЛЕДОВАНИЕ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ ОПТИМАЛЬНОЙ РЕЖИМ ЗАКИСЛЕНИЯ РУДНОГО ПЛАСТА И ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА



Курбанов М.А.,
главный инженер
РУ-5 НГМК, к.т.н.



Аликулов Ш.Ш.,
заведующий кафедрой
БЖД НГМИ, д.т.н.,
доцент



Каримов И.А.,
начальник учебно-мето-
дического отдела НГМИ,
докторант



Раджабев И.М.,
старший препода-
ватель НГМИ,
докторант

Maqolada beshta geoteknologik vaziyat tahlil qilindi. Qumtoshlardagi eritmaning gidrodinamik rejimini nazorat qilish va oksidantlarni qo'llash orqali qatlam o'tkazuvchanligini oshirish. Ma'dan zahiralarni ishlab chiqishda samarali eritmalar metall kontsentratsiyasi oshadi, sulfat kislotaning o'ziga xos iste'moli kamayadi, blokarni ishlab chiqarish vaqti kamayadi va mineral-xom ashyo bazasi oshadi. Texnik kislorodning oksidlovchi sifatida ijobiy xususiyatini hisobga olgan holda, uranni er osti suv bilan yuvish jarayonida uni joriy etish ustuvor hisoblanadi.

Tayanch iboralar: gidrodinamik rejim, eritmani oziqlantirish, uran, er osti gidroksidi, qazib olish, zaxiralar, qayta ishlash, qatlam o'tkazuvchanligi, kislorod.

В работе анализировались пять типов геотехнологических обстановок. Управление гидродинамическим режимом подачи раствора в песчаники и увеличение проницаемости пласта путем применения окислителя. При отработке запасов руд повышается концентрация металла в продуктивных растворах, снижается удельный расход серной кислоты, сокращается время отработки блоков и увеличивается минерально-сырьевая база. Учитывая положительную особенность технического кислорода как окислителя, считается приоритетным внедрение его в процессе ПВ урана.

Ключевые слова: гидродинамический режим, подача раствора, уран, подземное выщелачивание, добыча, запасы, переработка, проницаемость пласта, кислород.

В мире способ подземного выщелачивания (ПВ) имеет ряд преимуществ перед традиционными и дорогостоящими способами добычи полезных ископаемых. Добыча урана методом ПВ постоянно возрастает и в последнее десятилетие она увеличилась с 5 до 34%. Метод ПВ позволяет снизить в 2-4 раза капитальные вложения на строительство предприятий и сократить сроки строительства рудников, повысить в 2-4 раза производительность труда и соответственно, уменьшить себестоимость готового продукта за счет оптимизации рабочих мест. При таком стремительном росте потребности урана практика горного дела устанавливает задачи перед учеными разработать нетрадиционные технологии. Одной из таких задач является вовлечение в отработку урановых руд.

Поэтому отработка запасов урановых руд по новой технологии является важной научно-технической проблемой.

На сегодняшний день во всем мире год за годом усложняется процесс отработки глубоких залежей урановых руд методом ПВ, а также возникают проблемы добычи урана из руд.

Одним из решений данной проблемы является разработка новой технологии, управление гидродинамическим режимом подачи раствора в песчаники и увеличение проницаемости пласта путем применения окислителя. При отработке запасов руд повышается концентрация металла в продуктивных растворах, снижается удельный расход серной кислоты, сокращается время отработки блоков и увеличивается минерально-сырьевая база.

В работе анализировались пять типов геотехнологических обстановок (табл.1):

- серно-кислотная с окислителем;
- серно-кислотная без окислителя;
- щелочная карбонатная с окислителем;
- щелочная карбонатная без окислителя;
- щелочная сульфидная.

Расчеты выполнялись без учета ионной силы растворов, поправка на которую может лишь расширить поля жидких фаз.

На Eh-pH-диаграммах рассматриваемые геотехнологические обстановки показаны овалами (рис. 1 - 4).

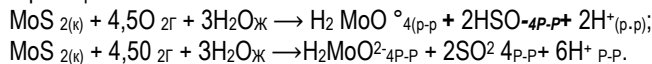
Таблица 1
Результаты определения благоприятной геотехнологической обстановки для выщелачивания полезных компонентов из руд Учкудукского типа

Тип геотехнологической обстановки	Степень благоприятности геотехнологической обстановки						
	Mo	Re	U	V	Sc	Sc	TR
Серно-кислотная с окислителем ($\Sigma \text{CO}_2 = 10^{-1} \text{ M}$; pH = 1-3.5; Eh = 0.5-0.8 B)	+++	+++	+++	+++	+++	-	-
Серно-кислотная без окислителя ($\Sigma \text{CO}_2 = 10^{-1} \text{ M}$; pH = 1-3.5; Eh = 0.25-0.45 B)	+	+	+++	+++	-	+++	+++
Щелочная карбонатная с окислителем ($\Sigma \text{CO}_2 = 10^{-1.5} \text{ M}$; pH = 7-9; Eh = -0.05-0.5 B)	+++	+++	+++	+++	+	-	-
Щелочная карбонатная без окислителя ($\Sigma \text{CO}_2 = 10^{-1.5} \text{ M}$; pH = 8-10; Eh более -0.1 B)	+	+	+	+	-	-	-
Щелочная сульфидная ($\Sigma \text{H}_2\text{S} = 0.2 \text{ M}$; pH = 12-13; Eh = 0.6 +0.7 B)	-	+++	-	-	+++	-	-
Примечание: «+++» — благоприятная обстановка для выщелачивания полезного компонента; «+» — выщелачивание полезного компонента маловероятно; «-» — выщелачивание полезного компонента исключено.							

При попадании геотехнологической обстановки в поля жидких фаз она оценивалась как благоприятная, при попадании в поля твердых фаз, как неблагоприятная для выщелачивания конкретного полезного компонента, а выше линии равновесия гидрогетит пирит-обуславливает необходимость применения окислителя.

Рассмотрим отдельно физико-химические условия выщелачивания поли и моновалентных элементов из руд месторождений Учкудукского типа. При разработке геотехнологических режимов выщелачивания полезных компонентов поливалентной группы

(молибдена, рения, урана, части ванадия, селена) необходимо учитывать взаимосвязь рудных концентраций с восстановительным геохимическим барьером. Оценка геотехнологических обстановок для поливалентных элементов проводится в последовательности, противоположной порядку их восстановительного осаждения, т.е. в последовательности их возможного перехода в раствор ПВ при окислении. Взаимодействие выщелачивающих растворов с дисульфидом молибдена происходит согласно уравнениям реакций:



где: индексы к. г. ж. раствора означают соответственно нахождение полезного компонента в кинетически благоприятной минеральной форме, а реагентов в газообразном, жидком и растворенном виде.

Для реализации этих реакций в рассматриваемых условиях требуется только присутствие окислителя. Благоприятными для подземного выщелачивания молибдена являются в основном сернокислотная и карбонатная с окислителем геотехнологические обстановки (первая и третья), попадающие при сернокислотном способе в поля жидких фаз гидромолибдат-иона HMoO^{2-}_4 и молибденовой кислоты $\text{H}_4\text{MoO}^{\circ}_4$ а для карбонатного способа — в поле молибдат-иона MoO^{2-}_4 (рис. 1-3). Пятая геотехнологическая обстановка (щелочная сульфидная) для ПВ молибдена является неблагоприятной.

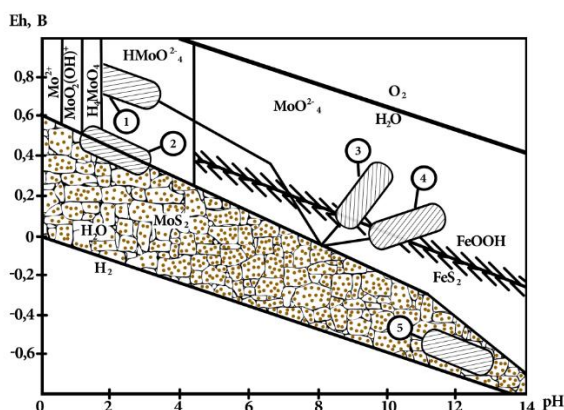
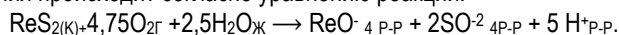


Рис. 1. Eh-pH- диаграмма полей преобладания соединений молибдена

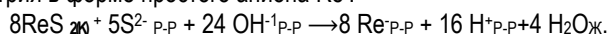
при $T=25^\circ\text{C}$. $P=1$ бар. $A_{\Sigma\text{SO}_4} = 10^{-1}$ М.
 $A_{\Sigma\text{CO}_2} = 10^{-1.5}$ М., $A_{\Sigma\text{Mo}} = 10^{-3}$ М

Взаимодействие выщелачивающих растворов с дисульфидом рения происходит согласно уравнению реакции:



Термодинамически эта реакция, как и при выщелачивании молибдена, не зависит от щелочности или кислотности среды, и для ее реализации, помимо необходимых кинетических факторов, требуется только присутствие кислорода или иных окислителей. Наиболее благоприятным и для подземного выщелачивания рения являются в основном серно-кислотная и карбонатная с окислителем геотехнологические обстановки, расположенные в обширном поле перренат-иона ReO°_4 (рис. 2).

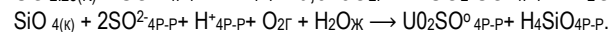
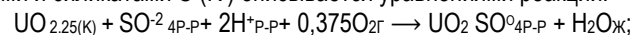
В качестве благоприятной может рассматриваться также и пятая геотехнологическая обстановка, где рений, вероятно, способен извлекаться из руд растворами сульфид-гидросульфида натрия в форме простого аниона Re^- :



В зависимости от минерального состава вмещающих пород и типа рудной минерализации для выщелачивания урана используется кислотный (водные растворы серной кислоты) и карбонатный. бикарбонатный (водные растворы карбоната и бикарбоната

натрия. аммония и др.) способы; в качестве окислителей применяются кислород, перекись водорода, трехвалентное железо.

Взаимодействие серно-кислотных рабочих растворов с оксидами и силикатами U (IV) описывается уравнениями реакций:



Аналогичным образом при бикарбонатном выщелачивании:

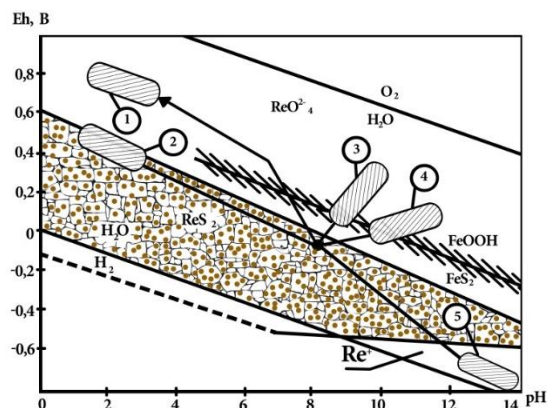
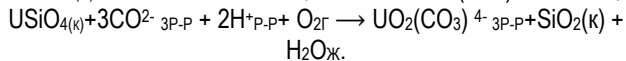
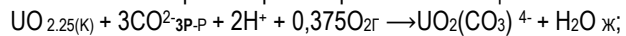
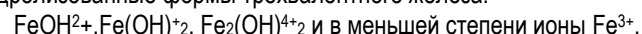


Рис. 2. Eh-pH- диаграмма полей преобладания соединений рения

при $T=25^\circ\text{C}$. $P=1$ бар. $A_{\Sigma\text{SO}_4} = 10^{-1}$ М. $A_{\Sigma\text{CO}_2} = 10^{-1.5}$ М.
 $A_{\Sigma\text{Re}} = 10^{-5.8}$ М

В кислой среде в качестве окислителя U(IV) могут выступать гидролизированные формы трехвалентного железа:



Соединения шестивалентного урана извлекаются из руд без окислителя как в кислой, так и в карбонатной среде.

В целом термодинамически благоприятными для выщелачивания урана являются три геотехнологические обстановки (рис.3): серно-кислотная с окислителем и серно-кислотная без окислителя в полях уранил-сульфатных комплексов $\text{UO}_2(\text{SO}_4)^{2-}_2$ и карбонатная с окислителем в поле трикарбо натуралина $\text{UO}_2(\text{CO}_3)^{4-}_3$.

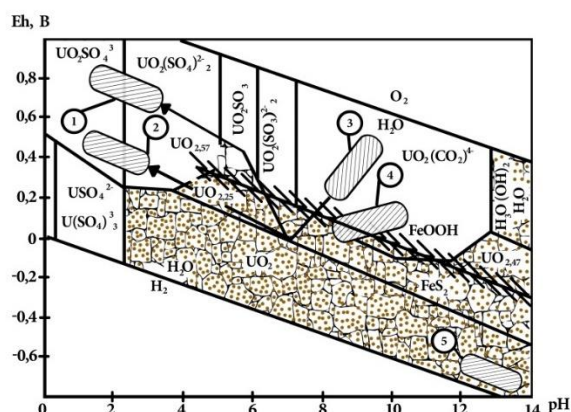


Рис. 3. Eh-pH- диаграмма полей преобладания соединений урана

при $T=25^\circ\text{C}$. $P=1$ бар. $A_{\Sigma\text{SO}_4} = 10^{-1}$ М. $A_{\Sigma\text{CO}_2} = 10^{-1.5}$ М.
 $A_{\Sigma\text{U}} = 10^{-3.5}$ (~80 мг/л)

Выход урана в раствор при использовании серной кислоты с окислителем термодинамически возможен в интервале pH 6,5-5,7, где он находится в виде дикарбонатуранила, и далее при pH ниже 5,0;

Без окислителя при pH ниже 4,5-4,0. При карбонатном способе ПВ выход урана в раствор осуществляется при pH=7,8-8,5.

Выщелачивание селена из руд полиэлементных месторождений при использовании сильного окислителя в серно-кислотной и карбонатной геохимических обстановках вполне может осуществляться совместно с ураном, молибденом, рением, ванадием, а в щелочной сульфидной – только с рением.

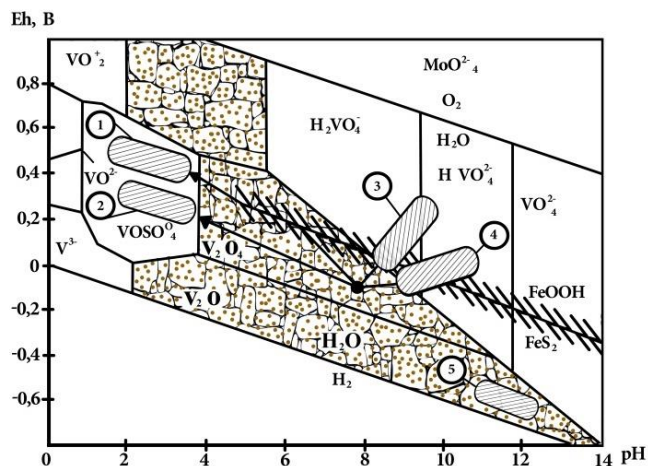


Рис. 4. Eh-pH- диаграмма полей преобладания соединений ванадия

при $T=25^\circ\text{C}$. $P=1$ бар. $A_{\Sigma\text{SO}_4} = 10^{-1}$ М. $A_{\Sigma\text{CO}_2} = 10^{-1.5}$ М.
 $A_{\Sigma\text{V}} = 10^{-3.5}$ (~150 мг/л)

Оценка физико-химических условий выщелачивания полезных компонентов из руд Учкудукского типа на основе термодинамических расчетов может служить основой для адаптации физико-химической технологии к изменению геотехнологической обстановки (содержание полезных компонентов, карбонатности и т.п.) путем управления уровнем pH и Eh среды.

Этот же прием может быть использован и для адаптации физико-химической технологии к изменению спроса на сырье путем совместного либо последовательного извлечения полезных компонентов из комплексных руд.

Урановые руды месторождений Кызылкумского региона в основном представлены тремя урансодержащими минералами: уранинит, настуран и урановые черны, составной частью которого является четырехвалентный уран. Соли четырехвалентного урана являются труднорастворимыми соединениями и основной задачей процесса выщелачивания является окисление урана до растворимого шестивалентного состояния с образованием устойчивого комплексного соединения – уранилсульфата или уранилкарбоната.

При кислотной схеме отработки месторождений удельный расход серной кислоты находится в пределах от 220 кг/кг до 280 кг/кг, а в случае миниреагентного способа – от 50 кг/кг до 90 кг/кг. Первые шаги в масштабном применении карбонатного выщелачивания были предприняты в 2003 г. на месторождении Центр. Истиклол с карбонатностью руд до 3,56%. Способ окисления рудного горизонта заключался в принудительном нагнетании сжатого воздуха под давлением 18-20 атм передвижным компрессором Атлас Копко через специально разработанное пакkerирующее устройство. На стадии доработки площади было подано 6-8 г/л серной кислоты. Данное месторождение в целом отработало с удельным расходом кислоты в пределах 55 кг/кг. Со средним содержанием 34 мг/л. Рассматривая динамику изменения удельного расхода серной кислоты (рис. 6), можно увидеть определенную закономерность относительно доли урана, добытого миниреагентным способом. На ряду с ростом количества площадей с миниреагентной технологией увеличилась глубина залегания руд с 180 м до 560 м. Соответственно применение метода нагнетания сжатого воздуха НСВ при существующем компрессорном парке стало трудоемким,

а местами не приемлемым методом – необходимо создание давления более 40 атм и изменение конструкции технологических скважин, что приведет к удорожанию данного метода.

На месторождении Северный Кенимех для окисления карбонатных руд с большей глубиной залегания рассматривалось применение жидкого и газообразного реагентов. В качестве применения жидкого реагента наиболее доступным был гипохлорит натрия.

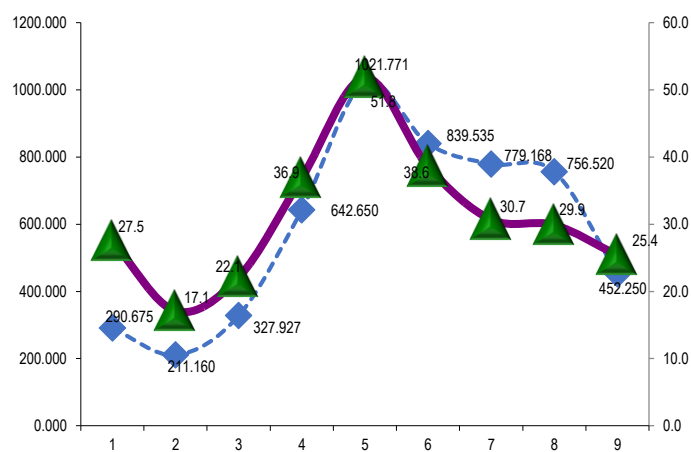


Рис. 5. Доля готовой продукции, полученной по миниреагентной технологии

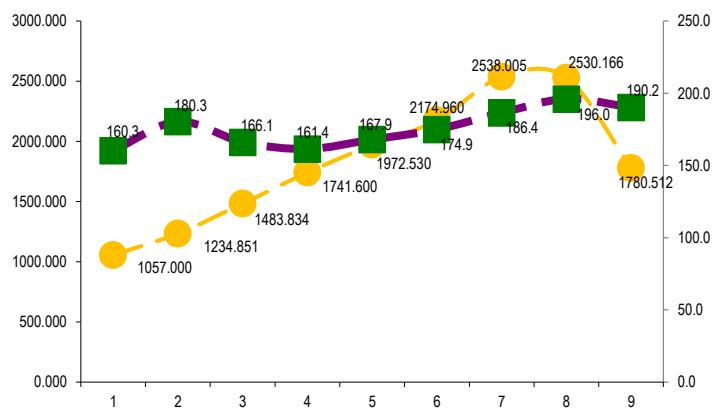
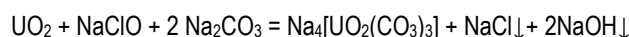


Рис. 6. Динамика изменения ГП и удельного расхода серной кислоты

Первые комплексные опытные работы по применению NaClO проведены на месторождении «Сев. Кенимех» со средней карбонатностью 1,63%. Была разработана соответствующая методика и программа проведения опытных работ. Работа опытного блока отслеживалась, сущностью данной работы было предварительное окисление рудного горизонта гипохлоритом натрия с концентрацией 0,1-0,2 г/л по ClO⁻ с последующей подачей серной кислоты в количестве 2,5 г/л в место обычно применяемых концентраций 15 г/л. Уравнение окислительно-восстановительной реакции представлено в следующем виде:



В период отработки содержание металла в продуктивных растворах колебалось в пределах 20-60 мг/л удельный расход серной кислоты составил 100,7 кг/кг.

К преимуществам гипохлорита натрия относится:

- возможность подачи окислителя в рудный горизонт с высоким статическим уровнем;
- доступность реагента, низкая стоимость за тонну;
- ОВП в карбонатных растворах достигает до 1600 мВ;

- сокращение удельного расхода серной кислоты на карбонатных площадях до 100 кг/кг против 170 кг/кг установленного по ТЭО. Недостатками реагента являются:
- использование специального емкостного оборудования гуммированной, пластиковой или эмалированной;
- гипохлориты являются неустойчивыми соединениями, активность иона ClO^- сохраняется в течении 20 суток;
- необходимость точной дозировки, при незначительном увеличении концентрации реагента наблюдается обильная колюматация рабочей зоны выщелачивания;
- увеличение времени закисления рудного массива более чем в два раза (до 4-х мес.)
- недостаточная изученность эффективности окислителя в разрезе отдельных месторождений. необходим индивидуальный подход по каждой площади в отдельности.

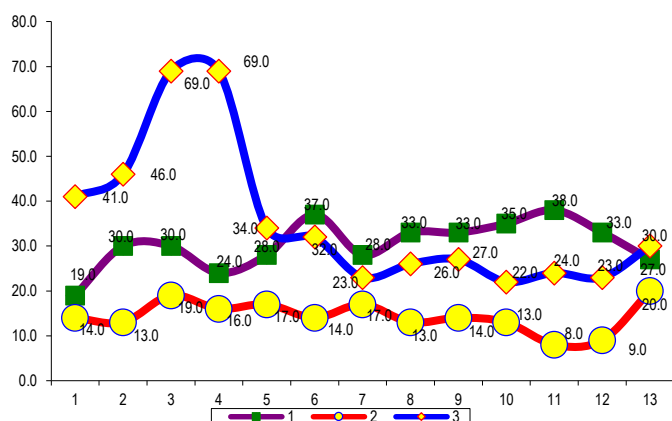


Рис. 7. Результаты опытных работ

1 – кислород воздуха. 2 – гипохлорит натрия. 3 – кислород технический.

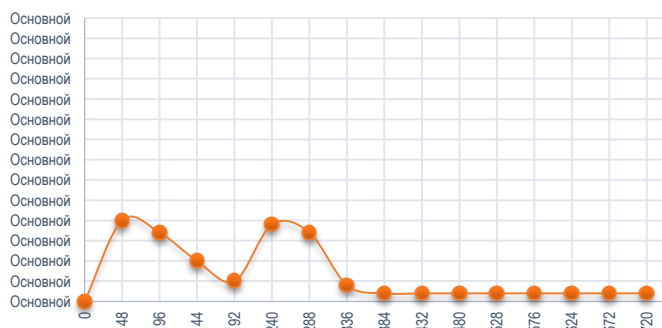


Рис. 9. Содержание Ме на опытной ячейке м-я Аульбек

На ряду с жидким реагентом проводились работы по эжектированию кислородом воздуха и техническим кислородом в течении года, на месторождении «Сев. Кенимех» блок ПВ, а также для сравнения параллельно на соседней ячейке был использован гипохлорит натрия. Результаты опытных работ приведены графически (рис. 7). Наилучший результат был получен на ячейке, где был использован кислород.

Содержание металла в продуктивных растворах достигнуто в среднем 36 мг/л. В случае с кислородом воздуха – на уровне 28 мг/л с гипохлоритом натрия – 17 мг/л. Отрицательным моментом использования кислорода воздуха является низкая концентрация кислорода в газовой смеси, в результате максимальная концентрация кислорода в рабочих растворах достигала до 30 мг/л и ОВП 280-340 мВ.

А также период закисления рудного горизонта во времени растягивался более чем в 1.5 раза. При эжектировании техническим кислородом концентрация окислителя была на уровне 60-70 мг/л и ОВП 450-500 мВ.

На месторождении «Мейлисай» с целью выбора оптимальной технологии окисления проведены опытные работы с применением в качестве окислителей:

- кислорода атмосферного воздуха (эжектирование);
- гипохлорита натрия;
- технического кислорода;

В табл. 3 представлены основные результаты опытных работ на участке ПВ «Мейлисай» по окислению рудного горизонта с применением различных окислителей. На основании проведенных опытных работ на месторождении «Мейлисай» наиболее эффективным был признан способ окисления техническим кислородом, с подкислением рабочих растворов серной кислотой до $\text{pH}=4,0\div 4,5$ с целью образования бикарбонат-иона для комплексобразования и эффективного выщелачивания металла. В данном случае по месторождению удельный расход серной кислоты составил 50 кг/кг. На рис.8 приведены результаты опробования откачной скважины:

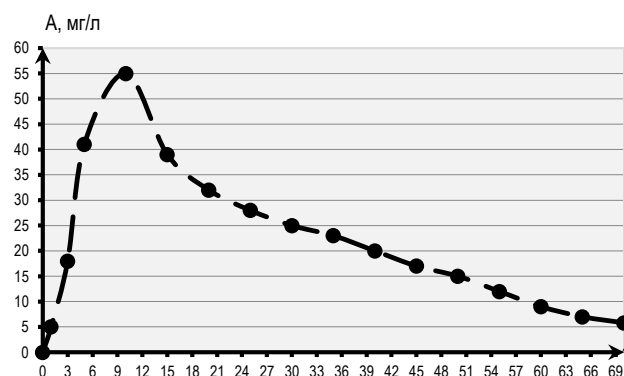


Рис. 8. Концентрация металла в продуктивных растворах опытной скважины

За период опытных работ из скважины было откачено 30964 м³ продуктивных растворов со средней концентрацией 21,7 мг/л.

Таблица 3

Основные результаты опытных работ

№ п/п	Тип реагента	Конц. Ме в прод. р-рах. мг/л	Недостатки способа
1	Кислород атмосферного воздуха (эжектирование)	3 – 16	Наличие газовой колюматации, низкие концентрации Ме
2	Гипохлорит натрия	7 – 13	Низкие конц. Ме, колюматация скважин
3	Технический кислород + последующее слабокислотное выщелачивание	12 – 55	Трудоемкость в доставке кислорода баллонами

Месторождение Аульбек характеризуется глубоким залеганием руд (300 метров), высоким напором пластовых вод на кровлю продуктивного горизонта (статический уровень – 15 метров от поверхности). высоким содержанием карбонатов в рудах и вмещающих породах. Согласно разработанному ТЭО принята технология окисления урана с применением в качестве окислителя гипохлорита натрия. Так же была подобрана оптимальная концентрация гипохлорита натрия в рабочих растворах, численно равная 0,1 – 0,2 г/л по ClO . На одной из добычных ячеек месторождения «Аульбек» (рис. 9): Основываясь на полученных результатах (среднее содержание металла составило 14 мг/л), в октябре 2012 года начата подача гипохлорита натрия в активном режиме через некондиционный отстойник на весь участок. За 6 месяцев закачено растворов со средней концентрацией по ClO 0,2 г/л. Расход гипохлорита в физ. весе составил 489 т. Постоянный контроль за изменением концентрации урана в продуктивных растворах после

окончания закисления указал на стабилизацию с небольшим плавным ростом.

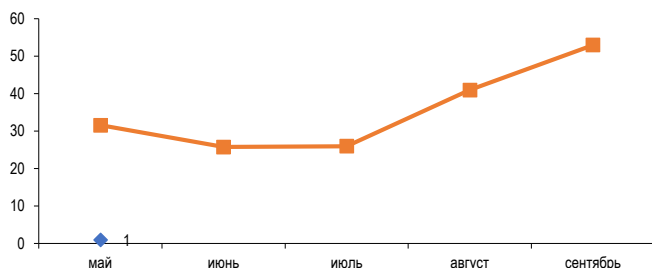


Рис. 10. Содержание Me на опытной ячейке зал. № 23

Согласно ТЭО среднее содержание по участку прогнозировалось 19,6 мг/л. Фактическая концентрация в конце мая 2013 г. (до подачи серной кислоты) составила 20 мг/л. Среднее содержание по HCO_3 при этом составило 250 мг/л. После подачи на одной из ячеек в заканные растворы серной кислоты с концентрацией 0,3–0,4 г/л были получены положительные результаты, а именно концентрация HCO_3 возросла до 350 мг/л. Слабокислые растворы поданы на всю площадь участка. В результате в июле-августе 2013г отмечается плавный продолжающийся рост концентрации урана до 21 мг/л. Удельный расход серной кислоты составил 86 кг/кг. Опытные работы по использованию технического кислорода на месторождении не проводились, т.к. в виду наличия бикарбонат иона в продуктивных растворах можно прогнозировать об аналогичных положительных результатах.

По результатам проведенных опытных работ на указанных карбонатных добычных полигонах, а также основываясь на опыте эксплуатации криогенной кислородной установки месторождения

Сугралы приоритетным реагентом был выбран технический кислород. Положительным моментом использования кислорода является сокращение степени отработки площадей (до 2,5 – 3х лет), чем при слабокислотной схеме (3,5 – 4 года). В целях обеспечения потребности в техническом кислороде, нами был начат поиск технологического оборудования, который можно было установить непосредственно на полигоне ПВ и там же вырабатывать кислород из атмосферного воздуха. В результате этого была выбрана и укомплектована по нашим требованиям адсорбционная кислородная станция АКС контейнерного типа с различной производительностью. Данная установка проста в эксплуатации, адаптирована под наши климатические условия, концентрация вырабатываемого кислорода составляет 96%. В настоящее время содержание металла по залежи ПВ и ЛСУ-6 достигнуто до 53 и 60 мг/л (рис. 10).

Перспективы использования технического кислорода. На сегодняшний день в области использования в качестве окислителя технического кислорода при ПВ технически нерешенным остается вопрос подачи его на площади с высоким напором на кровлю, т.е. самоизливом (Аульбек-2). В таких случаях имеется возможность дозирования жидкого реагента. Учитывая положительную особенность технического кислорода как окислителя и наличие на настоящее время технической возможности выработки реагента непосредственно на полигонах ПВ необходимо в дальнейшем считать приоритетным внедрение данного окислителя как основного на миниреагентных площадях. В результате этого концентрацию серной кислоты в выщелачивающих растворах слабокислотной схемы можно снизить до 0,2–0,5 г/л в период основной отработки добычной единицы.

Библиографический список:

1. Каше М.Н. Исследование гидродинамического и гидрохимического режимов процессов подземного выщелачивания для определения технологических параметров. – Москва: «МГРИ» Автореферат канд. диссерт. 1974. – 35 с.
2. Санакулов К.С., Ш.Ш. Аликулов Обоснование методологии нестационарного режима фильтрации при подземном выщелачивании урана из слабопроницаемых массивов // Горный Вестник Узбекистана. – Навоий. 2017. – С. 19–22.
3. Санакулов К.С., Скрипко С.В. и др. Способ подземного выщелачивания урана. Патент на изобретение № IAP 04442. Зарегистрирован в Государственном реестре изобретений Республики Узбекистан 20.11.2009 г.



**СТАНОК ТОКАРНЫЙ УНИВЕРСАЛЬНЫЙ
С СИСТЕМОЙ ЧПУ МОДЕЛИ**

HT-250-01

**Государственное предприятие НГМК
Производственное объединение
«Навоийский машиностроительный завод»**
Адрес: г. Навоий, ул. Инспекторов, 5
Тел: (7922)7-62-14, 7-64-23,
Факс: (7922)3-48-78.
Email: infonymz@ngmk.uz

ГРАФОАНАЛИТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ОПРЕДЕЛЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ УГЛА БОРТА КАРЬЕРА ПРИ ОТРАБОТКЕ МЕЛКОМАСШТАБНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗОЛОТА КЫЗЫЛКУМСКОГО РЕГИОНА



Куролов А.А.,
начальник центрального
проектного бюро НГМК
к.т.н.



Жабборов О.И.,
зам. начальника центрального
проектного бюро НГМК



Тухташев А.Б.,
заведующий кафедрой «Гор-
ное дело» НГГИ, к.т.н., доцент



Назаров З.С.,
доцент кафедры «Горное
дело» НГГИ, к.т.н.

Maqolada kam quvvatli ma'dan konlarini qazib olishda karelar bortlarining optimal burchaklarini aniqlashning grafoanalitik modeli asoslangan. Massiv xarakteristikalarining xar xil ko'rsatkichlar uchun tekis qiyalik balandligi va uning burchagi orasidagi bog'liqlik grafagi ko'rilgan. Auminzo-Amantoy ma'dan maydonidagi karelar uchun bortlar qiyaligini xisoblash misoli keltirilgan.

Tayanch iboralar: qiyalik, kon, massiv, bort, pag'ona, siljish, ishqalanish, stseplenie, ag'darilish prizmasi, Brovka, turg'unlik zaxirasi, darzlik, kuchlanish, qiyalik burchagi.

В статье обоснована графоаналитическая модель для определения оптимальных углов борта карьера при отработке мелкомасштабных месторождений золота. Рассмотрен график зависимости между высотой плоского откоса и его углом для различных значений расчетных характеристик массива. Дан пример расчета определения оптимального угла откоса конкретного карьера Ауминзо-Амантойского рудного поля.

Ключевые слова: откос, месторождение, массив, борт, уступ, скольжение, трение, сцепление, призма обрушения, бровка, запас устойчивости, трещина, напряжение, угол.

Кызылкумский регион является одним из уникальных провинций, где расположены многочисленные месторождения золота от крупных – месторождений Мурунтау. Мютенбай. Даугызтау. Аджибугут и др. до мелкомасштабных – месторождений Сарыбатыр, Колчиктау, Тумшуктау, Узунбулак и др.

В связи с удорожанием цены золота на мировых рынках, а также планами Правительства Республики Узбекистан укрепить позиции Навоийского ГМК в среде ведущих мировых производителей золота, в Кызылкумах реализуется инвестиционный проект по строительству 5-го Гидрометаллургического завода (ГМЗ-5) комбината производительностью по переработке 5 млн. тонн руды в год. Значительную часть сырьевой базы нового завода составляют многочисленные мелкомасштабные месторождения золота Ауминзо-Амантойского, Даугызтаусского, Кульжуктаусского и др. рудных полей. Освоение средних и небольших по запасам месторождений отличается рядом особенностей социально-экономического и природного характера, присущих рассматриваемому региону. В связи с этим учитывая горно-геологические и горнотехнические условия отработки месторождений, возникает необходимость разработки ресурсосберегающих технологий для освоения мелкомасштабных и отдаленных от инфраструктуры месторождений.

Одним из направлений снижения себестоимости отработки таких мелкомасштабных месторождений является установление оптимальных углов откосов бортов карьеров, для снижения объемов горных работ.

Теория по определению углов наклона бортов и откосов уступов карьеров основана на предельном равновесии горных пород. Форма и расположение поверхности скольжения в неослабленном массиве, прилегающем к откосу, определяется основными положениями теории предельного равновесия сыпучей среды - теория предельного равновесия сыпучей среды включает также и предельное равновесие связной среды с трением к такой среде относятся и горные породы.

Поверхность скольжения в однородном массиве, примыкающей к откосу, определяется по формуле:

$$AB = a = \frac{2H \left[1 - ctg\alpha \cdot tg \left(\frac{\alpha + \rho}{2} \right) \right] - 2H_{90}}{ctg\epsilon + tg \left(\frac{\alpha + \rho}{2} \right)},$$

где H - высота откоса, α - угол откоса. или по графику зависимости между высотой откоса и шириной призмы обрушения определяют ширину призмы обрушения a на верхней площадке откоса. График зависимости между высотой откоса и шириной призмы обрушения строится в прямоугольных координатах, по оси абсцисс располагается условная величина ширины призмы обрушения $\alpha' = \frac{a}{H_{90}}$, а по оси ординат условная высота откоса $H' = H/H_{90}$.

Согласно графоаналитического метода по заданным физико-механическим характеристикам определяют H_{90} и условную высоту как отношение $H' = \frac{H}{H_{90}}$, далее определяют точку пересечения ординаты, равной H' , на графике с кривой, соответствующей заданному ρ , а на оси абсцисс находят условную ширину призмы обрушения α' , действительная ширина призмы обрушения a определяется умножением α' на величину H_{90} .

Ниже приведен пример расчета устойчивого угла откоса борта карьера. Определение угла наклона борта при заданной его высоте для карьера Западный Амантайтау (рис. 1).

Исходные данные по карьере:

$H = 100$ м (максимальная глубина карьера).

$k/n = 4,5$ МПа или 45 м/м²;

$k_n = k/n = 45/1,25 = 36$ м/м²;

$k_{n1} = k/n_1 = 45/1,35 = 33,33$ м/м²;

$\rho = 33^\circ$. $\rho_n = \rho/n = 33/1,25 = 26^\circ$;

$\rho_{n1} = \rho/n_1 = 33/1,35 = 24^\circ$

$\gamma = 2,5$ м/м³.

1.1. Определение угла наклона борта производится в такой последовательности:

а) вычисляем величину H_{90} по расчетным характеристикам:

$$H_{90} = \frac{2k_n}{\gamma} \cdot ctg \left(45^\circ - \frac{\rho_n}{2} \right) = \frac{2 \cdot 36}{2,5} \cdot ctg(45^\circ - 13^\circ) = 18,0 \text{ м};$$

б) вычисляем условную высоту борта H' :

$$H' = \frac{H}{H_{90}} = \frac{100}{18,0} = 5,56 ;$$

в) по графику определяем угол наклона борта, который в этом случае для карьера Западный Амантайтау составляет $\alpha = 48^\circ$.

1.2. Определение угла наклона борта карьера с учетом углов падения горных пород (в зависимости величины угла наклона слоев горных пород) производится в такой последовательности:

а) вычисляем величину H_{90} по расчетным характеристикам:

$$H_{90,1} = \frac{2k_{n1}}{\gamma} \cdot ctg \left(45^\circ - \frac{\rho_{n1}}{2} \right) = \frac{2 \cdot 33,33}{2,5} \cdot ctg(45^\circ - 12^\circ) = 17,32 \text{ м};$$

б) вычисляем условную высоту борта H'_1 :

$$H'_1 = \frac{H}{H_{90,1}} = \frac{100}{17,32} = 5,78 ;$$

в) по графику определяем угол наклона борта, который в этом случае для карьера Западный Амантайтау составляет $\alpha_1 = 45^\circ$.

Предел углов наклона для данного карьера по выполненным расчетам должно быть в пределах 45-48 градусов. Также на основании предложенной методики расчета, определены устойчивые углы откоса борта для рассматриваемых 15 карьеров мелкомасштабных месторождений Ауминзо-Амантойского рудного поля.

Полученные расчетные данные по предложенной методике показывают, что достигается обоснованное повышение угла откосов карьеров, что создает определенные условия для сокращения объемов вскрышных работ и улучшение технико-экономических показателей разработки мелкомасштабных месторождений.

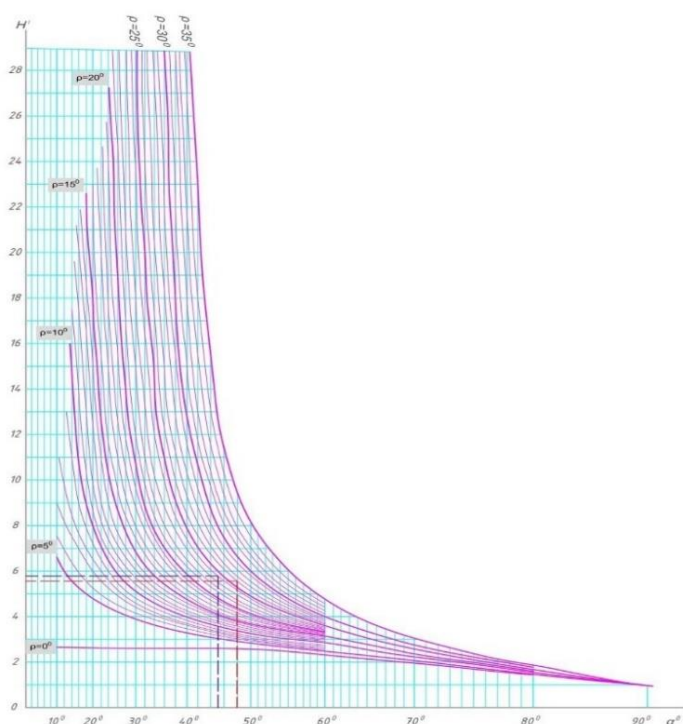


Рис. 1. График зависимости между высотой плоского откоса и его углом для различных значений расчетных характеристик для карьера Западный Амантайтау

Библиографический список:

1. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. ВНИМИ. 1962 г.
2. К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Виноцкий, Н.Н. Мельников и др. «Справочник. Открытые горные работы». М.: Горное бюро. 1994. 256 с.
3. Ганченко М.В. Определение границ и оптимизация технологических параметров открытых горных работ / М.В. Ганченко. А.Н Акишев. В.А. Бахтин // Горный журнал. — 2005. - № 7. — С. 77-80.
4. Проект ТЭО «Строительство рудника по добыче и переработке золотосодержащих руд месторождений Ауминзо-Амантойского рудного поля (ГМЗ-5)».



ОГК Групп

Объединённая
горно-сервисная
компания



TechEnergyProm
GROUP

ПРАКТИКА ПРИ «ПОВТОРНОЙ» ОТРАБОТКЕ ЗАПАСОВ МЕСТОРОЖДЕНИЯ САБЫРСАЙ СПОСОБОМ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ



Наврузов Т.Ю.,
начальник ПТИО ЮРУ НГМК



Бабаев В.К.,
заместитель главного
геолога
ЮРУ НГМК



Норбоев А.,
начальник ГТР «Сабырсай»
ЮРУ НГМК



Каримов И.А.,
начальник учебно-методического от-
дела НГГИ, докторант

Maqolada Sabyrsay konida uranni er osti suv bilan yuvish tajribasi tasvirlangan, hamda Janubiy kon boshqarmasining uran xom ashyo bazasini rivojlantirish sur'ati haqida ma'lumot berilgan. 2000-yildan 2019-yilgacha zaxiralarni qayta ishlash natijalari taqdim etilgan. Uran tanlab eritmaga o'tkazish ko'rsatkichlari keltirilgan. An'anaviy rivojlanish texnologiyasi va tanlab eritmaga o'tkazish texnologiyasining afzalliklari oqlandi.

Tayanch iboralar: uran, er osti eritmaları, qazib olish, zaxiralar, qayta ishlash, samarali eritma, gamma-karotaj.

Описан опыт подземного выщелачивания урана на месторождении Сабырсай. Даны сведения о темпах развития сырьевой базы урана Южного рудоуправления. Представлены результаты повторной отработки запасов с 2000 по 2019 гг. способом подземного выщелачивания. Приведены показатели выщелачивания урана. Обоснованы достоинства традиционной технологии разработки и технологии выщелачивания.

Ключевые слова: уран, подземное выщелачивание, добыча, запасы, переработка, продуктивный раствор, гамма-каротаж.

Район месторождения Сабырсай приурочен к неглубокому прогибу длиной 30 км, шириной 17 км, между Каратепинскими и Зирабулакскими горами. Указанный прогиб выполнен слоистыми отложениями мезо-кайнозойского чехла, в нижней части которого локализуется урановое оруденение. Мощность мезо-кайнозойских отложений в центральной части прогиба составляет 500-600 м, постепенно уменьшаясь до нуля в обрамлении горных массивов. Основным рудовмещающим горизонтом для месторождения является сабырсайский горизонт мощностью 12-15 м, представленный гравелитами, песками и песчаниками с гравием, алевролитами (верхний мел). Кроме того, небольшие рудные залежи имеются в сеноманских отложениях (Шарк), кендыктыбинском и улусском (Улус) горизонтах. Урановое оруденение является эпигенетическим, инфильтрационным и в целом контролируется выклиниванием зоны пластового окисления. Рудные залежи имеют в плане лентовидную извилистую форму протяженностью несколько км и шириной до нескольких сотен метров. По запасам месторождение крупное, руды по содержанию урана – рядовые, основные урановые минералы – настуран и урановые черни. Руды двух технологических типов – с содержанием $\text{CO}_2 < 2\%$ и с содержанием $\text{CO}_2 > 2\%$.

Максимальная добыча по руднику «С» была достигнута в 1987 году и составила 627 т. К 1999 году все запасы пригодные для способа ПВ были отработаны с плановым коэффициентом извлечения 0,7. В 1999 году добыча по месторождению упала до 118 т, рудник «С» был на грани закрытия. В табл. 1 приведены основные технико-экономические показатели отработки месторождения Сабырсай способом ПВ за 1977-2019 гг. и сопоставлены показатели «первой» и «повторной» отработки.

Из табл. 1 видно, что на этапе «повторной» отработки на месторождении Сабырсай дополнительно добыто более 51% урана по отношению к добыче 1977-1999 гг.; за счёт разряжения сети на тех же площадях уменьшены объёмы бурения технологических скважин (на 29%); за счёт применения новых технологий и оборудования увеличен средний дебит откачных скважин (на 53%) и уменьшен удельный расход серной кислоты (на 17%). Напротив среднее содержание урана в продуктивных растворах снизилось

на 59%, что естественно, так как легкоизвлекаемые и богатые руды были отработаны до 2000 года. Себестоимость добычи урана, также выросла. Предложенные в первые годы «повторки» (2000-2005 гг.) меры по снижению себестоимости: разрежение сети, пропуск участков с «бедной» рудой, пропуск участков с малыми дебитами сначала сглаживали рост себестоимости, но постепенно она всё-таки росла из-за низких содержаний в продуктивных растворах. И все же следует констатировать, что «повторная» отработка запасов месторождения Сабырсай является успешной и позволила стабилизировать работу рудника «С» как минимум, на 20 лет (2000-2020 гг.). Доля добычи с месторождения Сабырсай от общей рудника «С» за этот период составила 82% т.е. оно продолжает оставаться основным.

Южное рудоуправление, опираясь на опыт работ на месторождении Сабырсай, пробовало проводить «повторную» добычу запасов на месторождениях Кетменчи и Шарк, результаты приведены в табл. 2.

Из трёх объектов, где проводили «повторную» добычу наилучший эффект от «повторной» отработки получен на месторождении Сабырсай – более 51% дополнительной добычи. На Кетменчи и Шарк повторно добыто гораздо меньше урана.

По результатам сопоставления гамма-каротажа и КНД в контрольных скважинах на месторождении Сабырсай осталось около 50% запасов после «первой» отработки, на участке Гунджах – 37%. Такое большое количество оставшихся запасов на месторождении Сабырсай объясняется совершенствованием геофизической аппаратуры и интерпретации гамма-каротажа, а также «смягчением» кондиций при подсчёте запасов. Следует добавить, что освоение в рудоуправлении способа подземного выщелачивания урана проходило в условиях, когда полным ходом шла отработка запасов горным способом, что безусловно влияло на способ интерпретации гамма-каротажа скважин и методику подсчёта запасов. Ниже приводятся основные факторы, благодаря которым запасы пригодные для отработки способом ПВ были переоценены, а также технологические приёмы позволившие при «повторной» отработке увеличить коэффициент извлечения урана из руд.

1. Снижение минимального метропроцента для оконтуривания балансовых руд в плане с 0,050 м·% до 0,035 м·%. До середины 90-х годов рудник «С» при оконтуривании и подсчёте подготовленных запасов пользовался минимальным метропроцентом 0,050 м·%, который был рекомендован институтом при разработке «Технико-экономического обоснования на отработку запасов месторождения Сабырсай способом подземного выщелачивания» в 1977 году. Позже, при подсчёте запасов по состоянию на 01.01.1986г., Тимофеевым В.П. и др. были использованы два варианта кондиций 0,050 м·% и 0,035 м·%. Сопоставление результатов подсчёта показало, что применение минимального метропроцента 0,035 м·% даёт прирост запасов на 9-10%. При «повторной» отработке для оконтуривания руд пользовались метропроцентом 0,035 м·%.

2. В 70-е – 90-е годы интерпретация результатов гамма-каротажа технологических скважин проводилась согласно «Методическому руководству...», 1974 год. При этом, ссылаясь на опыт работ на месторождении Учкудук, а также данные опробования подземных горных выработок на месторождении Сабырсай, геофизическая служба Южного рудоуправления границы рудных интервалов на диаграммах гамма-каротажа выделяла по способу $\frac{1}{2} J$ max. Начиная с 90-х годов в НГМК начали внедрять новые цифровые каротажные станции «Кобра» и компьютерную обработку результатов гамма-каротажа (по способу J заданное). При способе $\frac{1}{2} J$ max уменьшается мощность руды, но увеличивается содержание урана в выделяемом рудном интервале, что благоприятно при горной отработке запасов. При способе J заданное – снижается содержание урана в рудном интервале, но увеличивается его мощность, что благоприятно для ПВ. Геологическая служба ЮРУ в 2014 году провела сопоставление результатов интерпретации гамма-каротажа «старых» скважин по обоим этим способам. Данные приведены в табл. 3.

Таким образом, за счёт внедрения новой Программы интерпретации увеличивается средний метропроцент по месторождению (а значит и продуктивность площадей и запасы) примерно на 37%.

1. Снижение минимального допустимого содержания урана в продуктивных растворах с 10 мг/л до 6 мг/л.

2. Вовлечение в отработку способом ПВ запасов оставшихся в целиках при подземной горной отработке и вновь разведанных новых залежей (блока 350-юг, 202-юг, 430 – «телевышка» и др.)

В 1967-1984 гг. на месторождении примерно 25% запасов отработано подземными горными выработками, при этом в «целиках» и вблизи горных выработок оставалось до 500 т урана. Доработкой этих запасов рудник «С» занимался в 1984-1986 гг. Тогда на руднике 1 вблизи площади горной отработки было набурено несколько десятков закачных скважин, по ним в пласт подавались растворы с серной кислотой. Эти растворы принимались на квершлаг и штреки и откачивались на поверхность насосами через ствол шахты 1 главный. Так было добыто 89 т. урана. После 2000-го года на площадях горной отработки были набурены обычные технологические ячейки с чередованием откачных и закачных скважин.

Скважины задавались в основном в «целики» отработки (по маркшейдерским планам горных работ), но проблемы при бурении и сооружении скважин были (обрушение стенок скважин, «провалы» снаряда и т.п.). Увеличение эффективности отработки руд с содержанием $CO_2 > 2\%$ за счёт применения миниреагентной технологии. В табл. 5 приведено сопоставление добычи «первой» и «повторной» отработки по шахтным полям и технологическим типам руд. На шахтных полях 3, 4, где карбонатность руд более 2% при «повторной» отработке получены наилучшие результаты ($ГП_2 : ГП_1 > 80\%$).

Длительный перерыв между первой и «повторной» отработкой (8-10 лет), позволяет перевести в раствор за счёт диффузии часть урана из плохо проницаемых руд. Вскрытие запасов месторождения производится технологическими скважинами расположенными рядами вкрест простирания рудных залежей. При «повторной» отработке ряды скважин располагались между «старыми» рядами, что позволило проработать ранее существовавшие «мёртвые» зоны и увеличить извлечение. На участках развития многоярусного оруденения, фильтры длиной 4-6 м устанавливались на более проницаемые части разреза: нижнюю или среднюю части сабырсайского горизонта.

Все вышеперечисленные факторы можно разделить на две группы:

первая группа – увеличение запасов месторождения;

вторая группа – совершенствование технологий и оборудования.

Второй вопрос, который изучается нами на всём протяжении «повторной» отработки – как оценивать количество первоначальных и оставшихся запасов в ячейках, блоках.

В первые годы в технологических скважинах в большом количестве (>200) делали каротаж КНД-М. К результатам гамма-каротажа скважин относились осторожно и в расчёт их не принимали. В работе [2] предлагается вариант подсчёта запасов на основе результатов каротажа скважин КНД. Однако из-за неравномерной сети, из-за большой зависимости результатов КНД-М от поправок на влажность, диаметра скважин и др. – использовать эти данные для подсчёта запасов не было возможности, и они служили в основном для подтверждения того факта, что «металл» в недрах остался и, примерно, в каком количестве. Подготовленные запасы на площадях «повторной» отработки оценивались, как произведение площади на которой пробурены технологические ячейки на «остаточную» продуктивность, т.е. от средней продуктивности оруденения на шахтном поле, рассчитанной по данным первой отработки, брались 30%. Ежегодно по результатам фактической добычи и погашения добытых запасов, подготовленные запасы корректировались.

С целью изучения возможности использованных данных гамма-каротажа скважин пробуренных при «повторной» отработке для расчёта подготовленных запасов, в 2019 году нами было проведено сопоставление подсчётных параметров рассчитанных по данным «первой» отработки и «повторной». Результаты приведены в табл. 7.

Из табл. №8 видно, что метропроценты руды определенные по результатам гамма-каротажа скважин на «повторной» отработке можно использовать при подсчёте запасов исходной руды ($m_{с2} : m_{с1} = 0,97$). В то же время мощности руд при «повторной» отработке – увеличиваются ($m_2 : m_1 = 1,28$) что, возможно, указывает на разрыхление руды, перемешивании с безрудными породами при отработке её способом ПВ. Получив расчётами вышеперечисленный результат и, учитывая погрешности этих расчётов, был произведён пересчёт запасов шахтных полей месторождения по данным гамма-каротажа скважин на этапе «повторной отработки и их сопоставление с добычей. Если предположить, что способом ПВ, даже после «повторной» отработки нельзя извлечь из недр больше, чем 90-95% от исходных запасов, то для шахтных полей с содержанием $CO_2 < 2\%$ (сернокислотное выщелачивание) – подсчёт занижен примерно на 5%, для карбонатных руд ($CO_2 > 2\%$) – подсчёт более менее достоверный.

Основным источником гамма-излучения в урановых рудах является радий. Согласно [3] радий мигрирует в кислых и слабокислых водах, но выпадает в осадках в нейтральной и щелочной среде, т.е. при кислотном выщелачивании он мигрирует (выщелачивается) из руд при миниреагентном

выщелачивании практически не мигрирует. В работе ЦНИЛ [4] отмечено, что небольшое количество радия переходит в продуктивные растворы при способе ПВ, при этом большая его часть всё же образует новые труднорастворимые образования и оседает вблизи урановых руд.

Третье. Некоторые рекомендации по последовательности работ при выборе объектов для «повторной» отработки.

1. Выбирают объект, по которому анализируется количество первоначальных запасов, возможность их прироста, степень отработки запасов, период отработки, применяемые технологии, имевшие место при первой отработке технические сложности и др.

2. На площади объекта необходимо в разных местах пробурить 4-5 контрольных скважины с обсадкой и установкой фильтра на руду. В скважинах провести комплекс каротажей в том числе КНД; провести строительную прокачку и проанализировать водные пробы на уран, pH.

3. На основе сопоставления результатов гамма-каротажа контрольных скважин и КНД сделать предварительное заключение о количестве оставшихся запасов и их приуроченности к проницаемым породам. Проанализировать состав вод с продуктивного горизонта, наличие в нём повышенных концентраций урана.

4. Провести технико-экономические расчёты целесообразности «повторной» отработки на данном объекте.

5. Остаются в силе рекомендации из выводов работ [4], для ведения «повторной» отработки особенно в той части, где «новые» скважины следует располагать между «старыми». Оруденение месторождения Сабырсай очень изменчивое, коэффициенты вариации продуктивности (метропроценты) рассчитанные по блокам шахтных полей 2 и 3 колеблются от 120% до 150%.

Отсюда следует, что для вычисления запасов блоков с точностью 20% необходимо иметь в блоке не менее 40-60 пересечений (скважин). Поэтому оценка запасов отдельных технологических ячеек, где количество пересечений не превышает 10 – имеет погрешность до 50%. Количество оставшихся в блоках запасов оценивается по разнице исходных запасов и добычи и контролируется бурением нескольких контрольных скважин, по которым сравниваются данные гамма-каротажа и каротажа КНД.

В настоящей работе:

1. Подведены предварительные результаты двадцатилетнего периода работ по «повторной» отработке запасов месторождения Сабырсай способом ПВ.

2. Перечислены факторы благоприятные для выбора объектов для «повторной» отработки запасов.

3. Сделан предварительный вывод о возможности использования данных гамма-каротажа скважин, пробуренных на этапе «повторной» отработки для оценки первоначальных запасов.

4. Проблема извлечения урана из плохопроницаемых руд не была решена, поэтому со временем возможна и «третья» отработка на месторождении Сабырсай.

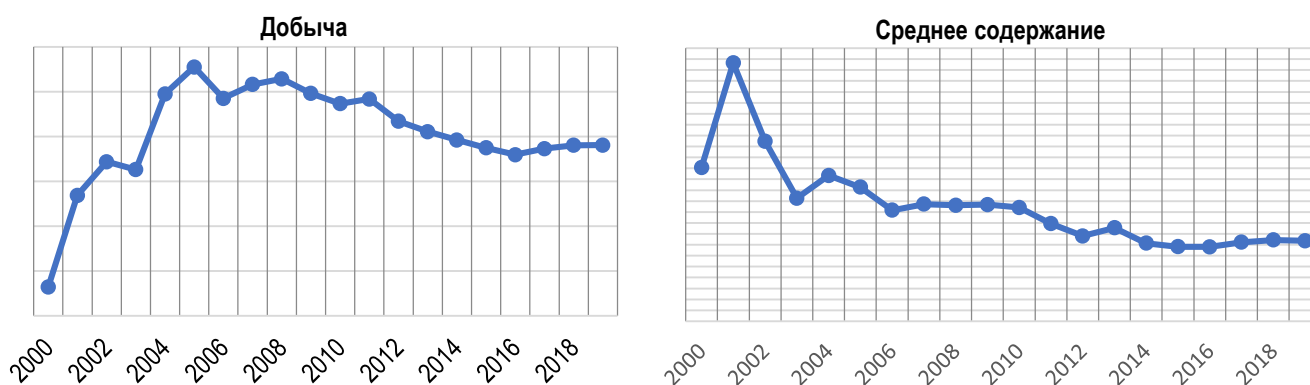


Рис. 1. Графики основных технологических показателей повторной отработки месторождения Сабырсай

Таблица 1

Сопоставление
результатов интерпретации гамма-каротажа скважин, пробуренных в 1977-1985 гг.
по способу $\frac{1}{2} J_{max}$ и ныне действующей методике

№п/п	Шахтное поле	Блок	Кол-во скв.	По «старой» методике ($\frac{1}{2} J_{max}$)		По программе Gamma KZ (J зад.)		Отношение	
				Ср. мощн, м	Ср. тс м·%	Ср. мощн, м	Ср. тс м·%	$\frac{m_2}{m_1}$	$\frac{mc_2}{mc_1}$
				m_1	mc_1	m_2	mc_2		
1	Шахтное поле 1	8	4	2,0	0,168	3,9	0,284	1,95	1,69
2	Шахтное поле 1	12	4	2,56	0,434	4,8	0,563	1,87	1,30
3	Шахтное поле 2	16	4	1,64	0,286	3,71	0,437	2,26	1,53
4	Шахтное поле 2	18	5	2,28	0,530	4,12	0,753	1,80	1,42
5	Шахтное поле 2	20	4	1,66	0,080	2,17	0,110	1,31	1,37
6	Шахтное поле 2	22	5	2,19	0,364	4,94	0,434	2,25	1,19
7	Шахтное поле 2	24	4	2,41	0,469	3,27	0,648	1,35	1,38
8	Шахтное поле 5	40	4	1,90	0,308	3,77	0,342	1,98	1,11
	Всего		34						
	Среднее			2,09	0,337	3,87	0,464	1,85	1,37

Таблица 2

**Распределение
добычи 2000-2019 гг. по площадям месторождения Сабырсай**

Показатель	Всего	в том числе		
		ПВ по старому ПВ	«Целики» шахт	«Новые» залежи
Добыча %	100%	87,8%	6,6%	5,6%

Таблица 3

**Факторы
благоприятно повлиявшие на результаты «повторной» отработки на месторождении Сабырсай**

№ п/п	Фактор	Эффект
1	Снижение минимального метропроцента для оконтуривания кондиционных руд с 0,050 до 0,035	Прирост запасов на ~10%
2	Переход на интерпретацию данных гамма-каротажа скважин по Программе Gamma KZ	Прирост запасов на ~37%
3	Вовлечение в отработку целиков подземных горных выработок	Прирост запасов на ~6,6%
4	Вовлечение в отработку вновь разведанных залежей	Прирост запасов на ~5,6%
5	Применение новых технологии и оборудования при «повторной» отработке руд с содержанием $CO_2 > 2\%$	Дополнительная добыча примерно 20%

Таблица 7

**Сопоставление подсчётных
параметров оруденения по данным бурения 1977-1999 гг. и 2000-2019 гг.**

№ п/п	Шахтное поле, Блок	1977 - 1999 г.г. (первая отработка)				2000 - 2019 г.г. (повторная отработка)			
		кол-во скв.	ср.мощн. руды, м	ср.сод., %	ср.метро-процент	кол-во скв.	ср.мощн. руды, м	ср.сод., %	ср.метро-процент
1	Шахтное поле 3 блок 344-350	106	1,99	0,246	0,491	66	5,64	0,120	0,680
2	Шахтное поле 2 блок 206-222	262	1,78	0,199	0,335	204	3,92	0,107	0,419
3	Шахтное поле 2 блок 232	32	2,33	0,131	0,306	27	4,52	0,088	0,399
4	Шахтное поле 4 блок 426	73	1,10	0,166	0,183	41	2,74	0,097	0,265
5	Шахтное поле 1 блок 170	43	1,44	0,088	0,127	30	3,06	0,072	0,221
	Итого	516	1,73	0,167	0,288	368	3,97	0,099	0,397

Таблица 8

**Сопоставление
параметров оруденения по данным бурения в 1977-1999 г.г. (с учётом поправок за интерпретацию) и 2000-2019 гг.**

№ п/п	Параметры руды Блок	1977 - 1999 г.г.				2000 - 2019 г.г.				Отношение		
		Кол-во скв. N_1	Ср. мощн. m_1	Ср. сод., C_1	Ср. метроп. mc_1	Кол-во скв. N_2	Ср. мощн. m_2	Ср. сод., C_2	Ср. метроп. mc_2	m_2	C_2	mc_2
										m_1	C_1	mc_1
1	Ш.п.1 1-170	43	2,66	0,065	0,174	30	3,06	0,072	0,221	1,15	1,11	1,27
2	Ш.п.2 206-220	262	3,30	0,139	0,459	204	3,92	0,107	0,419	1,19	0,77	0,91
3	Ш.п.2 232	32	4,31	0,097	0,419	27	4,52	0,088	0,399	1,04	0,91	0,95
4	Ш.п.3 344-350	106	3,68	0,183	0,675	66	5,64	0,120	0,680	1,53	0,66	1,01
5	Ш.п.4 426	73	2,04	0,123	0,251	41	2,74	0,097	0,265	1,34	0,79	1,06
6	Ш.п.8 2-8	55	1,56	0,244	0,380	47	2,58	0,121	0,313	1,65	0,50	0,82
	Итого	571	2,92	0,135	0,393	415	3,74	0,102	0,383	1,28	0,75	0,97

Таблица 9

**Расчёт
коэффициента извлечения урана по шахтным полям на 01.01.2020 г.**

№ п/п	Шахтное поле (блока)	Подсчётные параметры			K изв.	Примечание
		S, т.м ²	ρ , кг/м	P, т		
1	Шахтное поле 1	456,7	3,23	1476	0,97	$CO_2 < 2\%$
2	Шахтное поле 2 (блока 200-230)	660,4	4,92	3249	0,93	$CO_2 < 2\%$
3	Шахтное поле 2 блок 232	81,6	7,0	572	0,41	$CO_2 > 2\%$
4	Шахтное поле 3	614,8	6,43	3958	0,60	$CO_2 > 2\%$
5	Шахтное поле 4	705,9	3,42	2415	0,78	50% - $CO_2 < 2\%$ 50% - $CO_2 > 2\%$
6	Шахтное поле 5	537,4	5,56	2988	>1,0	$CO_2 < 2\%$
7	Шахтное поле 8	124,0	3,95	490	0,80	$CO_2 < 2\%$
	Всего по месторождению	3180,0	4,76	15148	0,88	

УДК 662.74

© Санакулов К., Таджиаглаев Х.Г. 2021 г.

ОБЗОР РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОДЗЕМНОЙ ГАЗИФИКАЦИЕЙ



Санакулов К.,
ректор Навоийского государственного
горного института,
д.т.н. профессор



Таджиаглаев Х.Г.,
председатель наблюдательного совета
ОАО «Еростигаз»,
к.ф.м.н., доцент

Dunyoning turli mamlakatlarida katta miqdordagi ko'mir konlarining mavjudligi katta zaxiralar bilan er osti gazlashtirish usuli bilan ko'mir qazib olish texnologiyasini ishlab chiqishni amalga oshiradi. Bu rivojlangan infratuzilma va qulay kon-geologik sharoitga ega bo'lgan hududlarda mavjud sanoat zaxiralarini birgalikda bo'yash sharoitida ko'mir qazib olish hajmini oshirish, ochiq va er osti konlarini qazib olish yo'li bilan mavjud bo'lgan chuqurliklarda konlarni qazib olish imkonini beradi. Tadqiqot va texnologiya muvaffaqiyatli foydalanish Avstraliya, Xitoy, AQSh va boshqalar, shu jumladan, dunyoning ko'plab mamlakatlarida amalga oshiriladi. "Erostigaz" OAJ korxonasi misolida ko'mirni er osti gazlashtirish texnologiyasi istiqbolli tijoratlashtirish ob'ektiga aylanadi va ekologik yukni kamaytirishda ishlab chiqarishning yuqori rentabelligini ta'minlaydi.

Tayanch iboralar: ko'mir, er osti ko'mirini gazlashtirish, toza ko'mir texnologiyalari, issiqlik va elektr energiyasi, ko'mir kimyosi, al-ternativ uglevododorod resurslari.

Наличие в различных странах мира значительного количества угольных месторождений, с большими запасами актуализирует развитие технологии добычи угля способом подземной газификации. Это обеспечивает возможность увеличения объемов добычи угля в условиях сокращения существующих промышленных запасов в районах с развитой инфраструктурой и благоприятными горногеологическими условиями, отработкой месторождений на доступных глубинах как способом открытой, так и подземной добычи. Исследования и успешное применение технологии осуществляются во многих странах мира, в том числе Австралии, КНР, США и других. Технология подземной газификации угля на примере предприятия ОАО «Еростигаз» становятся перспективным объектом коммерциализации и обеспечивают высокую рентабельность производств при снижении экологической нагрузки.

Ключевые слова: уголь, подземная газификация угля, чистые угольные технологии, тепловая и электрическая энергия, углехимия, альтернативные углеводородные ресурсы.

Подземная газификация полезных ископаемых, это способ разработки месторождений полезных ископаемых (угля, сланцев, серы и др. ископаемых, содержащих горючие компоненты), основанный на физико-химических превращениях полезных ископаемых в газообразные и жидкие продукты с помощью воздуха, водяного пара, кислорода или их смесей при высокой температуре. Подземная газификация - сложный комплексный процесс, включающий прогрев залежи, удаление влаги и легколетучих компонентов, перевод в жидкую фазу легкоплавких компонентов, процессы гетерогенного и гомогенного горения, фильтрации газов, взаимодействия компонентов газовой фазы, механическое растрескивание и обрушение пород вследствие температурного воздействия, конденсации летучих веществ и др. явлений в зависимости от состава залежи и горно-геологических условий [1].

Важнейшая черта всех способов подземной газификации - их автотермичность, что позволяет поддерживать процесс без подвода тепла извне, за счёт экзотермической реакции части горючих компонентов залежи с кислородом дутья.

Основным продуктом подземной газификации угля является горючий газ; сланцев и битумов - горючий газ, жидкое топливо, смолы, масла, фенолы и другие продукты; серы-сернистый ангидрид, жидкая и парообразная сера [2].

По способу вскрытия и подготовки залежи к подземной газификации различают шахтные, скважинные и комбинированные схемы. В плотных, малопроницаемых залежах производят дополнительное дробление полезных ископаемых буровзрывным способом, огневую или гидравлическую сбойку. Основное оборудование, применяемое при подземной газификации: компрессоры и воздушодувки для подачи дутья в залежи, скрубберы и циклоны

для очистки газа и обеспыливания, конденсаторы для получения жидких и твёрдых продуктов [3].

Идея подземной газификации принадлежит Д. И. Менделееву и, судя по его записным книжкам, впервые зародилась у него в начале 80-х годов XIX века: «достаточно поджечь уголь под землей, превратить его в светильный, или генераторный, или водяной газ и отвести его по трубам из бумаги, пропитанных смолой и обвитых проволокой» [4,5].

Первый в мире проект подземной газификации углей был разработан в бывшем СССР в 1928 г. В 1933 г. в СССР была создана контора (позже трест) «Подземгаз» с целью координации научно-исследовательских, проектных и экспериментальных работ по подземной газификации углей. Основные полигоны: Лисичанская опытная станция, Каменск-Шахтинская станция, Горловская станция (Донбасс) [6].

Первый удачный метод, так называемый «поточный», был разработан группой бывших студентов Донецкого углехимического института (П.В. Скафа, В.А. Матвеев, Д.И. Филиппов) под руководством профессора И.Е. Коробчанского и при активной помощи профессора В.С. Крыма.

После лабораторных испытаний в 1934 году результаты исследования были внедрены этой группой на лисичанской шахте «Подземгаз» и горловской шахте № 4 «Подземгаз» [7].

До сих пор методом подземной газификации вырабатывается газ из бурого угля на Ангренском месторождении (Узбекистан) введенном в эксплуатацию в 1961 году [8].

Также опыты подземной газификации были проведены в 1946 г. в США (штат Алабама) и в 1947 г. в Италии (у Вальдорио близ Флоренции). Начиная с середины 1970 г. интерес к подземной га-

зификации углей (ПГУ) упал, так как экономическая эффективность ПГУ оказалась неконкурентоспособна в сравнении с разработкой природного газа [9].

В начале текущего века интерес к ПГУ вырос в США, Индии и Китае, где в настоящее время ведутся экспериментальные и промышленные работы.

Для организации производства в угольном пласте создаются необходимые реакционные каналы с помощью фильтрационно-огневой (или фильтрационной) сбойки скважин, или гидравлического разрыва пласта, или направленного бурения скважин по угольному пласту. В каналах газификации формируются реакционные зоны. Процесс газификации ведётся обычно на воздушном дутье. Химические реакции, протекающие в каналах подземной газификации, аналогичны газогенераторному процессу. По мере выгазовывания угольного пласта реакционные зоны перемещаются и под действием горного давления происходит сдвиг пород кровли и заполнение ими выгазованного пространства. Благодаря этому размеры и структура каналов газификации остаются в течение длительного времени относительно постоянными, что обуславливает постоянство состава получаемого газа [10].

Применяются две технологические схемы подземной газификации углей:

- подача дутья со стороны угольного целика при отводе газа через выгазованное пространство;
- подача дутья со стороны выгазованного пространства, отвод газа со стороны целика угля через опережающие скважины для его термической подготовки.

В настоящее время подземная газификация угля имеет ограниченное промышленное применение. Компания ОАО «Еростигаз», дочернее предприятие австралийской «Linc Energy» производит более 1 млн. м³ синтетического газа в сутки в Узбекистане. Получаемый газ используется в качестве топлива на электростанции города Ангрен. Сама компания «Linc Energy» осуществляет лишь пилотные проекты в Австралии совместно с комПанией «Cougar Energy Drink». В ЮАР компания «Eskom» ввела в эксплуатацию демонстрационный завод для производства в промышленных масштабах синтетического газа для местной электростанции. Компания «ENN» участвует в пилотном проекте подземной газификации угля в Китае. В разной стадии разработки проекты подземной газификации угля пытаются развивать в Австралии, Великобритании, Венгрии, Пакистане, Польше, Болгарии, Канаде, США, Чили, Индонезии, Индии и Ботсване. Согласно данным комПании Zeus Development всего существует около 60 пилотных проектов [11]. Действующая в г. Ангрене с 1961 года станция «Подземгаз» (ныне ОАО «Еростигаз») самый мощный промышленный объект такого рода, не имеющий аналогов на сегодняшний день в мировой практике. Главное назначение предприятия переработка бурого угля в энергетический газ с последующим его использованием на Ангренской ТЭС. Предприятие обрабатывает часть Ангренского бурогоугольного месторождения, которая по технико-экономическим соображениям и горно-геологическим условиям непригодна для отработки открытым и подземным способами. Многолетний опыт работы предприятия показал, что способ подземной газификации угля позволяет надежно получать энергетический газ в промышленных масштабах и обеспечивать бесперебойную поставку его потребителю. Стимул к развитию подземной газификации могут придать перспективные проекты по реконструкции Ангренской и Ново-Ангренской ТЭС, формирующих спрос на данную производимую продукцию. Одним из главных источников получения тепловой и электрической энергии во многих странах является уголь, на долю которого приходится свыше 90% мировых запасов углеводородного топлива. Традиционно сложившиеся способы разработки угольных месторождений связаны с

непосредственным присутствием человека в забое. При этом вместе с углем добывается около 50% негорючей массы в виде пустых пород, которые, как и угольная пыль, загрязняют земную поверхность и атмосферу.

Для мелких пластов угольного массива со сложными горно-геологическими условиями залегания, наиболее прогрессивным и безопасным способом добычи является метод подземной газификации. Подземная газификация имеет целый ряд преимуществ по сравнению с подземной добычей угля в шахтах и на разрезах:

Ликвидируется тяжелый и опасный для жизни людей труд под землей, значительно улучшаются условия труда, обеспечивается полная механизация и автоматизация процесса добычи и управления им. Исключается перевозка, погрузка и выгрузка угля. При транспортировке газа к потребителю не происходит потерь топлива, а атмосфера не загрязняется угольной пылью и техногенных образований. Отпадает необходимость использования больших площадей земной поверхности при размещении отвалов пустой породы и золоотвалов, что позволяет сохранять плодородный слой почвы. Затраты на возврат земель в сельскохозяйственный оборот в пять раз меньше, чем при традиционном способе добычи угля.

Таблица 1

Основные технические данные станции

Глубина залегания угольного пласта, м	130-250
Мощность угольного пласта, м	2-15
Теплота сгорания угля, кккал/кг	2800-3200
Зольность угля, %	15-21
Влажность угля, %	30-35
Диаметр скважины, мм	140-200
Теплота сгорания газа, ккал/м ³	800-1000
Химический КПД газификации, %	70-85
Потеря угля в недрах, %	5-18
Выход газа из 1 кг угля, м ³	1,8-2,2
Расход дутья на получение 1 м ³ газа, м ³	0,74-0,83

Состав газа (об.%)

CO ₂	20-22
CO	4,0-6,0
O ₂	0,3-0,5
H ₂ S	0,5-0,6
H ₂	22,0-22,4
CH ₄	2,2-4,0
C _m H _n	0,2-0,3
N ₂	50,6-44,4

При подземной газификации вовлекаются в разработку месторождения угля со сложными горно-геологическими условиями залегания, не приемлемые для шахтной и открытой отработки. Это позволяет более полно использовать угольные ресурсы в связи с возможностью вовлечения в отработку некондиционных и балансовых запасов угля. При сжигании газа способом подземной газификации не требуется, в отличие от сжигания угля, предварительной топливоподготовки, а значит, отпадает необходимость в золошлакоудалении. Исключается загрязнение окружающей среды, так как в продуктах сгорания газа не содержится твердых частиц, окиси углерода, окислов серы и азота. В Ангренском ПГУ производство энергетического газа осуществляется в подземных газогенераторах на воздушном дутье (рис. 1.). Подземный газогенератор представляет собой систему дутьевых и газоотводящих скважин, пробуренных с поверхности земли на пласт угля по определенной системе. Процесс работы подземных газогенераторов состоит из:

- подготовки угольного пласта к газификации при помощи огневой фильтрационной сбойки отдельных скважин, а также бурения наклонно-горизонтальных скважин с созданием сплошного фронта газификации;

- последующей газификации угольного пласта при помощи воздушного дутья.

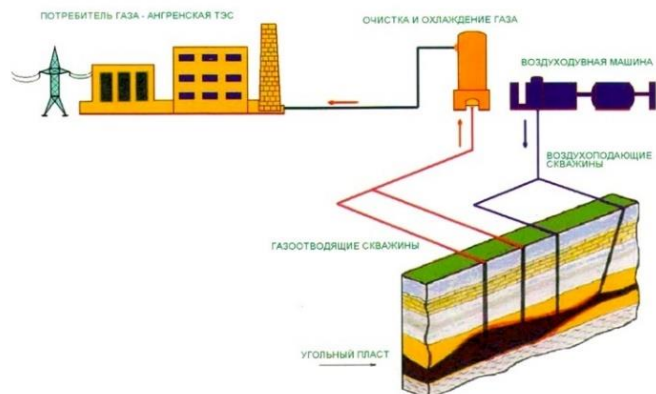


Рис. 1. Принципиальная схема подземной газификации угля на Ангреном буровугольном месторождении Узбекистана

Подача дутья в угольный пласт осуществляется через дутьевые скважины, расположенные параллельными рядами вдоль фронта газификации газогенератора. Образовавшийся в подземных газогенераторах газ с температурой на головках 150-350 °С по системе газопроводов поступает на промплощадку для охлаждения и очистки от пыли в скрубберах-холодильниках.

Они имеют самостоятельную циркуляционную систему водоснабжения, включающую насосы холодной и горячей воды, отстойники и градирни. Охлажденный и обеспыленный газ передается по газопроводу Ангренскую ТЭС. Передача газа на ТЭС осуществляется за счет избыточного давления газа на выходе из газоотводящих скважин. Первоначальный канал по углю между скважинами создается гидроразрыв с последующей подачей в этот канал воздуха. В результате продувки воздухом угольного канала происходит его просушка, после чего производят розжиг скважины. После розжига газогенератора подается дутье на сбойку соседних скважин.

Таким образом, очаг горения постепенно, перемещаясь от одной скважины к другой, соединит все скважины и образует каналы газификации (рис.2).

В комплекс сооружений станции ОАО «Еростигаз» с основными техническими характеристиками (табл.), входят следующие структуры:

- подземные газогенераторы со скважинами и инженерными коммуникациями;
- воздушная установка для подачи сжатого воздуха среднего и высокого давления;
- скрубберное отделение для охлаждения и очистки газа и пыли;
- магистральный газопровод для подачи газа до ТЭС;
- циркуляционная система водоснабжения с насосной и отстойниками;
- административно-бытовой комбинат и другие вспомогательные сооружения.

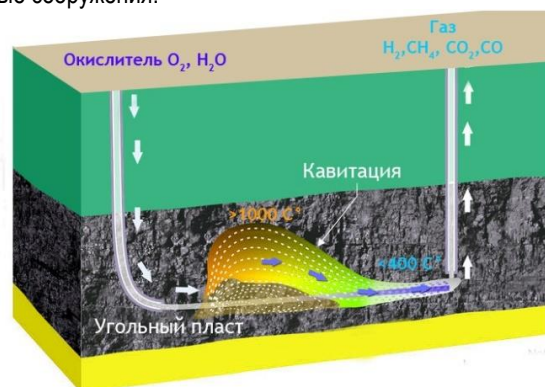


Рис. 2. Способ огневой воздушно-фильтрационной сбойки скважин

Таким образом, для мелких пластов угольного массива со сложными горно-геологическими условиями залегания наиболее прогрессивным и безопасным способом добычи является метод подземной газификации.

Библиографический список:

1. Крейнин Е.В., Белов А.В., Зоря А.Ю. Перспективы химической переработки газа подземной газификации угля с получением синтетического жидкого топлива / Газохимия. 2009. - № 9. - С. 18-20.
2. Ken-ichi Itakura, Masahiro Wakamatsu, Masahiro Sato, Tatsuhiro Goto, Yutaka Yoshida, Mitsuhiro Ohta, Koji Shimada, Giri Ram, Alexey Belov Evaluation of coal seam combustion using AE/MS techniques for underground coal gasification (UCG) / Proceedings of Korea – Japan Joint Symposium on Rock Engineering; October 22–23, 2009, Suwon, Korea. – pp. 335-340.
3. Соловей Д.М., Чекина П.А., Матвеева В.А. Подземная газификация. Материалы опытных работ по подземной газификации углей за 1934–1936 гг. ОНТИ НКТП СССР, Москва 1936. 145 с.
4. Менделеев Д.И. Литературное наследство, Ленинград, 1939. Т. 1. 130 с.
5. Менделеев Д.И. Сочинения / Д.И. Менделеев; ред. В.С. Немчинов. – Москва; Ленинград: Изд-во Акад. наук СССР, 1950. – Т. 19. Экономические работы. – Ч. 2. – 954 с.
6. Бакулев Г.Д. Развитие угольной промышленности донецкого бассейна. ГИПЛ, Москва, 1955. 502 с.
7. Фаткуллин А.А., Белов А.В. и другие. Проблемы освоения георесурсов Дальнего Востока. Выпуск 5: Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). Отдельные статьи (специальный выпуск). - 2014. - № 12. - 156 с.
8. Рекламный буклет ОАО «Еростигаз», Ангренская ПГУ.
9. Белов А.В., Гребенюк И.В. Перспективы применения технологии подземной газификации угля с получением энергетического газа и синтетического жидкого топлива / Горная промышленность. – 2009. – №3 (85). – С. 36-38.
10. Крейнин Е.В., Фёдоров Н.А., Звягинцев К.Н. Подземная газификация угольных пластов. Недра, Москва 1982. 156 с.
11. Белов А.В., Кондырев Б.И., Гребенюк И.В. Перспективы применения технологии подземной газификации угля на месторождениях Дальнего Востока с получением газа-сырья для синтетического жидкого топлива / Уголь. – 2008. – №10. – С. 36-37.

РУДНАЯ СПЕЦИАЛИЗАЦИЯ САРЫКУЛЬСКОГО ИНТРУЗИВА И ЕГО РОЛЬ В ФОРМИРОВАНИИ АПОМЕТАТЕРРИГЕННОГО ВОЛЬФРАМОВОГО ОРУДЕНЕНИЯ



Жураев М.Н.,

старший преподаватель кафедры «Геология, поиски и разведка месторождений полезных ископаемых»
ТашГТУ, им. И. Каримов, к.г.-м.н.

Maqalada Sariko'l intruzivining ma'danli ixtisoslashuvi va uning apometaterrigen volfram ma'danlashuvi xosil bo'lishidagi ahamiyati xaqida so'z boradi. Intruziv tog'jinslari turli yoshdagi intruzivlar seriyasidan tarkib topgan bo'lib, Qoratepa tog'larining ko'pchilik qismini tashkil etadi. Sariko'l va unga chegaradosh Qoratepa intruzivi uchun magmatizm namoyon bo'lishi 4 ta fazaga differentsiallangan bo'lib ular – dioritli, granodioritli, granitli va alyaskitli seriyalardir. Ma'danlashuv granitoid intruzivlarning chegara zonasida qayta xosil bo'lgan, yirik uzilmalarning bukilibidan shakllangan, bunda volfram slanesli jinslarda, gekimyoviy ixtisoslashtirilgan, ma'danli metasomatitlar ta'sirida yuzaga kelgan. Ma'danli jarayon o'zida nordon ko'mirli o'ziga xoslikni namoyon qilib, tarkibida fosfor aralashmalarining mavjudligi bilan tavsiflanadi.

Tayanch iboralar: Sariko'l intruzivi, dioritli, granodioritli, granitli, alyaskitli, volfram ma'danlashuvi, Qoratepa ma'danli maydoni, apometaterrigen, olistostromli majmua, ma'danli metasomatitlar, sheelit.

В статье рассмотрена рудная специализация Сарыкульского интрузива и его роль в формировании апометатерригенного вольфрамового оруденения. Интрузивные породы в районе Каратюбинских гор занимают преобладающую часть площади, слагая серию разновозрастных интрузивов. Для Сарыкульского и сопредельного с ним Каратюбинского интрузива, проявления магматизма дифференцированы в 4 фазах, обусловившие последовательное формирование диоритовой, гранодиоритовой, гранитовой и аляскитовой серий. Оруденение сформировано по породам грубого флиша, преобразованного в контактовой зоне гранитоидного интрузива, геохимически специализированного на вольфрам, в сланцевые породы, по которым образованы рудоносные метасоматиты. Рудный процесс имеет углекислотную специфику и характеризуется существенным привнесом фосфора.

Ключевые слова: Сарыкульский интрузив, диоритовый, гранодиоритовый, гранитовый, аляскитовый, вольфрамовое оруденение, Каратюбинское рудное поле, апометатерриген, олистостромовый комплекс, рудоносные метасоматиты, шеелит.

В настоящее время в развитых странах мира проводятся научные исследования, направленные на выявление комплексных месторождений полезных ископаемых ряда рудно-формационных типов разнометалльного, в т.ч. и вольфрамового оруденения некарнового типа, охватывающего промышленные вольфрамовые руды, локализованные в алюмосиликатных породах матрикса олистостромовых толщ и в гранитоидах коллизионных интрузивных комплексов. Минералого-геохимические исследования с использованием современных и высокоточных аналитических методов обосновывают возможность перспектив основного и сопутствующего оруденения в вышеупомянутых рудовмещающих породах. В нашей стране проводится ряд мероприятий по расширению минерально-сырьевой базы. Так, в результате проведенных исследований выявлены новые многочисленные промышленные месторождения вольфрама скарново-шеелитовой формации (Койташ, Лянгар, Ингичке, Яхтон, Каратюбе, Саутбай и др.). В Стратегии действий по дальнейшему развитию Республики Узбекистан (Указ Президента Республики Узбекистан от 7 февраля 2017 г. № УП-4947 «О стратегии действий по дальнейшему развитию Республики Узбекистан») предусмотрены задачи по «обеспечению комплексного и эффективного использования природного и минерально-сырьевого потенциала отдельных регионов». В связи с этим насущная задача по приросту запасов вольфрамовых руд требует разработки критериев поисков вольфрамового оруденения также некарнового генезиса, и проведения научно-исследовательских работ по металлогенической оценке вольфрамово-рудных регионов республики, с применением современных наукоёмких технологий. Интрузивные породы в районе Каратюбинских гор занимают преобладающую часть площади, слагая серию разновозрастных интрузивов. Крупнейшим из них является Каратюбинский, вокруг которого располагаются Сарыкульский, Аксайский, Аткамарский, Гурмакский и Лолабулакский интрузивы. Все интрузивы входят в состав Южно-Тяньшанского коллизионного гранитоидного пояса (рис. 1).

Для Сарыкульского и сопредельного с ним Каратюбинского интрузива, проявления магматизма дифференцированы в 4 фазах, обусловившие последовательное формирование диоритовой, гранодиоритовой, гранитовой и аляскитовой серий. Породы диоритовой формации определяются прорыванием их порфиридовидными биотитовыми гранодиоритами или их жильными фациями. Породы гранодиоритовой серии занимают преимущественно периферические части большинства массивов. Породы же гранитовой серии слагают большую часть и Каратюбинского и Сарыкульского интрузивов. Формация аляскитов и лейкократовых гранитов проявлена в окраинных частях массивов [1].

Более древний возраст пород диоритовой формации определяется прорыванием их порфиридовидными биотитовыми гранодиоритами или их жильными фациями. Кварцевыми диоритами сложены небольшие штокообразные тела, прорывающие метаморфические породы в восточной части каратюбинского плутона и образующие ксенолиты среди гранитоидов в центральной части плутона. Нижний возрастной предел гранодиоритовой формации определяется нахождением ксенолитов кварцевых диоритов в гранодиоритах. Сами гранодиориты прорваны гранитами следующей фазы магматизма. Формация занимает преимущественно периферические части большинства массивов.

Породы гранитовой формации слагают Каратюбинский и Сарыкульский интрузивы [2]. Биотитовые гранодиориты и адмеллиты возникли в результате боковой ассимиляции гранитной магмой осадочно-метаморфических пород, появление турмалиновых гранитов обусловлено, также, как и возникновение мусковитизированных разностей, процессами автометаморфизма [3].

Изменение состава биотитовых гранитов до гранодиоритов наблюдается в эндоконтактных зонах Каратюбинского и Сарыкульского интрузивов, что обусловлено наличием ксенолитов сланцев, известняков или диоритов. Жильные образования этой фазы представлены пегматитами, аплитами и турмалиновыми микрогранитами.

Формация аляскитов и лейкократовых гранитов проявлена в окраинных частях массивов.

Морфология подошвы отдельных интрузивов, отстроенная по результатам интерпретации аномалий гравитационного поля, свидетельствует о внедрении их вдоль ослабленных зон ортогональной сети разломов с разбощенными корневыми частями для гранодиоритов и гранитов различных интрузивов.

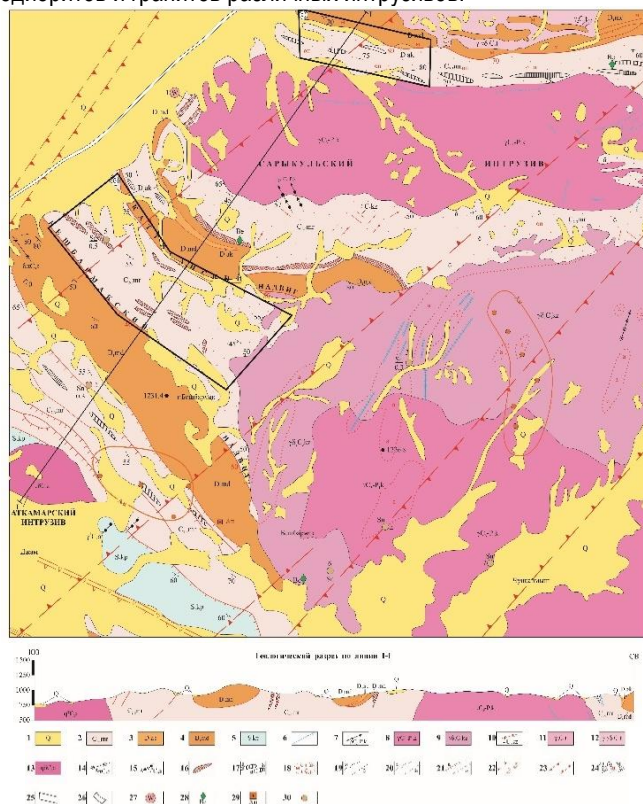


Рис. 1. Схематическая геологическая карта Каратюбинского рудного поля:

1-четвертичные отложения нерасчлененные; 2-каменноугольная система. Средний-верхний отделы нерасчлененные. Маргузорская свита. Сланцы, роговики, песчаники, алевролиты, аргиллиты солистолитами и олистоплаками разновозрастных карбонатных и кремнистых пород; 3-девонская система. Нижний отдел. Акбасайская свита. Кремни, кремнистые аргиллиты с линзами известняков; 4-девонская система. Нижний отдел. Мадмонская свита. Известняки, доломиты, доломитистые известняки, мраморы и мраморизованные известняки; 5-силурийская система. Купрукская свита. Доломиты, известковые доломиты, известняки, мраморы; 6-кварцевые жилы; 7-пегматиты редкометалльно-керамические, пегматоидные граниты (РСЗ-Р1к); 8-кетменчинский субкомплекс двуслюдяных и лейкократовых гранитов. Граниты мусковитовые, мусковит-биотитовые мелко-среднезернистые, турмалин содержащие, иногда с гранатом; 9-собственно каратюбе-зирабулакский адамеллит-гранитовый субкомплекс. Гранодиориты биотитовые, роговообманково-биотитовые, порфириовидные, средние, крупнозернистые; 10-гранит аплиты; 11-тымский гнейс - гранитоидный субкомплекс. Граниты биотитовые гнейсовидные; 12-гранодиорито-гнейсы, кварцевые диорито-гнейсы, Гранито-гнейсы биотитовые среднезернистые; 13-аткамарский габбро-диорит гранодиоритовый комплекс. Гранодиориты, кварцевые диориты, габбро-диориты амфибол-биотитовые мелкозернистые; 14-диоритовые порфириды; 15-двуслюдяные гранодиориты и граниты; 16-скарны, скарноиды; 17-олистолиты и олистоплаки: карбонатных (а) и кремнистых пород (б) в $C_{2-3}mt$; 18-зоны измененных пород: окварцевание (о), сульфидизация (п), турмалинизация (т), альбитизация (а), грейзенизация (г), мраморизация (м), биотитизация (б); 19-геологические границы: прослеженные (а), предполагаемые (б); 20-разрывные нарушения: прослеженные (а), предполагаемые (б); 21-надвиги: прослеженные (а), предполагаемые (б); 22-разломы разных порядков по данным МАКС; 23-зоны повышенной проницаемости; 24-элементы залегания: а) пород, б) разрывных нарушений, в) интрузивных тел; 25-месторождения Сарыкуль (а); 26-Анджирлинская площадь (б); 27-вольфрамовое месторождение Каратюбе; Точки минерализации: 28-выявленные бороздовым опробованием, 29-выявленные минерало-протоочками; 30-рудопроявления олова: 2) Бешбармакское; 3) Карагузарское; 4) Проявление 1; 5) Проявление 2; 6) Проявление 3; 7) Проявление Чункамыш.

Распределение вольфрама в интрузивных формациях подчиняется следующим закономерностям. В породах диоритовой формации установлены минимальные содержания элемента (0,1-2,0 $г/м$), соответствующие кларковым значениям (А.П. Виноградов, 1962 г.). В интрузивных породах гранодиоритовой формации количества вольфрама (в среднем 30 $г/м$) значительно превышают кларк для кислых пород. Наиболее высокие содержания вольфрама устанавливаются для пород гранитовой и аляскитовой формаций (соответственно до 100 и 250 $г/м$).

Апометатерригенное вольфрамовое оруденение развито на площади, которая своей южной частью охватывает экзоконтактовую зону Сарыкульского интрузива, который представляет собой тело овальной формы, вытянутое в широтном направлении (рис. 2). Площадь его составляет около 15 $км^2$. Плоскость северного контакта интрузива падает круто (65-80°) на юг, а южного – в том же направлении, но более полого – до 40°. Этот массив относится к гиабиссальным интрузиям. Интрузив формировался в сложных тектонических условиях, прорывая ядерную часть антиклинали, сложенную породами олистостромовой толщи.

Сарыкульский интрузив сложен средне- и крупнозернистыми слабопорфировидными двуслюдяными гранитами, относимыми к позднекаменноугольно-раннепермскому кетменчинскому субкомплексу (YC_3-P_1k) Каратюбе-Зирабулакского адамеллит-гранитового комплекса. [1].

Каратюбе-Зирабулакский (C_3kz) комплекс имеет следующее строение: 1) крупнозернистые порфириовидные биотитовые граниты-адамеллиты, в краевой части постепенно переходящие в биотитовые лейкократовые граниты; 2) средне- и крупнозернистые порфириовидные биотитовые адамеллиты и гранодиориты; жильные породы – мелкозернистые биотитовые и двуслюдянные граниты, аплиты, пегматиты.

Крупнозернистые порфириовидные биотитовые граниты-адамеллиты главной фазы и среднезернистые порфириовидные биотитовые адамеллиты дополнительной фазы сложены одними и теми же минералами, но в разных соотношениях.

Плагноклаз образует идиоморфные таблитчатые и призматические зональные зерна, часто мирмекитизированные (в центре Pl_{41-42} , в промежуточных зонах Pl_{38} , в краевых частях Pl_{32-24}). Калинаторый полевой шпат присутствует в основной массе и в порфириовидных выделениях размером до 1,5 × 4,5 $см$, обычно 1,0 × 2,0 $см$. Вкрапленники принадлежат максимальному микроклину (альбитового компонента 18-25%) [4]. Калишпат основной массы соответствует промежуточному микроклину – промежуточному ортоклазу. Интенсивно пертитизирован (пертиты шнуровидные). Биотит темно-красно-коричневый и соответствует лепидомеллану с 55% антитовой составляющей.

Структура гипидиоморфнозернистая, участками мирмекитовая. Граниты краевой фации отличаются от гранит-адамеллитов центральной увеличенным содержанием кварца [5] и пониженной концентрацией анортитового компонента в плагноклазе (ядро An_{26} , краевая зона An_{14}) и биотита.

Жильные аплиты и пегматиты содержат турмалин, гранат, флюорит, протолитионит, касситерит.

Метасоматиты: хлорит-эпидотовые альбититы в фазовых образованиях, зоны окварцевания и турмалинизации в жильных аплит-гранитах и пегматитах. Породы немагнитны ($1-13 \times 10^{-6}$ СГС).

Содержания Rb – 205-210 $г/м$, Sr – 290-330 $г/м$. Повышенные содержания вольфрама, лития, цезия, фтора, свинца, олова особенно характерны для жильных пород и зон метасоматической проработки. С комплексом связаны вольфрамоносные поликомпонентные метасоматиты по метатерригенным породам, шеелитоносные скарны и проявления олова в литий-фтористых жильных

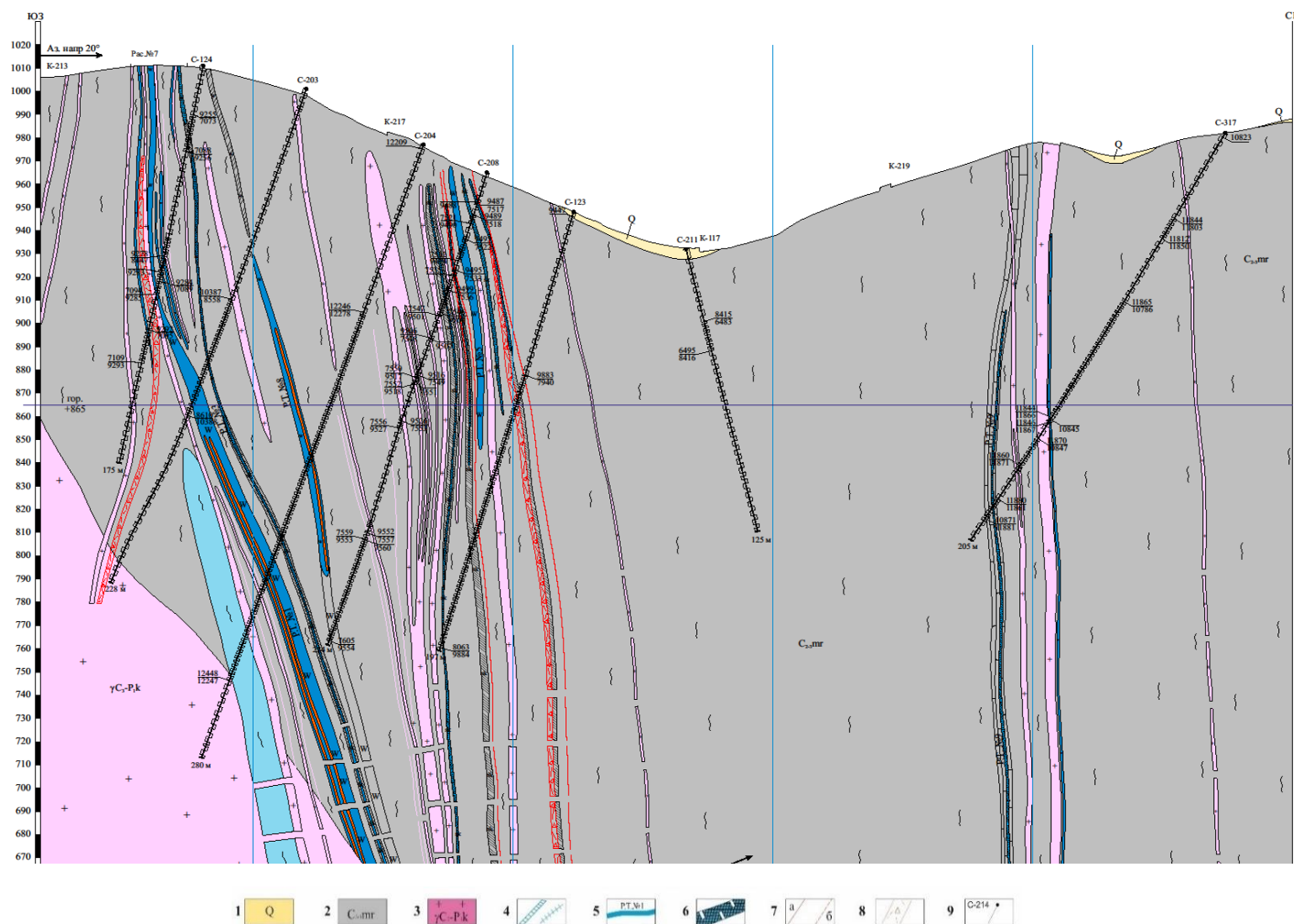


Рис. 2. Геологический разрез по линии 27-27 месторождение Сарыкулъ

1 - четвертичная система нерасчлененная. Супеси; 2 - каменноугольная система. Средний-верхний отделы Маргузорская свита. Сланцы с олистолитами и олистоплаками разновозрастных карбонатных и кремнистых пород; 3 - кетменчинский субкомплекс. Граниты двуслюдяные слабопорфировидные; 4 - жилы и прожилки кварца; 5 - вольфрамо-рудные тела; 6 - зона сканирования по мраморизованным породам; 7 - разломы: а) прослеженные, б) предполагаемые; 8 - зона брекчирования; 9 - пробуренные скважины и их номера

гранитах и зонах микроклинизации, турмалинизации и окварцевания фазовых гранитоидов [1]. Радиологические данные 272 млн. лет (биотит, K-Ar метод). Структура преобладающих пород Каратюбе-Зирабулакского комплекса аллотриоморфнозернистая, гипидиоморфнозернистая, изредка порфировидная, с элементами гипидиоморфнозернистой.

Ассоциация жильных пород, сопровождающих граниты каратюбе-зирабулакского комплекса, преимущественно кислого состава и представлена аплитами и аплитовидными гранитами, микрогранитами и т/з лейкогранитами, пегматитами и пегматоидными гранитами. Химический состав гранитоидов сарыкульского интрузива и петрохимические коэффициенты приведены в табл. 1.

Гранитоиды Сарыкульского интрузива относятся к умеренно щелочному ряду, кали-натриевой серии, в основном, высокоглиноземистые, с очень низкой степенью фемичности, средней и высокой степенью железистости. Для пород комплекса характерна очень низкая степень окисленности железа.

Геохимический профиль: литий, цезий, олово, вольфрам, висмут, бериллий.

Содержания рубидия-248 г/т, стронция-136 г/т. Тип акцессорной минерализации шеелит-апатит-сфеновый. В составе акцессорных минералов, занимающих около 1% породы, присутствуют сфен (0,1-0,5%), апатит (0,1-0,3%), ильменит (0,03-0,05%), ортит и рутил (0,04-0,05%), магнетит (0,05-0,1%), шеелит (частые знаки).

Таблица 1

Химический состав гранитоидов Сарыкульского интрузива (%)
(Составлено по материалам Сарыкульской ГОП)

Компонент	1	2	3	Ср.	Коэффициент (K)	Значение K
SiO ₂	71,50	71,86	71,54	71,63	al ¹	9,6
TiO ₂	0,30	0,08	0,15	0,18	f	1,83
Al ₂ O ₃	14,28	16,43	15,60	15,44	Kф	96,3
Fe ₂ O ₃	0,41	0,01	0,27	0,23	Na ₂ O+ K ₂ O	8,62
FeO	2,15	1,39	0,43	1,32	Na ₂ O/ K ₂ O	1,23
MnO	0,05	0,01	0,06	0,04	K ₂ O/ TiO ₂	21,5
MgO	0,70	0,60	0,40	0,06	Ka	0,55
CaO	1,19	1,54	1,96	1,56	Fe ₂ O ₃ / FeO	0,17
Na ₂ O	3,70	4,71	5,83	4,75		
K ₂ O	4,52	4,08	3,02	3,87		

Петрохимические коэффициенты: al¹ – глиноземистость - Al₂O₃ / (Fe₂O₃+FeO+MgO); f – фемичность Fe₂O₃+FeO+MnO+MgO+TiO₂; Kф – железистость - (Fe₂O₃+FeO) / (Fe₂O₃+FeO+MgO) x 100; - Na₂O+K₂O – ряд щелочности; Na₂O/K₂O – тип щелочности, серия; Fe₂O₃/FeO – степень окисленности железа; Ka – апатитность - Na₂O+ K₂O/Al₂O₃.

На генетическую связь апометатерригенного вольфрамового оруденения с биотитовыми и лейкократовыми гранитами указывает один и тот же состав элементов-примесей; высокие содержа-

ния вольфрама в биотитовых гранитах (до 100 г/т) и лейкократовых гранитах (до 250 г/т), а также присутствие акцессорного шеелита в продуктивных на вольфрам гранитоидах [1].

В контактовом ореоле гранитоидов развиты процессы окварцевания, микроклинизации, грейзенизации, турмалинизации (в гранитах) и биотитизации, амфиболизации, грейзенизации, альбитизации (в гранодиоритах).

Гранитоидные интрузии, продуктивные на вольфрамовое оруденение в скарнах, бедны известью, магнием, железом и насыщены кремнеземом и глиноземом [6].

Таблица 2

Баланс вольфрама по минеральным фракциям гранодиоритов

(по трем определениям, среднее содержание W в породе 40 г/т)

№	Породообразующие минералы	Содерж. минералов в породе, %	Средн. содерж. вольфрама в минералах, г/т	К-во W в минералах на массу породы, г/т	% соотнош. к-ва W в минералах
1	Плагиоклаз	30,5	71	22	45,5
2	Калишпат	12,1	4	3	4,2
3	Кварц	23,6	2	1	12,0
4	Биотит	16,0	91	14	34,4
5	Сфен	0,8	13	8	5,6
6	Шеелит	28,5	40	15	30,4

Важнейшими характеристиками продуктивных на вольфрам гранитоидов является насыщенность их кремнеземом и глиноземом; незначительные количества извести и железа; примерно равное количество натрия и калия, некоторое преобладание в отдельных случаях натрия над калием (изменение щелочного параметра калий/натрий в пределах половины или одного порядка – 0,04-0,1-0,46); повышенная в большинстве случаев вольфрамоносность (50-200 г/т) [7, 8].

Высокие значения среднеквадратичного отклонения, асимметрии и дисперсии содержаний вольфрама является показателями обогащения летучими компонентами и вольфрамом апикальных участков интрузивных тел, а также поздних дифференциатов расплава, с которым ассоциируется оруденение. Для рудогенерирующих гранитоидов, специализированных на вольфрам, величина среднеквадратичного отклонения в большинстве случаев выше, чем средние содержания вольфрама в породе [9]. Интрузии района являлись потенциально вольфрамоносными, т.е. с самого начала интрузивной деятельности участвовал вольфрам преимущественно магматического происхождения [10]. В связи с тем, что менее контаминированные интрузии Западного Узбекистана более способны к выделению элементов-минерализаторов, в частности бора, магматический вольфрам в основном концентрировался в породах поздних фаз интрузий – гранодиоритовой и гранитовой формаций. Неравномерное содержание вольфрама в

различных типах гранитоидов этих формаций обусловлено неодинаковым его распределением в порообразующих минералах, их количественными соотношениями в породах и присутствием акцессорного шеелита.

При сравнении вольфрамоносности минералов устанавливается (табл. 2.), что главным минералом-концентратором вольфрама является плагиоклаз [11].

Судя по тому, что вольфрам находится в анионной части плагиоклаза (Студенникова, Глинкина, 1964), он может быть легко вынесен из него в результате проявления постмагматических процессов, широко проявленных на площади. Исследованные гранитоиды с преобладанием натрия в щелоках и содержащие акцессорный шеелит, подвержены альбитизации и мусковитизации, вследствие чего освобождающийся из кристаллических решеток полевых шпатов вольфрам совместно с натрием переходит в щелочной раствор вероятно в соединении Na_2WO_4 . В процессе миграции при взаимодействии этих растворов с вмещающими породами при изменении температуры и давления происходит обособление и концентрация вольфрама в виде шеелита. Причем, это обособление и концентрация вольфрама зависит, при прочих условиях, от количества натрия в новообразованном альбите метасоматитов. Действительно, шеелит в метасоматитах ассоциирует с полевыми шпатами и кварцем. Таким образом, Сарыкульский интрузив, в экзоконтактной зоне которого развито апометатерригенное вольфрамовое оруденение, сложен, в основном, породами поздних фаз магматической деятельности района: двуслюдяными и лейкократовыми гранитами. Общей чертой пород заключительных фаз становления рудопродуктивного комплекса является накопление в них акцессорного шеелита и флюорита. К геохимическим особенностям можно отнести повышенные содержания редкощелочных летучих (F, B) и редкометалльных (W, Sn) элементов. Для вольфрама геохимическая специализация заключительных фаз комплекса выражена наиболее ярко. Его содержания в двуслюдяных и лейкократовых гранитах составляют 50-125 кларков-концентрации. В гранодиоритах и гранитах Сарыкульского интрузива вольфрам находится также в виде шеелита, что наряду с вольфрамоносностью порообразующих и акцессорных минералов является показателем рудогенерирующих свойств таких гранитоидов. Однако, если в рудогенерирующих гранодиоритах шеелит эпигенетический, то в аллитах и лейкократовых гранитах он сингенетический. В гранодиоритах и биотитовых гранитах шеелит встречается в виде прожилков, скоплений, то в породах лейкократового состава – в виде равномерно рассеянной вкрапленности. Неравномерное содержание вольфрама в различных типах гранитоидов этих формаций обусловлено, с неодинаковым его распределением в порообразующих минералах, их количественными соотношениями в породах и присутствием акцессорного шеелита.

Библиографический список:

1. Диваев Ф.К., Юдалевич З.А. Фацально-формационный анализ интрузивных (гранитоидных) образований Западного и Южного Узбекистана в свете их рудоносности за 1980-84 г.г. 1984.
2. Бадалов С.Т. Геохимические особенности рудообразующих систем. – Ташкент. Фан. 1991. – 141 с.
3. Жураев М.Н., Шодмонов О.О. Минералого-геохимические особенности апометатерригенного вольфрамового оруденения (на примере месторождения Сарыкул) // 14-я Международная научно-практическая конференция. «Новые идеи в науках о Земле». – Москва, МГРИ-РГГРУ, 2019, 2-5 апрел, - С. 257-260.
4. Рахматиллаев А.С., Жураев М.Н. Условия, морфология и параметры рудных тел на Жамской вольфрамо-рудной площади, в горах Каратюбе // «Инновация-2016». Халқаро илмий анжумани. Илмий мақолалар тўплами. – Тошкент, - 2016, - С. 168-169.
5. Формационный анализ гранитоидов Западного Узбекистана / Под ред. Э.П.Изоха. - Новосибирск: Наука. 1975. – 518 с.
6. Магматические формации и фации Узбекистана / Отв. ред. О.Кушмурадов – Т. Фан. 1977. – 336 с.
7. Жабборов Э.Э., Жураев М.Н. Структурные условия локализации, морфология и параметры минерализованных зон и рудных тел Жамской перспективной площади в горах Каратюбе // Илмий журнал. «Техника юлдузлари». – Тошкент, - 2017, № 4, - С. 120-125.

ИССЛЕДОВАНИЕ И ВЫБОР ПАРАМЕТРОВ ВРАЩАТЕЛЬНО-ПОДАЮЩЕГО МЕХАНИЗМА КАРЬЕРНОГО БУРОВОГО СТАНКА



Зарипов Ш.У.,
зам. нач. центрального проектного
бюро НГМК, к.т.н.



Муминов Р.О.,
доцент кафедры «Технология машино-
строения» НГГИ



Махмудов Ш.А.,
доцент кафедры «Горная электромеха-
ника» НГГИ, к.т.н.



Бойназаров Г.Г.,
ассистент кафедры «Электротехника», НГГИ

Maqolada burg'ilash dastgohi aylantiruvchi-uzatuvchi mexanizmining konstruktiv, kinematik va quvvat parametrlari tahlil qilingan.

Tayanch iboralar: Burg'ilash dastgohi, aylantiruvchi-uzatuvchi mexanizm, konstruktiv, kinematik va quvvat parametrlari.

В статье выполнен анализ конструктивных, кинематических и силовых параметров вращательно-подающего механизма бурового станка.

Ключевые слова: Буровой станок, вращательно-подающий механизм, конструктивные, кинематические и силовые параметры.

Станки шарошечного бурения являются наиболее распространенными при подготовке горной массы к выемке на открытых горных работах, ввиду их универсальности, обеспечивающей эффективное бурение скважин в самых разнообразных горно-геологических условиях.

В настоящее время наиболее массовыми станками, работающими на горных предприятиях, являются станки 2СБШ-200, 2СБШ-200Н (рис.1), СБШ-250МН. При бурении взрывных скважин в сложно структурных горных массивах одним из основных недостатков, присущих шарошечному способу бурения, остается повышенная вибрация бурового става, что вынуждает машинистов эксплуатировать станки на режимах, заниженных по сравнению с рациональными.

Вибрация вызывает образование усталостных трещин и поломку элементов конструкции, приводит к выходу из строя, установленного на раме станка оборудования, оказывает, вредное воздействие на обслуживающий персонал и увеличивает расходы на содержание станков. С повышением энерговооруженности и динамической нагруженности привода возрастают и энергетические потери. Например, по данным авторов работы [1] при сильных вибрациях бурового станка доля энергии, затрачиваемой, на создание полезного крутящего момента составляет 30-50%. В результате этого остается недоиспользованной значительная часть установленной мощности привода станка.

Одним из основных резервов повышения эффективности работы буровых шарошечных станков является интенсификация режимов бурения, чему значительно препятствуют вибрация и динамические нагрузки, возникающие в процессе бурения.

Известны различные устройства для снижения вибраций и динамических нагрузок в элементах буровых станков как шпиндельной, так и патронной схем: система автоматического управления режимами бурения по уровню вибраций, над долотные и над штанговые амортизаторы, стабилизаторы бурового става.

Поставленные задачи можно решить в первую очередь на основе совершенствования привода машин, а в ряде случаев путем создания принципиально новых конструкций приводов [3].

Применение данных устройств способствует снижению вибраций и нагрузок в элементах бурового станка, однако, указанные устройства не нашли широкого применения из-за малой эффек-

тивности и надежности. Использование их направлено, в основном, на снижение уровня вибрации в вертикальной плоскости и практически нет устройств, снижающих горизонтальные колебания станка.

Дальнейшее повышение эффективности добычи минерального сырья, возможно на основе технического перевооружения добывающих отраслей народного хозяйства. Повышение производительности и надежности горных машин, в частности буровых станков, определило необходимость увеличения их энерговооруженности и улучшения технико-экономических показателей.

В результате проведенных исследований, установлено, что наилучшими показателями обладает объемный гидропривод с высоко моментными гидромоторами. Широкая гидрофикация буровых станков открывает возможность качественного улучшения их динамических и энергетических характеристик. Важным свойством объемного гидропривода является возможность применения в его гидросистеме упругодемпфирующих устройств, в основном пневмогидроаккумуляторов, способных существенным образом изменять (корректировать) динамические характеристики всего бурового станка. Такая коррекция его свойств возможна не только в процессе проектирования, но и во время наладки или эксплуатации станка в различных режимах бурения взрывных скважин. На основе анализа результатов работ в области исследования динамики приводов представлена принципиально новая конструкция гидромеханической трансмиссии привода исполнительных органов горных машин, включающая дифференциальный механизм с объемным гидротормозом [3].

Предложенная конструкция (мощностью 50 кВт) прошла стендовые испытания в результате которых было установлено, что она наиболее полно удовлетворяет современным требованиям к трансмиссиям приводов горных машин и одновременно позволяет сохранить преимущества характерные для объемного гидравлического привода, в основе которого лежит двойное преобразование энергии – механической в гидравлическую (насос – гидромотор), а также получить новые преимущества перед традиционным гидроприводом, а именно:

- отсутствие двойного преобразования энергии;
- прямая экономия по установленной мощности гидромашин (~ в два раза);

- резкое повышение ресурса гидромашины (до порядка) за счет ее эксплуатации в тормозном режиме. [7].



Рис. 1. Карьерный буровой станок 4СБШ – 200 – 40 с ВПМ патронного типа

Гидромашина гидромеханического вращателя выполняет функции гидравлической, а в случае применения пневмогидроаккумуляторов пневмогидравлической пружины с регулируемым в достаточно широких пределах жесткостью и демпфированием. В объемном гидроприводе при двойном преобразовании энергии в насосе и моторе и передаче ее по трубопроводам, образуются невосполнимые потери на утечки и трение, достигающие до 40% (рис. 2, а).

В предлагаемой конструкции гидромеханического вращателя исполнительного органа бурового станка 2СБШ-200МН из всех перечисленных выше потерь мощности остаются потери связанные только с утечками, определяемыми зазорами в гидромашине тормоза и рабочим давлением. Потери мощности на трение в тормозном режиме, определяемые относительным скольжением, ничтожно малы, а потери на трение в трубопроводе в рабочем режиме полностью отсутствуют (рис. 2, б). Сходство динамических характеристик гидромеханической трансмиссии и объемного гидропривода достигается, например, идентичностью объемов жидкости, находящейся под рабочим давлением. Конструкция гидромотора IMP2.5 являющегося одной из базовых моделей типоразмерного ряда разработанного в ФГУП ННЦГП «ИГД им. А.А. Скочинского» [1, 2] предусматривает радиальное расположение поршневых групп, каждая из которых состоит из двух поршней, в поперечные отверстия которых вставлены концы траверсы. На траверсе установлены ролики, на которые надеты обоймы.

Траверса выполнена равнопрочной, имеет плавные переходы, благодаря чему в зонах наибольшего ее нагружения устранены концентраторы напряжений. [6]

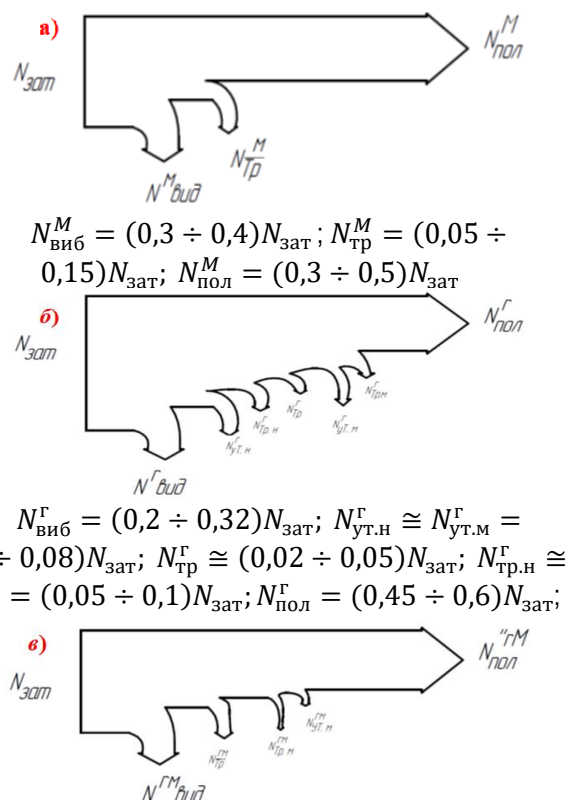


Рис. 2. Баланс мощностей привода вращателя при рабочем процессе:

а) электромеханический привод, б) электрогидравлический привод, в) электрогидромеханический привод.

$$N_{виб}^{ГМ} = N_{виб}^Г = (0,2 \div 0,32)N_{зат}; N_{тр}^{ГМ} = N_{тр}^М (0,05 \div 0,15)N_{зат}; N_{тр.м}^{ГМ} < 0,005N_{зат}; N_{ут.м}^{ГМ} (0,03 \div 0,08)N_{зат}; N_{пол}^{ГМ} = (0,45 \div 0,715)N_{зат}.$$

Усилие от давления рабочей жидкости на плунжера воспринимается траверсой, и передаются через ролики и обоймы на профилированную направляющую. За сопряжение, ограничивающее ресурс радиально-поршневой гидромашины IMP2.5, принята пара трения «плунжер-цилиндр» в результате износа которой, может резко ухудшиться КПД всей гидромашины [2].

Удельная работа в паре трения [4] «плунжер-цилиндр» составляет:

$$A = NT \text{ Н/м} \quad (1)$$

где N - удельная мощность трения, Н/мс;

T - ресурс сопряжения, с.

Максимальная удельная мощность трения в сопряжении ограничивающего ресурс гидромашины определяется по формуле:

$$N = V_{\max} f [\sigma_{\text{см}}], \text{ Н/мс} \quad (2)$$

где: $\max V_{\max}$ - среднемаксимальная скорость скольжения плунжера относительно цилиндра, м/с; f - коэффициент трения в паре «плунжер-цилиндр»; $[\sigma_{\text{см}}]$ - допустимое контактное давление в поршневой группе гидромашины, Н/м².

Для одной конструкции гидромашины способной работать в различных режимах (насосном, моторном, тормозном и других) до предельно допустимого износа сопряжения ограничивающего ресурс машины, справедливо следующее равенство:

$$N_6 T_6 = NT \quad (3)$$

где N_6 и T_6 - соответственно удельная мощность трения и ресурс гидромашины при ее эксплуатации в базовом режиме.

За базовый режим эксплуатации гидромашины IMP2.5 принят «моторный» режим.

По данным ФГУП ННЦГП «ИГД им. А.А. Скоринского» [2] мотор IP2,5 может развивать при номинальном давлении рабочей жидкости (25 МПа) и номинальной частоте вращения (60 об/мин) мощность до 60 кВт; наработка на отказ до предельного состояния, характеризуемого снижением полного КПД на 15%, составляет для него 5000 часов. (Наработка до первого отказа 3000 часов).

С учетом (2) и после соответствующих преобразований (3) примет вид:

$$T = T_6 \frac{V_6}{V} T, \text{ час} \quad (4)$$

Для радиально-плунжерных гидромашин скорость скольжения плунжера относительно цилиндра составляет:

$$V = \frac{d}{d\varphi} \rho(\varphi) \frac{d}{dt} \varphi(t), \text{ м/с} \quad (5)$$

где $\rho(\varphi)$ - радиус кривизны профиля направляющей в функции угла поворота ротора гидромашин; $\varphi(t)$ - угол поворота ротора гидромашин в функции времени.

Таким образом для базового-моторного режима эксплуатации IMP2,5 [5]:

$$\varphi_6(t) = \omega_n t, \quad (6)$$

Для тормозного режима эксплуатации IMP2,5:

$$\varphi(t) = \omega_{yt} t, \quad (7)$$

Здесь:

$$\omega_{yt} = \frac{P}{P_n} (1 - \eta_r) \omega_n, \text{ рад/с} \quad (8)$$

Подставив (4.5) с учетом (4.6), (4.7), (4.8) и принимая во внимание что $\rho_6(\varphi) = \rho(\varphi)$, получим:

$$T = T_6 \frac{P_{нб}}{P_n} \frac{1}{(1 - \eta_r)}, \text{ час} \quad (9)$$

где $P_{нб}$ - номинальное рабочее давление в базовом - моторном режиме эксплуатации IMP2,5, Па; P_n - расчетное рабочее давление в тормозном режиме эксплуатации IMP2,5, Па; η_r - объемный КПД гидромашин тормоза (принят 0,92);

При $P_{нб} = P_n = 25 \text{ МПа}$ окончательно получим:

$$T = T_6 \frac{1}{(1 - \eta_r)}, \text{ час} \quad (10)$$

Наработка до первого отказа гидромашин тормоза составит:

$$T = 3000 \frac{1}{(1 - 0,92)} = 37500 \text{ час}$$

Библиографический список:

1. Подэрни Р.Ю. Горные машины и комплексы для открытых работ: в 2 т, 4-е издание. - Изд-во МГГУ, 1999 и 2001.
2. Подэрни Р. Ю. Механическое оборудование карьеров: Учебник для вузов. - 6-е изд., перераб. и доп. - М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2007. - 680 с.: ил. (ГОРНОЕ МАШИНОСТРОЕНИЕ) ISBN 978-5-7418-0467-4 (в пер.)
3. Кутузов Б.Н. Теория техника и технология буровых работ. М.: «Недра» 1972. 312 с.
4. Перетолчин В.А. Вращательное и шарошечное бурение скважин на карьерах. М.: «Недра», 1983, 175 с.
5. Watts B., Dyke J. «An Automated Vibration-Based Expert Diagnostic System» *Sond and Vibration, Machinery monitoring*, 1993, IV
6. Нанкин Ю.А., Герасимов И.В. Станок направленного бурения 2СБШ - 200Н. М.: Недра, 1980, 168 с.
7. Подэрни Р.Ю. Станки вращательного бурения взрывных скважин на открытых работах за рубежом. *Горное оборудование и электромеханика*. № 12, 2006, С. 20-24.

GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA 2021 №1 (84) pp 41-43

ANALYSIS AND RESEARCH OF THE LOADING PARAMETERS OF THE BASIC DRILLING RIG MECHANISMS WHEN DRILLING THE STEP

¹Maxmudov S.H.A. and about. Associate Professor of the Department of Mining Electromechanics NSMI

¹Muminov R.O. Associate Professor of the Department of "Mechanical Engineering" NSMI. rashid_81@mail.ru

³Zaripov Sh.U. Deputy chief of the design bureau of NMMC. @Shuhrat_Zaripov

¹Boynazarov G.G. Assistant teacher of the Department of "Electric Power" NSMI. gayrat.boynazarov.1983@mail.ru

¹Navoi state mining institute, Navoi, Uzbekistan

²Navoi mining metallurgical combine, Navoi, Uzbekistan

Abstract: The article analyzes the structural, kinematic and power parameters of the rotary-feed mechanism of the drilling rig.

Key words: Drilling rig, rotary - feed mechanism, constructive, kinematic and power parameters.

References

1. Poderny R.Yu. Mining machines and complexes for opencast works: in 2 tons, 4th edition. - Publishing house of Moscow State University for the Humanities, 1999 and 2001.
2. Poderny R. Yu. Mechanical equipment of quarries: Textbook for universities. - 6th ed., Rev. and add. - M.: Publishing house of the Moscow State Mining University, 2007. - 680 p.: ill. (MINING ENGINEERING) ISBN 978-5-7418-0467-4 (in trans.)
3. Kutuzov B.N. Theory, technique and technology of drilling operations. Moscow: "Nedra" 1972.312 p.
4. Peretolchin V.A. Rotary and rotary drilling of wells in open pits. M.: "Nedra", 1983, 175 p.
5. Watts B., Dyke J. "An Automated Vibration-Based Expert Diagnostic System" *Sond and Vibration, Machinery monitoring*, 1993, IV
6. Nankin Yu.A., Gerasimov I.V. Directional drilling machine 2SBSH - 200N. M.: Nedra, 1980, 168 p.
7. Poderny R.Yu. Rotary blasthole drilling rigs in open pit works abroad. *Mining equipment and electromechanics*. No. 12, 2006, pp. 20-24.

ГЛАУКОНИТ ВА ЧАНГИ КОНИ МАСАЛАСИГА ДОИР



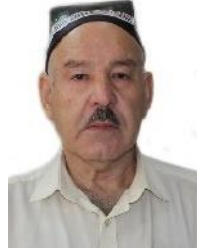
Адилов Ж.К.,

Ўзбекистон Республикаси Фанлар академиясининг умумий ва ноорганик кимё институти катта илмий ходими, т.ф.н.



Мирзаев А.Ж.,

Ўзбекистон Республикаси Фанлар академиясининг умумий ва ноорганик кимё институти катта илмий ходими, т.ф.н.



Якубов С.И.,

Ўзбекистон Республикаси Фанлар академиясининг умумий ва ноорганик кимё институти катта илмий ходими, т.ф.н.



Якубова Н.Д.,

Ўзбекистон Республикаси Фанлар академиясининг умумий ва ноорганик кимё институти кичик илмий ходими

Iqtisodiyotning jadal rivojlanishida maxalliy resurlarning ahamiyati katta bo'lib, mavjud zaxiralarning qayta ishlash texnologiyalarini ilmiy ishlab chiqish zaruriyati hozirgi kunda dolzarb masaladir. Jumladan "changi" glaukonit tarkibli qumloqlarini qayta ishlash va natijada pigment olish.

Tayanch iboradari: glaukonit, selodonit, kaliy komponenti, kimyoviy tarkibi, glaukonit qumtoshlari, cho'kindi jin-slar, silikat guruhi, qo'llanilishi, noyob xossalari, o'g'it, sorbent, ion almashinish, tozalash vositasi, pigment, ustki xosila

В работе описываются общие особенности глауконита и области их применения. Приводятся условия образования глауконитовых проявлений. Рассмотрены отдельные технологические стороны, позволяющие получить продукты уникальными свойствами. Кратко приведена информация о глауконитовом месторождении "Чанги" Республики Узбекистан. Рассмотрены вопросы возможности обогащения глауконитовых песчаных месторождений Чанги.

Ключевые слова: глауконит, селодонит, калийная составляющая, химический состав, глауконитовые песчанники, осадочные породы, группа силикатов, применение, уникальные свойства, удобрение, сорбент, ионообмен, чистящее средство, пигмент, подкормка.

Глауконит (инглизча - Glaucosite) калий таркибли мураккаб алюмосиликат, гидрослюда гурухининг қатламли силикат турига кирувчи номуайян таркибли минаралдир (1-расм).

Айрим холларда калийнинг устиворлигига қараб **Селадонит** деб ҳам аталади.

Глауконит таркибидаги айрим қўшимчалар сабаб, унинг маъданлари яшил рангнинг турли жиллоларини беради. Глауконит фақат юқори зичликдаги (НСИ) хлор кислотасида парчаланadi. Юқори катионлар алмашинуви ва сув ютиш хусусиятига эга.

Глауконитли қумлоқ ва қумларнинг кимёвий таркиби кенг қўламда ўзгариши, глауконитни миқдори ва унинг ташкилий қисмларининг миқдорларига тўғридан тўғри боғлиқдир.

Кимёвий таркибнинг умумий ўзгариш қонунияти глауконитли қумларнинг темир оксиди – Fe_2O_3 билан (15% гача) ва калий оксиди K_2O билан (6% гача) бойиши билан узвий ифодаланади.

Глауконитли қумлоқ ва қумларни асосан ўзига хос яшил ранги (аксари холатларда яшил рангнинг турли туслари) туфайли ўзоқдан ҳам адашмай ажратиш мумкин. Бундай яшилликнинг қуюқлиги глауконит миқдори $1,0 \div 1,5\%$ дан ошиши билан кузатилади.

Дунёда глауконит минерали кенг тарқалган бўлиб, унинг умумий миқдори 35,7 миллиард тоннадан ортиқлиги аниқланган. Глауконитнинг асосий физик – кимёвий хossalari 1 жавалда келтирилган.

Глауконит амалда фойдаланиш сохалари қуйидагилар [1,2]:

- Сувнинг қаттиқлигини камайтиришда қўлланилади,
- Тупроқ ўғити (калий оксидининг нисбатан мўлроқлиги туфайли ўғит олишда фойдаланилади),
- Калий-фосфорли ўғитлар мажмуаси,
- Геоэкологик муаммоларни хал этишда,

- Яшил бўёқлар ишлаб чиқаришда,
- Тозалаш воситаси сифатида,
- ва бошқалар.

1 жадвал

Глауконит минералининг физик-кимёвий хусусиятлари

№	Хусусияти	Миқдори ёки холати
1	Ранги	Тўқ зайтун ранг-яшил, мовий яшил, қорамтир-яшил, кўкат ранг-яшил, сариқ-яшил,
2	Ранг туси	Ёрқин яшил
3	Номининг келиб чиқиши	Грек тилидан glaucos дегани, яъни мовий-яшил ранга мос минерал
4	IMA бўйича статуси	Таъкидланган, биринчи марта 1959 гача
5	Кимёвий формуласи	$(\text{K}, \text{Na})(\text{Fe}^{3+}, \text{Al}, \text{Mg})_2(\text{Si}, \text{Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2$
6	Товланиши	Бўғиқ- хира
7	Шаффофлиги	Шаффоф эмас, четлари тиниқ,
8	Синиқлиги	Слюдасимон
9	Қаттиқлиги	2
10	Ажралиб туриши	Одатда айрим изометрик донга ёки шар каби бўлиб, кристаллари ўта сийрак
11	СССР классификацияси ва бўйича синфи	Силикатлар
12	IMA бўйича синфи	Силикатлар
13	Сингония	Моноклинли
14	Мўртлиги	Мўрт

Активлаштирилган глауконит орқали ифлосланган сувни филтёрланганда темир ва аммиакни тўла ушлаб қолинади, нефть қолдиқларини бир баробарига камайтиради, цезий -137 ва стронций -90 радиактив изотопларини 25-50 баробарига камайтиради.

Глауконит адсорбент сифатида зарарланган ер худудларини, сувли хавзаларни тозалашда майдон усулида сепилиб қўлланилади. Глауконитни радинуклидлар зарарланган худудларни реабилитацияси ва саноат корхоналарининг техноген чиқиндиларининг таъсирини камайтиришда ҳам фойдаланиш мумкин.

Глауконитдаги калий оксидини етарли даражада юқори бўлиши унинг калийли ўғитлар ишлаб чиқаришда ёки тўғридан-тўғри табиий ўғит сифатида фойдалишга имкон беради [3].

Масалан, майдаланган глауконитни тупроққа солинганда, бошоқли экинларни ва картошка хосилдорлигини 10-20%га оширган, мевали дарахтлар хосилдорлиги жиддий даражада кўтарилган.

Глауконитнинг тупроқ унумдорлигини белгилайдиган фойдали микрофлорасини ривожланишига ижобий таъсир этувчи хусусияти ҳам аниқланган.

Бундай ҳолат таркибдаги калийнинг юқори даражадаги миқдори сабаб **глауконитнинг** тупроқда парчаланишини ва эркин калийнинг ажраб чиқиши билан изоҳланади.

Аксари ҳолатларда глауконит таркибида микроэлементлар (Mn, Cu, Co, Ni, B ва бошқалар) мавжуд бўлиб, баъзан P_2O_5 юқори миқдорларни ташкил этади.

Юқоридагиларни ҳисобга олганда глауконитни табиий минерал ўғит сифатидан ташқари тупроқ структураси яхшиловчи, намликни сақловчи, ўсимлик ўсишни қўлловчи ва касаллика чалинишини камайтирувчи сифатида қарашга асос бўлади.

Глауконитнинг юқори даражадаги ютиш қобиляти, уни кўпгина муҳандислик масалаларини ҳал этишда фойдаланиш имконини беради, яъни атроф муҳитни турли экотоксинлардан химоялаш ва тозалашда қўллаш мумкин.

Идиш-тавоқларни, хрустални, чинни буюмларни, ванналарни, керамик плиткаларни, кафелларни, дераза ойналарини, газ плиталари, холодильникларни ва бошқаларни ювиб тозалашда фойдаланиладиган тозалаш воситаларига эҳтиёж жуда катта.

Шу сабаб глауконитдан олинадиган тозалаш воситасини ишлаб чиқиш долзарбдир. Бундай воситалар тозалаш хусусиятидан ташқари, турли ноҳуш хидларни ҳам кетгазиш имкониятига эга. Тозалаш воситасини олиш технологияси дастлаб жуда кичик заррачаларгача (0,01-100 мкм) майдаланиб активланган глауконит магнит сепараторида бойитилади.

Магнит сепараторидан ўтган глауконит кукуни кейинги босқичда СВЧ – нурлари билан 1-3 дақиқа давомида активланади.

Техникада – сув тозалашдан, уй-рўзғорда- турли буюмларни тазалашдан, ўғит сифатида –калийли ўғитлар олишдан ташқари глауконитнинг яна ажойиб хусусиятлари мавжудлиги аниқланган.

Масалан глауконит кукунидан тайёрланган аралашмалар чорвачиликда ва паррадачилиқда озўқага қўшимча сифатида фойдаланганда яхши самара берган. Бундан ташқари радинуклидлар билан зарарланган сув хавзаларда экологик тоза хлорелла ўсимлигини паваришлашда ва зарарланган тупроқларда яшил ўсимликлар етиштиришда фойдаланилган.

Охирги пайтларда глауконитдан наногель, наноэмульсия ва нанокремлар олиш йўлга қўйилмоқда. Бундай воситалар косметика бозорида инновацион қадам бўлиб, азиз аёлларнинг гўзаллигини сақлаш, ёшлик сусури даврини узайтиришда самарали ёрдам беради. Олимларнинг аниқлашича, бундай хусусиятли воситаларнинг актив компонентлари жонли ҳужайралар даражасида янгилиниши билан изоҳланмоқда.

Рангининг қуюқ ва турғин яшиллиги сабаб,



1-расм. Глауконитли яшил пигмент

глауконит табиий пигмент сифатида ҳам фойдаланилади (1-расм).

Асл ноорганик табиий пигментлар бир қанча хусусиятларга эгадир, жумладан : доимий турғунлик, иқтисодий самарали, инсонларга ва атроф муҳитга хавфсизлиги. Тадқиқотлар натижасида бундай пигментлар нурашга чидамли, атмосфера таъсирида ўз рангини йўқотмаслиги аниқланган.

Глауконитдан олинган ранглار қадимги иконаларда, хаттоки антик даврлардаги суратларда фойдаланилганлиги аниқланган.

Глауконитдан олинган пигментлардан турли мақсадларда фойдаланиш учун замонавий бўёқлар олиш технологиялар яратилган.

Демакки ҳозирги кунда глауконитли фойдали қазилмаларнинг ахамияти ошиб бормоқда. Глауконит минералларини хусусиятини ўрганиш ва ундан фойдаланиш устида Ўзбекистонда Фанлар Академиясининг олимлари илмий ва амалий ишлар олиб боришган. Жумладан ўтган асрнинг 60-70 йиллари Ўзбекистон Республикасининг геология ва минерал ресурслари илмий-тадқиқот институти қошида ўрганилган.

Ўзбекистонда глауконит минераллари Тошкент, Хисор, Зиёутдин-Зирабулоқ, Шимолий Фарғона ва Султон –Увайс каби гелогик районларида кенг тарқалган бўлиб асосан қишлоқ хўжалигида ахамияти ва қўлланилиши бўйича хусусиятлари ўрганилган.

Бундан ташқари самарали сорбентлар олиш учун ва сув тозалаш мақсадларида қўллаш масалалари тадқиқ этилган. Глауконит минералининг табиий маъдан сифатидаги ва рангининг айрим афзалликлари, унинг табиий пигмент олишда истиқболли хусусиятлари аниқланганлиги, глауконитни чуқурроқ ўрганишни тақазо этмоқда.

Тошкент геологик районида жойлашган, Чанги қишлоғи худудига яқин бўлган глауконит қумлоқ захираси, инновацион ривожланиш вазирлиги тамонидан эълон қилинган амалий лойиҳалар доирасига киритилганлиги, глауконит конидаги захира асосида маҳаллий табиий яшил пигментлар олиш



2-расм. Чанги кони глауконит қумлоғи

технологиясини яратиш каби илмий-тадқиқотлар масалалари долзарблиган далолатдир.

Глауконитнинг Чанги кони, Тошкент вилоятининг Паркент туманида жойлашган бўлиб туман қишлоқ хўжалик харитасининг 143к, 217, 218, 219к ва 220к контурлари оралиғида жами 18,0 гектар ер майдонини ташкил этади.

Сўнги вақтларда глауконит таркибли жинслар табора диққатни тортмоқда. Бунинг сабаби, дастлабки вақтларда сувни юмшатиш қобилияти бўлган бўлса, кейинчалик унинг таркибидаги макро- ва микро ўғит қобилияти ўзига қаратган.

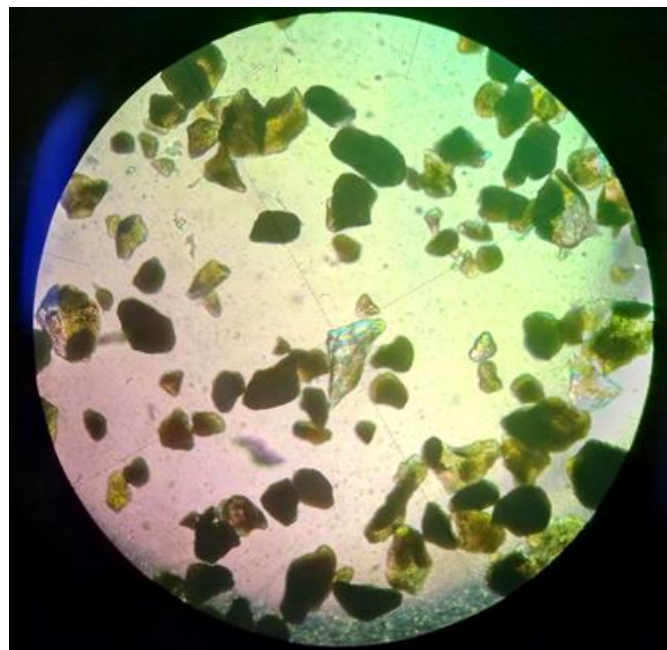
Глауконитни илмий ўрганиш кўлами лаборатория шароитидан нари бормаган бўлсада, чуқур ўрганилган бўлиб, минерал хусусиятлари, кристалло-кимё ва физик-кимёвий жохатлари тўғрисида изланишлар анчагина.

1963-1966 йиллар давомида Чотқол экспедицияси ва «Тошкентгеология» трестининг «Химгеолнеруд» экспедицияси қидирув ишлари олиб борганлиги натижасида Чанги глауконит жинсларининг катта захираси топилган [4]. Шу даврдан бошлаб Чанги глауконит жинслари лаборатория шароитидан ташқари ишланишлар бошланиб кетди.

Бунда асосий эътибор глауконитнинг Ўзбекистон худудига фойдали агроўғит хусиятлари сифатида фойдаланиш, ер ва хосилдорликка таъсири, ҳамда бошқа жихатлари - амалий аҳамияти катта қизиқиш уйғотди.

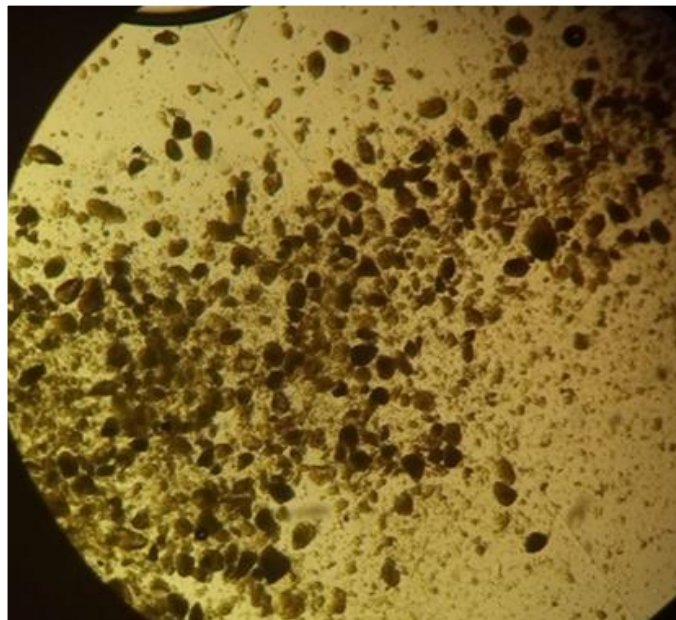
Хозирги кунда бу кондаги глауконит минералини ўрганиш учун намуналар олиниб айрим хусусиятлари ўрганилмоқда. Чанги глауконит кони захирасидан олинган глауконит минерали қуйидаги 2 расмда, кимёвий таркиби эса 2 жадвалда келтирилган.

3-расмдан глауконит минералининг тўқ яшил ранги барча бошқа минераллар рангидан устунлиги кўриниб



3- расм. Чанги конидаги бойитилмаган глауконит зарраларининг 100 карра катталаштирилган микросурати

турибди. Олинган намуналарни лаборатория шароитида кўздан кечирилиб, оддий аралашмаларни глауконитли маъданлардан қўл ёрдамида ажратиб олинди. Керакли миқдорда саралаб олинган глауконит таркибли маъдан керакли даражагача қурилади ва тегирмонда майдаланади.



4-расм. Чанги конидаги бойитилган глауконит зарраларининг 100 карра катталаштирилган микросурати

Майдаланган глауконитнинг микросурати 3-расмда келтирилган.

Микросурат зарралари 100 карра катталаштирилгани бўлиб, глауконит зарралари, кварц қумлари ва бошқа аралашмаларнинг тўпламидан иборат.

Глауконитнинг катталаштирилган суратлари «Leica DM 2500» русимидаги микроскоп ёрдамида олинган.

Тажрибаларда бойитилмаган ва бойитилган намуналари ўрганилган. Сурат катталиклари 40 ва 100 карралик бўлиб, ҳамда яшил, қизил филтрлар ёрдамида айрим ҳолатлари ўрганилди.

Глауконит зарралари яшил туслиги билан ажралиб турсада ора-сира кварц аралашмалари мавжуд. Баъзи ҳолатларда глауконит зарраларига бошқа зарраларнинг брикиб кетгани кузатилади.

Кимёвий таркибини ўрганиш натижалари шуни кўрсатмоқдаки SiO_2 , TiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 , FeO , MgO , MnO , CaO , Na_2O , K_2O ва P_2O_5 компонентлари бўйича [5] ишда келтирилган натижалар оралиғига тўғри келади. Зарраларнинг йириклиги бойитилмаган ҳолатида асосан кварц зарралари, глауконит зарралари ва майда аралашмалардан иборат эканлиги кўриниб турибди. Шакли жихатидан турли туман бўлиб, кўпроқ қирралари йўнлгансимон, баъзилари эса қиррасимон ёки найзасимондир.

2 жадвал

Чанги конидан олиниб бойитилмаган глауконитнинг кимёвий таркиби

SiO_2	TiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	FeO	MgO	MnO	CaO	Na_2O	K_2O	P_2O_5	п.п.п
69,51	0,33	5,41	11,58	0,51	2,04	0,02	1,00	0,07	4,25	0,44	5,58

Майдаланиш жараёни (асосан 0063) элақдан тўла ўткинча олиб борилади. Хосил бўлган глауконитли аралашма сувда ивителиди ва таъбиий равишда тиниши учун қолдирилади. Бу ҳолатда кремний ҳамда кварц аралашмалари чўкиндига ўтади ва глауконитли аралашмалар эса юзага чиқади.

Ажратиб олинган глауконитли аралашмани филтрли ускуна ёрдамида сувсизлантирилади. Филтрлаш жараёнини жадалаштириш учун вакуум қурилмасидан фойдаланилади. Сувсизлантирилган глауконитни филтрдан ажратиб олишда термик усулдан фойдаланилди.

Бойитилган Чанги кони глауконитнинг микросурати 4-расмда келтирилган. Глауконит зарраларинг сурати микроскопда 100 карра катталаштирилган ҳолати келтирилган. Кўриниб турибдики бунда бойитилмаган ва бойитилган глауконитнинг таққослаш натижасида шу нарса маълум бўлдики, Чанги кони глауконит жинслари бойитилишга мойил бўлиб, бунда глауконит зарраларидан ташқари кераксиз қўшилмалар ва ўта майда зарралар ажратиб олинган. Қолдиқ глауконит зарралари ва айрим глауконитли бирикмалар деярли ўлчамлари бўйича катта фарққа эга эмас.

Бу ҳолат глауконитни қўллаш кўламини кенгайтиради, масалан, табиий минерал пигмент олишда [5, 6]. Тажрибалар шуни кўрсатдики табиий яшил минерал пигментдан ташқари зарур технологик ишловлар, пигментларнинг яшиллик даражасини турли даражада ўзгартириб, кенг кўламдаги жилоларни олиш имконини берди.

Глауконитнинг бундай хусусияти ажойиб бўлиб, биргина табиий минералнинг таркибини мураккаб технологик жараёнлар билан ўзгартирмасдан оддий термик ишловнинг ўзи кўпгина натижаларга эришишга омил бўлиши аниқланди.

GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA 2021 №1 (84) pp 44-47

TO THE ISSUE OF CHANGI AND GLAUCONITE DEPOSITS

Adylov J. K., Senior Researcher,
Mirzaev A. Z., Senior Researcher,
Yakubov S. I., senior researcher
Yakubova N. Z., Junior Researcher,

Academy of Sciences of the Republic of Uzbekistan

Abstract. The origin of the problem. The importance of local resources in the rapid development of the economy is great, and the need for scientific development of processing technologies for existing resources is a topical issue today. In particular, the processing of "dusty" glauconite sands and the resulting pigment

Keywords: glauconite, selodonite, potassium component, chemical composition, glauconite sandstones, sedimentary rocks, silicate group, application, unique properties, fertilizer, sorbent, ion exchange, cleaning agent, pigment, top dressing.

References

1. Andronov S.A. Glauconite - mineral budushchego / Andronov S.A., Bykov V.I. // Mat. the first Mejdunarod. konf. Significance of promyshlennyy minerals in the world economy: mestorozhdeniya, technology, ekonomicheskaya otsenka. - M.: GEOS, 2006, pp. 79-83.
2. Distanov U.G. Glaukonity / Natural sorbents of the USSR. - M., 1990, pp. 132-146.
3. Bauatdinov S., Bauatdinov T.S. Glaukonity Karakalpakstan in rural economy. Nukus, «Ilim», 2013. 150 p.
4. Glauconit mestorozhdeniya Changi and perspectives of ego use. / Yu. V. Beskrovnyy, G. G. Veretennikov, N. V. Galkina et al. - Tashkent: Fan, 1970. - 55 p.; 21 cm. - (Trudy Sredneazitskogo nauchno-issledovatel'skogo instituta geologii i mineralnogo syrya / M-vo geologii UzSSR; vyp. 28).
5. R.A. Xamidov, N.T. Xodjaev, i.M. Xakberdiev, A.M. Ergeshov. Mineral pigments of eastern Uzbekistan. Geology and mineral resources. Tashkent. 2016, № 5, pp. 50-58
6. Yunusov M.Yu., Babaev Z.K., Khakimova G.N., Matchonov Sh.K. Glaukonitsoderjashchie sands of Uzbekistan: the main characteristics and prospects of use. Gornyy Vestnik Uzbekistana, Navoi, 2010 № 2, pp. 58-60

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ ПАРАМЕТРОВ БВР С КУМУЛЯТИВНЫМИ ЗАРЯДАМИ ДЛЯ РЫХЛЕНИЯ СКАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД



Умаров Ф.Я.,
директор Алмалыкского филиала
«Национального исследовательского
технологического университета
«МИСиС», д.т.н., профессор



Нутфуллоев Г.С.,
начальник Отдела контроля качества
образования Алмалыкского филиала
«Национального исследовательского
технологического университета
«МИСиС», к.т.н.



Белин В.А.,
профессор, Горного института НИТУ
«МИСиС», д.т.н.



Алимво У.Т.,
старший преподаватель Алмалыкского
филиала «Национального исследова-
тельного технологического
университета «МИСиС»

Konchilik korxonalarining zamonaviy sharoitida burg'ulash va portlatish (portlatish) ishlari hanuzgacha qattiq toshlarni yo'q qilishning yagona usuli hisoblanadi. Burg'ulash va portlatish ishlari kon qazish texnologiyasining dastlabki jarayoni sifatida barcha keyingi jarayonlarning samaradorligini belgilaydi: yuklash va tashishdan tortib, mineral xom ashyoni mexanik ravishda maydalash va qayta ishlashgacha. Tosh massasini maydalashning bir xilligi va qo'polligi, katta hajmdagi materiallarning foiz nisbati, dastgoh tubining rivojlanishi, quduqlarning haddan tashqari burg'ulash miqdori, tosh massasining parchalanish kengligi - bu va boshqa xususiyatlar asosan sifatni aniqlaydi amalga oshirilgan portlash ishlarining. Uzlaksiz yoki tarqoq burg'ulash portlovchi zaryadlari yordamida portlatish operatsiyalarining mavjud texnologiyasi, bu ishlab chiqilgan dastgohning pastki qismini ishlab chiqish uchun pastki ufqqa burg'ulash mavjudligini nazarda tutadi. Bunday holda, pastki qirg'oqning yuqori qismini yo'q qilish sodir bo'ladi, bu esa keyinchalik ufqni burg'ulash paytida portlash teshiklarining og'zini qulashiga olib keladi. Quduqlarning qulab tushishi natijasida bir qismi yo'qolishi konchilik korxonalariga, ayniqsa, Olmaliq kon-metallurgiya kombinati bo'lgan kompleks tuzilgan konning qattiq jinslarini ishlab chiqaradigan korxonalarga texnik va iqtisodiy zarar etkazadi.

Toyanch iboralar: yaxshi; dizayn; portlovchi zaryad; kumulatif ta'sir; qirg'oqning pastki qismi; penetratsion chuqurlik; qarama-qarshi balandlikning balandligi; portlash to'liqlinining harakati; raqamli modellashirish; emulsiya portlovchi moddalar.

Буровзрывные работы (БВР) в современных условиях работы горнодобывающих предприятий пока остаются практически единственным способом разрушения прочных горных пород. Являясь начальным процессом технологии добычи, буровзрывные работы определяют эффективность всех последующих процессов: от погрузки и транспортирования до механического дробления и переработки минерального сырья. Равномерность и крупность дробления массива, процент выхода негабарита, проработка подошвы уступа, величина перебура скважин, ширина развала горной массы – эти и другие характеристики в основном определяют качество проведенных БВР. Существующая технология ведения взрывных работ с использованием сплошных или рассредоточенных скважинных зарядов ВВ которая предполагает наличие перебура на нижележащий горизонт для проработки подошвы разрабатываемого уступа. При этом происходит разрушение верхней части нижележащего уступа, что приводит к обрушению устьев взрывных скважин при последующем бурении нижележащего горизонта. Потеря части скважин за счет обрушения, наносит технический и экономический ущерб горному предприятию, особенно разрабатывающему крепкие горные породы сложно-структурного месторождения, которым является Алмалыкский горно-металлургический комбинат.

Ключевые слова: скважина; конструкция; заряд ВВ; кумулятивный эффект; подошва уступа; глубина пробития; высота кумулятивной облицовки; действие детонационной волны; численное моделирование; эмульсионные взрывчатые вещества

Одним из наиболее энергоемких процессов добычи твердых полезных ископаемых является взрывоподготовка горной массы, которая во многом определяет эффективность и себестоимость добычи. От качества взрывной подготовки зависят результаты работы всего технологического комплекса.



Рис. 1. Экспериментальный участок для проведения опытно-промышленного испытания разработанного способа дробления

Интенсификация эффективности горных работ за счет совершенствования взрывных технологий позволяет обеспечить повышение темпов и эффективности развития экономики горнодобывающих стран.

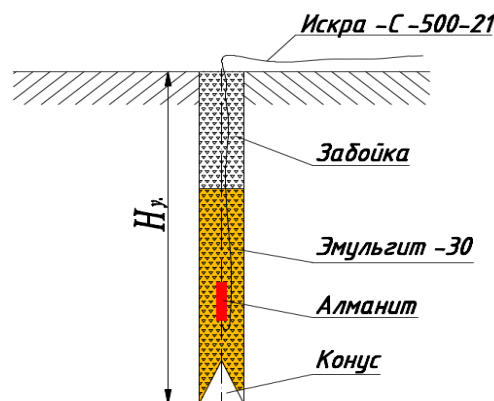


Рис. 2. Конструкция скважинного заряда ВВ с использованием кумулятивного эффекта

Широкий диапазон изменения физико-механических характеристик и многообразие горно-технологических свойств пород сложноструктурных месторождений требует индивидуального подхода к выбору рациональных технологических параметров горных работ для каждого разрабатываемого участка. В первую очередь это касается подготовки пород к выемке взрывным способом.



Рис. 3. Измерение глубины скважин глубиномером

Промышленное испытание разработанного способа разрушения массива горных пород скважинных зарядов ВВ с кумулятивным эффектом

Буровзрывные работы (БВР) в современных условиях работы горнодобывающих предприятий пока остаются практически единственным способом разрушения прочных горных пород. Являясь начальным процессом технологии добычи, буровзрывные работы определяют эффективность всех последующих процессов: от погрузки и транспортирования до механического дробления и переработки минерального сырья. Равномерность и крупность дробления массива, процент выхода негабарита, проработка подошвы уступа, величина перебура скважин, ширина развала горной массы – эти и другие характеристики в основном определяют качество проведенных БВР. В связи с этим исследование и разработка новых конструкций скважинных зарядов, позволяющих обеспечить необходимое качество взорванной массы, уменьшить величину перебура скважин и улучшить проработку подошвы уступа, является важной задачей, решение которой будет способствовать повышению экономической эффективности работы горных предприятий.

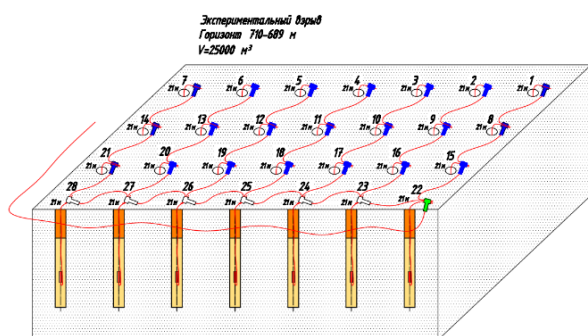


Рис. 4. Неэлектрическая схема взрывания скважинных зарядов базовым способом

Существующая технология ведения взрывных работ с использованием сплошных или рассредоточенных скважинных зарядов ВВ предполагает наличие перебура на нижележащий горизонт для проработки подошвы разрабатываемого уступа. При этом происходит разрушение верхней части нижележащего уступа, что приводит к обрушению устьев взрывных скважин при последующем обрушении нижележащего горизонта. Потеря части скважин за счет обрушения, наносит технический и экономический ущерб

горному предприятию, особенно разрабатывающему крепкие горные породы сложноструктурного месторождения, которым является Алмалыкский горно-металлургический комбинат [1].

Алмалыкский горно-металлургический комбинат на сегодняшний день является одним из лидеров по разработке месторождения открытым способом и активно уделяет внимание повышению прогресса науки, а также инновационным проектам. В геологическом отношении месторождение «Ёшлик 1» вулканогенные образования нижнего девона подразделяется на три горизонта (снизу вверх): андезитовых порфириров, кварцевых порфириров и андезито-дацитовых порфириров с коэффициентом крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова $f=14-15$, но имеет значительно меньшие размеры.

Наличие перебура взрывных скважин требует дополнительного расхода бурения и взрывчатых веществ и как отмечалось разбивает при взрыве нижележащий горизонт, что снижает эффективность буровзрывных работ. Кроме того, взрыв части заряда в перебуре вызывает сейсмическую волну, которая может негативно сказываться на сохранности охраняемых объектов [2-10].

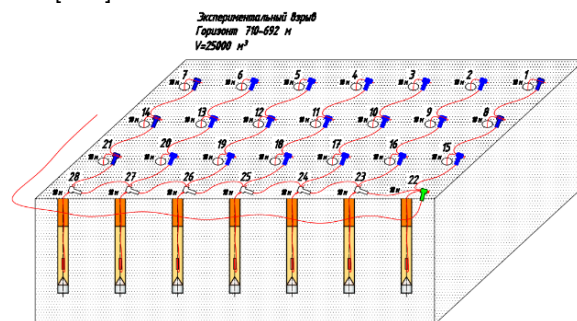


Рис 5. Неэлектрическая схема взрывания скважинных зарядов с кумулятивным эффектом

Эффективность взрывного разрушения горных пород на карьерах определяется большим количеством факторов, одним из важных факторов является величина перебура скважины.

В зависимости от физико-механических свойств горного массива и высоты уступа длина перебура скважины изменяется от 2 до 3 м. Наличие перебура скважины на 20-30% увеличивает затраты на бурение и взрывчатые вещества (ВВ), ухудшает разрушение верхней части массива и увеличивает трещиноватость верхних слоёв нижележащего уступа.

В связи с этим, исследование и разработка новых конструкций скважинных зарядов, позволяющих обеспечить необходимое качество взорванной горной массы, уменьшить величину перебура скважин и улучшить проработку подошвы уступа, решение которой будет способствовать повышению экономической эффективности работы горных предприятий является актуальной научно-технической и практической задачей горного производства. На основе проведенных исследований разработана конструкция скважинного заряда ВВ с кумулятивным эффектом на, рис. 1 приведена конструкция традиционная применяемая при практики ведения буровзрывных работ в условиях карьеров «Калмакыр» и «Ёшлик» и разработанная конструкция скважинного заряда ВВ с кумулятивным эффектом.

Формирование данной конструкции производят следующим образом (рис. 2). При этом диаметр конусной воронки равен диаметру скважины, а ее высота для скважин диаметром 250мм должна составлять 210÷250 мм. Теоретически обосновано, что оптимальный угол между стенками конуса воронки должен составлять 40-50°. Для установления эффективности разработанной конструкции были проведены промышленные экспериментальные исследования по определению параметров БВР с кумулятивными зарядами для рыхления скальных горных пород.

Для проведения полупромышленных испытаний предложенной конструкции скважинного заряда ВВ согласно утвержденной программы выделен участок с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протоdjяконова $f=14-16$ на горизонте 710-692 карьера «Ёшлик» АГМК и подготовлен экспериментальный взрывной блок № 11 с бурением скважин буровым станком СБШ-250МН диаметром 250 мм, расстояние между скважинами 7,5×7,5 м, между рядами 8×8 м, блок состоял из 29 скважин глубиной 18 м с уменьшением перебура на 3 м по сравнению с базовым способом, для заряжения скважин использовалось взрывчатое вещество типа АНФО, применяемое при базовом способе взрывания на карьере «Ёшлик».

Таблица 1

Экономические показатели разработанного способа дробления горных пород скважинными зарядами ВВ с кумулятивным эффектом

Показатели	Способы взрывания массива горных пород	
	базовый	новый
Высота уступа, м	18	18
Глубина основных скважин, м с перебуром	21	-
Глубина основных скважин, м без перебура		18
Диаметр скважин, мм	250	250
Сетка взрывных скважин, м	7,5×7,5	7,5×7,5
Число основных взрывных скважин в блоке, шт.	29	29
Вес ВВ в основной скважине, кг	698	616
Общий вес ВВ в скважинах, кг	20242	17864
Длина заряда в скважине, м	11,5	9
Объем взорванной горной массы, м ³	25000	25000
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,75	0,58
Стоимость 1 т ВВ, сум. тыс.	2734,0	2734,0
Затраты на ВВ, сум. тыс.	2734,0×20,42=55828,8	2734,0×17,8=48801,9
Цена используемых вспомогательных материалов на 1 метр скважин, сум.тыс.	26,702	26,702
- Долоито шарошечные		
- Штанги буровые		
- Масло		
- Масло индустриальное		
- Основная зарплата		
- Отчисления		
- Амортизация		
- Общецеховые расходы		
- Эл. энергия		
- Услуги ЭВМ		
Всего расход используемых вспомогательных материалов на 1 метр скважин, сум.тыс.	16261,0	13938,0
Общее пробуренных длина скважины м.	609	522
- конусная облицовка (за 29 шт.), сум.тыс.	-	4263,5
Фактический экономический эффект ВВ и вспомогательных материалов на 1 метр скважин:		13942,5
Фактический экономический эффект на 25000 м ³ взорванной горной массы составил (в ценах по состоянию 24.09.2020 г.), сум.тыс.	-	9679,0

На участке экспериментального блока скважины были пробурены в скальных породах, идентичных базовому способу с коэффициентом крепости по шкале проф. М. М. Протоdjяконова $f=14-16$. Глубина скважины составляла 18 м, при базовом составляет 21 м. Конструкция заряда была принята сплошной колонковой с обратным инициированием одним промежуточным детонатором.

Вес основного заряда (АНФО) составлял для каждой скважины 616 кг с удельным расходом ВВ 0,58 кг/м³, при базовом составляет 698 кг, с удельным расходом ВВ 0,75 кг/м³.

Для инициирования основного заряда использовался промежуточный детонатор из взрывчатого вещества Аммонита, диаметром 90 мм и массой 2 кг. Взрывание скважинных зарядов произ-

водилось с применением неэлектрической системы инициирования СИНВ. Для создания конструкции скважинного заряда ВВ с кумулятивным эффектом был применен металлический конус, изготовленный из стали толщиной 2 мм и материала полиэтилена высокого давления. Диаметр конуса был равен 220 мм, что на 30 мм меньше диаметра скважины. Далее закладывали заряд ВВ (АНФО) массой 2 кг. Над конусной облицовкой вместе с зарядом ВВ устанавливали промежуточный детонатор марки КД-Искра С-16 ВВ Алмаит. Конструкция заряда была принята сплошной колонковой с обратным инициированием одним промежуточным детонатором.

Таблица 2

Экономические показатели разработанного способа дробления горных пород скважинными зарядами ВВ с кумулятивным эффектом с вставкой конуса из полиэтилена высокого давления

Показатели	Способы взрывания массива горных пород	
	базовый	новый
Высота уступа, м	18	18
Глубина основных скважин, м с перебуром	21	-
Глубина основных скважин, м без перебура		18
Диаметр скважин, мм	250	250
Сетка взрывных скважин, м	7,5×7,5	7,5×7,5
Число основных взрывных скважин в блоке, шт.	29	29
Вес ВВ в основной скважине, кг	698	616
Общий вес ВВ в скважинах, кг	20242	17864
Длина заряда в скважине, м	11,5	9
Объем взорванной горной массы, м ³	25000	25000
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,75	0,58
Стоимость 1 т ВВ, сум. тыс.	2734,0	2734,0
Затраты на ВВ, сум. тыс.	2734,0×20,42=55828,8	2734,0×17,8=48801,9
Цена используемых вспомогательных материалов на 1 метр скважин, сум.тыс.	26,702	26,702
- Долоито шарошечные		
- Штанги буровые		
- Масло		
- Масло индустриальное		
- Основная зарплата		
- Отчисления		
- Амортизация		
- Общецеховые расходы		
- Эл. энергия		
- Услуги ЭВМ		
Всего расход используемых вспомогательных материалов на 1 метр скважин, сум.тыс.	16261,0	13938,0
Общее пробуренных длина скважины м.	609	522
- конусная облицовка из полиэтилена высокого давления (за 29 шт.), сум.тыс.	-	991,0
Фактический экономический эффект ВВ и вспомогательных материалов на 1 метр скважин:		13942,5
Фактический экономический эффект на 25000 м ³ взорванной горной массы составил (в ценах по состоянию 24.09.2020 г.), сум.тыс.	-	12951,6

На рис. 4 и 5 представлены схемы взрывания базовым способом и разработанным способом разрушения массива горных пород скважинными зарядами ВВ с кумулятивным эффектом. При полупромышленных испытаниях разработанной конструкции скважинного заряда ВВ с кумулятивным эффектом была взорвана горная масса в объеме 25 000 м³. Основными факторами, определяющими эффективность предлагаемого нового способа взрывания по отношению к базовому способу, приняты гранулометрический состав взорванной горной массы и проработка подошвы уступа. Определение гранулометрического состава взорванной горной массы и проработки подошвы уступа, основанной на марк-

шейдерских съемках показал, что применение разработанной конструкции скважинного заряда ВВ с кумулятивным эффектом позволило достичь снижение среднего размера куса взорванной горной массы на 5%, а также достигнуто уменьшение перебура скважины на 3 м. При определении экономических показателей стоимость материалов и работ получены с Кальмакырского рудоуправления. При полупромышленных испытаниях разработанной конструкции скважинного заряда ВВ с кумулятивным эффектом была взорвана горная масса в объеме 25 000 м³. Расчет экономической эффективности при применении разработанной конструкции скважинных зарядов ВВ с кумулятивным эффектом выполнен в соответствии с «Методикой определения экономической эффективности использования в народном хозяйстве новой техники, изобретений и рационализаторских предложений» [11]. Годовой экономический эффект от применения предлагаемого способа разрушения массива горных пород скважинных зарядов ВВ с кумулятивным эффектом определялся по формуле:

$$\mathcal{E} = [(C_1 - C_2) - E(K_1 - K_2)] \cdot V_T, \text{ сум/год}, \quad (1)$$

где C_1, C_2 – общие эксплуатационные затраты до и после внедрения способа, руб/м³;

E – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений; K_1, K_2 – удельные капитальные затраты до и после внедрения способа, сум/м;

V_T – годовой объем взрывааемой горной массы, м³.

Эксплуатационные затраты на бурение и взрывание массива разнопрочных горных пород, соответственно, определяются по формулам:

$$C_{B(1,2)} = C_B \cdot L_{(1,2)}, \text{ сум/м}, \quad (2)$$

$$C_{B(1,2)} = C_B q_{(1,2)} + 3_B + M_B, \text{ сум/м}^3, \quad (3)$$

а капитальные затраты на бурение по формуле:

$$K_B = \frac{C_{CT}}{P_{CT}} L_{(1,2)}, \text{ сум/м}, \quad (4)$$

где C_B – себестоимость бурения 1 м скважины, сум/п.м.;

L_1, L_2 – объем бурения на 1 м³ взрывааемой горной массы до и после внедрения разработанного способа, м.

C_B – цена ВВ, сум/кг;

q_1, q_2 – удельный расход ВВ до и после внедрения способа, кг/м³;

3_B – зарплата взрывника в стоимости взрывания, сум;

M_B – стоимость материалов при взрывании 1 м³ горной массы, сум/м³;

C_{CT} – балансовая стоимость бурового станка, сум;

P_{CT} – годовая производительность бурового станка, п.м/год.

Данные проведенных расчетов приведены в табл. 1, 2.

1. Определены эффективные параметры кумулятивной воронки в конструкции скважинного заряда ВВ.

2. Разработана методика расчета параметров буровзрывных работ при дроблении горных пород зарядами, располагаемых на уступе без перебура, позволяющая эффективно оптимизировать затраты на бурение и взрывание.

3. При испытании разработанной конструкции скважинного заряда ВВ с кумулятивным эффектом получены положительные результаты и достигнута равномерность дробления горных пород, при этом снижен удельный расход ВВ на 23%.

Библиографический список:

1. Фарманов А.К. Алмалыкскому ГМК-60 лет Горный журнал 2009 → № 8 Спец. выпуск, С. 3-5.
2. Dang Van Kien. Investigation blasting vibration during excavation tunnel by drilling and blasting method in the urban conditions by two-dimension model. Journal of mining industry. Ha Noi. 2014. No 6. pp. 7–12.
3. Vo Trong Hung. Effects of drilling and blasting on the failure zone around underground construction. Journal of mining industry. Ha Noi. 2012. No 1. pp. 5–9.
4. Технология и безопасность взрывных работ. В. А. Белин, Б. Н. Кутузов, М. И. Ганопольский и др. – М.: Горное дело; Киммерийский центр, 2016. – 424 с.
5. Barton N. Choubey V. The shear strength of rock joints in theory and practice. – Rock Mechanics, 2017, Vol. 10. pp. 1-54.
6. Норов Ю.Д., Нутфуллаев Г.С. Специальная технология буровзрывных работ при строительстве дренажно-канализационной сети в сложных гидрогеологических условиях // Горный журнал. – Москва, – № 12, 2010. – С. 21-22.
7. Норов Ю.Д., Бунин Ж.В., Заиров Ш.Ш., Нутфуллаев Г.С. Интенсификация разрушения массива разнопрочных горных пород зарядами ВВ с кумулятивным эффектом // Горный журнал. – Москва, 2016. – № 2. – С. 16-20
8. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Нутфуллоев Г.С., Таджиев Ш.Т., Равшанова М.Х. Конструкция скважинного заряда взрывчатых веществ с кумулятивным эффектом // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – Екатеринбург, 2017. – № 7. – С. 70-77.
9. Умаров Ф.Я., Нутфуллоев Г.С., Назаров З.С., Шарипов Л.О. Повышение эффективности проходки подземных горных выработок с использованием шпуровых зарядов с кумулятивным эффектом // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2019. – № 1. – С. 80-82.
10. Умаров Ф.Я., Нутфуллоев Г.С., Заиров Ш.Ш., Назаров З.С. Методика исследования действия взрыва скважинных зарядов взрывчатых веществ с кумулятивным эффектом при дроблении горных пород. г. Алмалык, 2020 -28с.
11. Безсонов Н.В. Пособие для расчёта экономического эффекта от использования изобретений и рационализаторских предложений. – М.: ВНИИПИ, 1983. – 96 с.

ОБОСНОВАНИЕ И ВЫБОР РАЦИОНАЛЬНЫХ И ЖЕСТКОСТНЫХ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМЫ ПОДАЧИ БУРОВОГО СТАНКА



Муминов Р.О.,
доцент кафедры «Технология машино-
строения» НГГИ, к.т.н.



Зарипов Ш.У.,
зам. нач. центрального проектного
бюро НГМК, к.т.н.



Курбонов У.К.,
магистрант кафедры «Технология ма-
шиностроения» НГГИ



Равшанов Ж.Ш.,
магистрант кафедры «Технология
машиностроения» НГГИ

Maqolada pnevmohidravlik akkumulyatorlardan foydalangan holda burg'ilash stavining o'zativchi tizimini gidravlik silindrlarini ratsional va bikrlilik parametrlari ularning konstruktiv chiziqli o'lchamlari asosida burg'ilash moslamalarini o'zativchi tizimining bikrligiga arqon polisplastining tortish sxemasiga ta'sirini tahlili ko'rib chiqilgan.

Tayanch iboralar: bikrlilik, dinamik parametrlari, gidravlik silindr, akkumulyator, polisplast, burg'ilash dastgohi, aylantiruvchi va o'zativchi tizim.

В статье рассмотрен анализ влияния рациональных и жесткостных параметров гидроцилиндров системы подачи бурового става с применением пневмогидравлических аккумуляторов и схемы запасовки канатного полиспаста на жесткость системы подачи буровых станков исходя из их конструктивных линейных размеров.

Ключевые слова: жесткость, динамические параметры, гидроцилиндр, аккумулятор, полиспаст, буровой станок, система подачи и вращения.

В динамической системе подачи бурового станка причиной механических колебаний (вибраций) является неравномерное по траектории движение долота. Под динамической системой подразумевают совокупность тел, обладающих массой и способных совершать относительное движение [1].

Под воздействием периодически изменяющихся сил узлы бурового станка совершают вынужденные упругие колебания, которые становятся особенно сильными в зоне резонанса, когда частота возмущающей силы совпадает с частотой собственных колебаний системы подачи. Вероятность возникновения резонансного режима возрастает с увеличением скорости движения долота.

Борьба с колебаниями становится неотъемлемым условием обеспечения высокого качества бурового станка. Она ведется на этапах проектирования, доводки, серийного производства и эксплуатации машины. Уменьшение вертикальных колебаний бурового става станка может быть обеспечено, либо изменением частот собственных колебаний (в основном за счет изменения осевой жесткости), либо увеличением демпфирования.

Задача исследования состоит в разработке эквивалентной динамической схемы системы подачи, позволяющей определить частоту и форму собственных колебаний и в

изыскании способов и средств уменьшения амплитуд колебаний при резонансе.

Выполненный нами ранее анализ условий закрепления гидроцилиндров, характера нагружения их штоков, устойчивости схемы их применения, показал, что системы подачи современных буровых станков должны быть сконструированы на основе монтажного положения гидроцилиндра (с коэффициентом мультипликации -

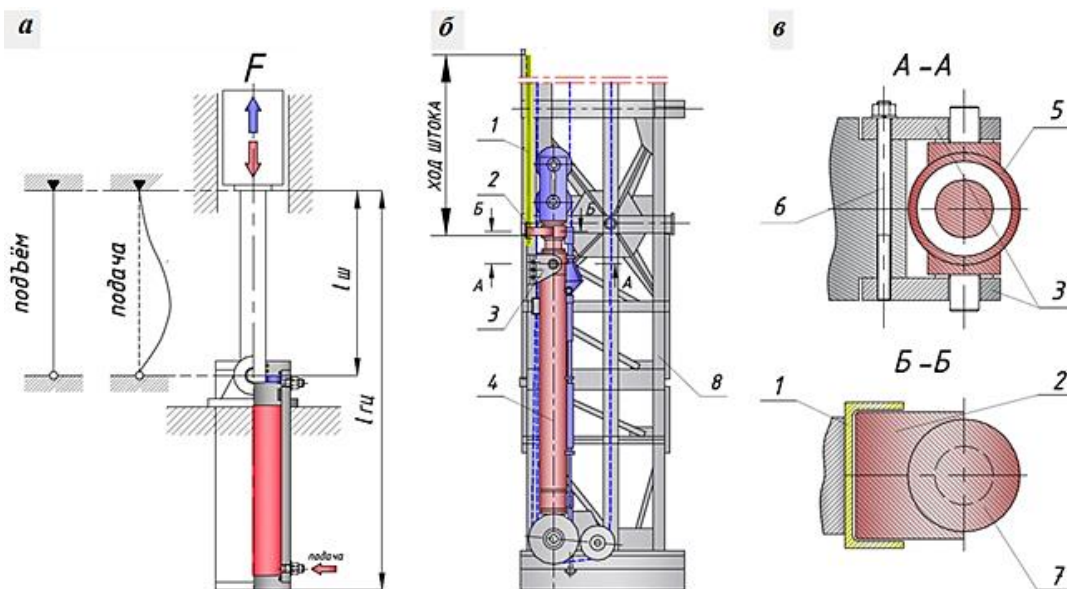


Рис. 1. Рекомендуемая монтажная схема гидроцилиндров системы подачи бурового станка БШ – 250МНА-32 и его модификаций:

а - монтажное положение гидроцилиндра и графическая схема нагрузки штока, б - возможное размещение шарнирной опоры крепления корпуса гидроцилиндра в мачте и направляющей ограничения поперечных перемещений штока, в - варианты конструкции шарнирной опоры гидроцилиндра и направляющей ограничения поперечных перемещений штока; 1 - направляющая ограничения поперечных перемещений штока; 2 - направляющий сухарь штока; 3 - шарнирная опора гидроцилиндра; 4 - гидроцилиндр подачи; 5 - корпус гидроцилиндра системы подачи; 6 - крепежная шпилька шарнирной опоры; 7 - шток гидроцилиндра; 8 - мачта станка.

Сравнение схем гидроцилиндров

Типы гидроцилиндров	1. Гидроцилиндр с подвижным поршнем верхнего штока и «плавающим» корпусом. Нижний шток жестко закреплен в нижнем поясе мачты (TH-100 Ingersoll – Rand)	2. Гидроцилиндр с неподвижным поршнем и подвижным корпусом. Шток жестко закреплен в нижнем и верхнем поясе мачты (DM-M2 Ingersoll – Rand)
Монтажное положение гидроцилиндра и графическая схема нагрузки штока		
$l_{пр}$	2/ш	0,5/ш
k_H	1	1
i_{II}	3	2
S_A	S_{II}	$S_{ш}$
Типы гидроцилиндров	3. Гидроцилиндр с подвижным поршнем и неподвижным корпусом. Корпус шарнирно закреплен в нижнем поясе мачты (2СБШ – 200, 6СБШ – 200-60)	4. Гидроцилиндр с подвижным поршнем и неподвижным корпусом. Корпус жестко закреплен в нижнем поясе мачты (СБШ – 250МНА-32)
Монтажное положение гидроцилиндра и графическая схема нагрузки штока		
$l_{пр}$	0,7/ш	2 /ш
k_H	1,2	1,3
i_{II}	1	4
S_A	$S_{ш}$	S_{II}

$\alpha_\mu=1$ [2,3]) схемы табл. 1., или монтажного положения гидроцилиндра (с коэффициентом мультипликации - $\alpha_\mu > 1$ [5]), приведенного на рис. 1. Эквивалентные динамические схемы систем подачи в режиме бурения, включающих канатные двухветвевые полиспасты (с коэффициентом полиспастности $i_{II} > 1$) и гидроцилиндр

с коэффициентами мультипликации - $\alpha_\mu = 1$ или два гидроцилиндра с коэффициентами мультипликации - $\alpha_\mu > 1$, приведены на рис. 2.

В полиспасте системы подачи стальной канат испытывает большие растягивающие усилия и может быть представлен как

жесткий металлический стержень, поперечное сечение - $S_{кан}$ которого определяется с учетом полноты его заполнения металлом, характеризуемой коэффициентом k_k [2,3,4,5]. Так, осевую жесткость канатов C_v одной ветви полиспаста системы подачи бурового станка можно представить в виде [2,3]:

$$C_v = k_k \frac{S_{кан} E}{l_k}, \text{ Н/м} \quad (1)$$

где k_k - безразмерный коэффициент, учитывающий полноту заполнения сечения каната металлом, равный

$$k_k = \pi/4; \quad (2)$$

$S_{кан}$ - сечение каната, м^2 , равное:

$$S_{кан} = \pi d_k^2 / 4, \text{ м}^2 \quad (3)$$

здесь: d_k - наружный диаметр каната, м; E - модуль упругости материала каната при растяжении, Н/м^2 , равный для стальных канатов $E = 2,1 \cdot 10^{11}$, Н/м^2 ; l_k - длина одной ветви каната полиспаста системы подачи, м.

Длина одной ветви каната полиспаста - l_k составляет:

- для системы подачи с гидроцилиндром с коэффициентом мультипликации - $\alpha_\mu = 1$:

$$l_k = l_{пн} / i_{пн}, \text{ м}, i_{пн} = 2 \quad (4)$$

- для системы подачи с гидроцилиндром с коэффициентом мультипликации - $\alpha_\mu > 1$

$$l_k = i_{пн} l_{пн}, \text{ м}, i_{пн} = 4 \quad (5)$$

где $l_{пн}$ - ход непрерывной подачи долота, м. $l_{пн}$ - ход непрерывной подачи долота, м.

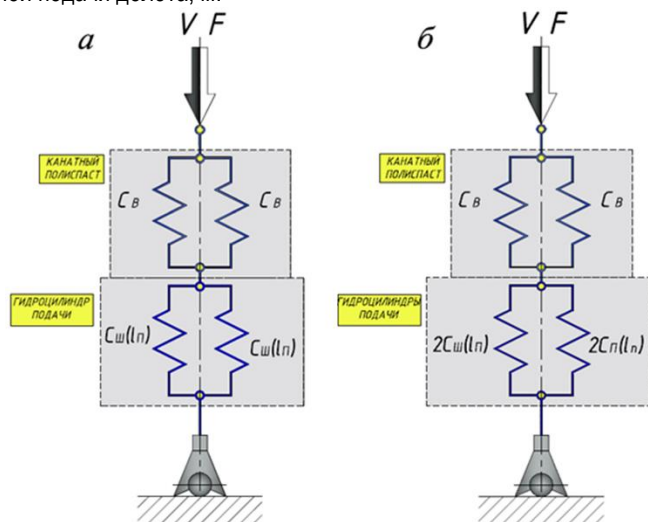


Рис. 2. - Эквивалентная динамическая схема системы подачи бурового станка:

а - с одним гидроцилиндром

(с коэффициентом мультипликации - $\alpha_\mu = 1$); б - с двумя гидроцилиндрами (с коэффициентом мультипликации - $\alpha_\mu > 1$).

Уравнение (1) с учетом выражений (2), (4) и (5) принимает вид: - для системы подачи с гидроцилиндром с коэффициентом мультипликации - $\alpha_\mu = 1$ (рис. 2а):

$$C_{ва} = E \frac{\pi}{4} \frac{i_{пн}}{l_{пн}} S_{кан} = E \frac{\pi}{2} \frac{S_{кан}}{l_{пн}}, \text{ Н/м} \quad (6)$$

- для системы подачи с гидроцилиндром с коэффициентом мультипликации - $\alpha_\mu > 1$ (см. рис. 2б):

$$C_{вб} = E \frac{\pi}{4} \frac{S_{кан}}{i_{пн} l_{пн}} = E \frac{\pi}{16} \frac{S_{кан}}{l_{пн}}, \text{ Н/м} \quad (7)$$

В соответствии с результатами, приведенными в работах [6,7], жесткость i -той полости гидроцилиндра - C_i без учета жесткости трубопровода определяется упругой деформацией объема рабочей жидкости - V_i находящегося под давлением по известной зависимости:

$$C_i = \frac{E_{ж} S_i^2}{V_i}, \text{ Н/м} \quad (8)$$

где $E_{ж}$ - модуль упругости рабочей жидкости (минерального масла), Па, $E_{ж} = 1,4 \cdot 10^9$, Па [7, 8]; S_i - площадь активного сечения i -той полости гидроцилиндра, м^2 .

Причем, его суммарная продольная жесткость гидроцилиндра C_Σ определяется из условия одновременной деформации объемов рабочей жидкости в полостях давления и противодавления в соответствии с расчетными схемами, приведенными на рис. 3а, б:

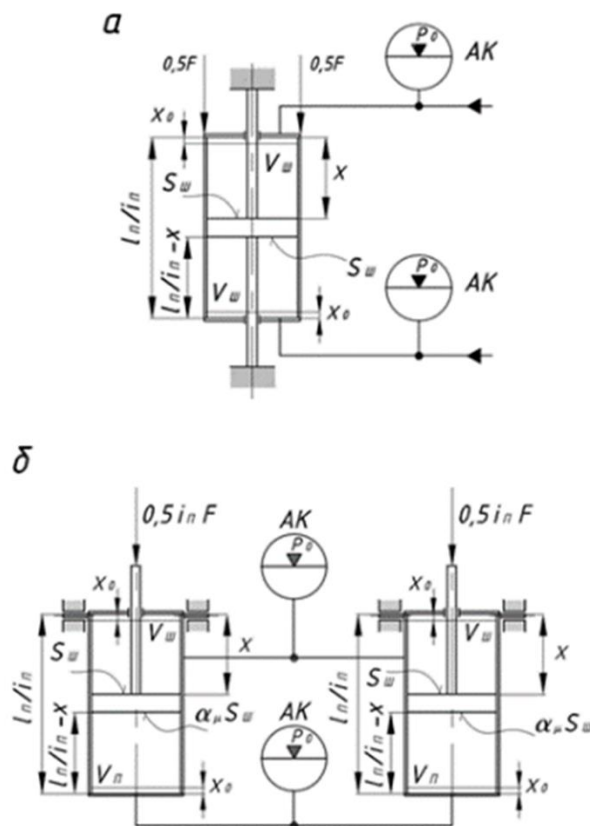


Рис. 3. Расчетная схема определения полной (суммарной) продольной жесткости гидроцилиндра:

а - с одним гидроцилиндром (с коэффициентом мультипликации - $\alpha_\mu = 1$); б - с двумя гидроцилиндрами (с коэффициентом мультипликации - $\alpha_\mu > 1$).

- для системы подачи с гидроцилиндром с коэффициентом мультипликации - $\alpha_\mu = 1$ (рис. 3а):

$$C_{\Sigma a} = C_{ш1a} + C_{ш2a}, \text{ Н/м} \quad (9)$$

где $C_{ш1a}$ - жесткость полости высокого давления,

$$C_{ш1a} = E_{ж} S_{ш} \frac{1}{\frac{l_{пн}}{i_{пн}} - x}, \text{ Н/м}; \quad (10)$$

$C_{ш2a}$ - жесткость полости низкого давления,

$$C_{ш2a} = E_{ж} S_{ш} \frac{1}{x}, \text{ Н/м}. \quad (11)$$

Уравнение (9) с учетом выражений (10) и (11) принимает вид:

$$C_{\Sigma a} = E_{ж} S_{ш} \left(\frac{1}{\frac{l_{пн}}{i_{пн}} - x} + \frac{1}{x} \right), \text{ Н/м} \quad (12)$$

- для системы подачи с гидроцилиндром с коэффициентом мультипликации - $\alpha_\mu > 1$ (см. рис. 3б) при

$$V_{пн} = \alpha_\mu S_{ш} \left(\frac{l_{пн}}{i_{пн}} - x \right), \text{ м}^3, \quad (13)$$

$$V_{ш} = S_{ш} x, \text{ м}^3 \quad (14)$$

$$C_{\Sigma б} = C_{пб} + C_{шб}, \text{ Н/м} \quad (15)$$

где $C_{пб}$ - жесткость полости высокого давления,

$$C_{пб} = E_{ж} S_{ш} \frac{\alpha_\mu}{\frac{l_{пн}}{i_{пн}} - x}, \text{ Н/м} \quad (16)$$

$C_{шб}$ - жесткость полости низкого давления,

$$C_{шб} = E_{ж} S_{ш} \frac{1}{x}, \text{ Н/м} \quad (17)$$

здесь $x_0 \leq x \leq l_{п}/i_{п} - x_0$ - диапазон изменения хода штока - x , м (x_0 - высота масляной «подушки» полости гидроцилиндра, $x_0 = 10^{-2} l_{п}/i_{п}$, м (18)).

Уравнение (15) с учетом выражений (16) и (17) принимает вид:

$$C_{\Sigma б} = E_{ж} S_{ш} \left(\frac{\alpha_{\mu}}{i_{п}} - x + \frac{1}{x} \right), \text{ Н/м} \quad (19)$$

Далее, рассмотрим работу гидроцилиндров подачи с применением пневмогидравлических аккумуляторов, присоединенных в режиме бурения, как к полости высокого давления, так и к полости низкого давления.

Принцип работы аккумулятора основан на законах термодинамики, и его рабочее давление определяется соотношением между его объемом и давлением газа, заключенного в газовой полости. Основным уравнением, характеризующим рабочий процесс пневмогидравлического аккумулятора, является уравнение газового состояния [5,6,8] в его пневматической полости:

$$p_i V_{Ai}^{n_v} = \text{const} \quad (20)$$

где p_i - давление в пневматической полости аккумулятора, Па; V_{Ai} - объем пневматической полости аккумулятора, м³; n_v - показатель политропы.

При изотермическом процессе работы пневмогидравлического аккумулятора (полный теплообмен) показатель политропы (изотермы) равен $n_v = 1$. При адиабатическом процессе работы пневмогидравлического аккумулятора (теплообмен газа с окружающей средой отсутствует) показатель политропы (адиабаты) составляет $n_v = 1,4$.

На практике изменение состояния газа происходит в зависимости от скорости изменения осевого усилия на долоте в диапазоне между изотермическим и адиабатическим процессами. Такое изменение состояния газа называется политропным $1 \leq n_v \leq 1,4$.

В настоящем исследовании принят показатель равный $n_v = 1,4$ [5, 6, 8], характеризующий отсутствие теплообмена газа с окружающей средой (самый тяжелый режим теплообмена).

Жесткость аккумулятора, в соответствии с результатами, полученными в работе [7], подключенного:

- к штоковой полости гидроцилиндра (см. рис.2 а):

$$C_{акш} = \frac{n_v S_{ак}^2}{\Delta h_{n \max} (1 + \frac{\Delta h_n}{\Delta h_{n \max}})^{n_v+1}} p_0, \text{ Н/м} \quad (21)$$

- к поршневой полости гидроцилиндра (см. рис.3б):

$$C_{акп} = \frac{n_v S_{ак}^2}{\Delta h_{n \max} (1 + \frac{\Delta h_n}{\Delta h_{n \max}})^{n_v+1}} \alpha_{\mu} p_0, \text{ Н/м} \quad (22)$$

где $S_{ак}$ - площадь эффективного сечения аккумулятора, м²; Δh_n - уменьшение текущего значения осевого перемещения поршня (корпуса) гидроцилиндра подачи от деформации эластичной камеры аккумулятора заполненной газом, м; $\Delta h_{n \max}$ - максимальное значение уменьшения осевого перемещения поршня (корпуса) гидроцилиндра подачи от деформации эластичной камеры аккумулятора заполненной газом, м, равное,

$$\Delta h_{n \max} = 0,1 x_0 = 10^{-3} l_{п}/i_{п}, \quad (23)$$

где p_0 - зарядное давление в газовой полости аккумулятора (максимальное избыточное давление компрессора бурового станка), Па.

Опираясь на результаты, полученные кандидатом технических наук Губенко А.А. с достаточной степенью точности отношение $\Delta h_n / \Delta h_{n \max}$ можно принять равным:

$$\Delta h_n / \Delta h_{n \max} = 0,1 \quad (24)$$

Уравнения (21) и (22) с учетом (23) и (24) принимают вид:

$$C_{акш} = 10^3 \frac{n_v S_{ак}^2}{1,1^{n_v+1} l_{п}/i_{п}} p_0, \text{ Н/м} \quad (25)$$

$$C_{акп} = 10^3 \frac{n_v S_{ак}^2}{1,1^{n_v+1} l_{п}/i_{п}} \alpha_{\mu} p_0, \text{ Н/м} \quad (26)$$

Суммарная продольная жесткость гидроцилиндра - C_{Σ} , при условии применения пневмогидравлических аккумуляторов в обеих полостях, определится, в соответствии с расчетными схемами, приведенными на рисунке 2 а,б, и уравнениями (9), (25), (25) и (26):

- для системы подачи с гидроцилиндром с коэффициентом мультипликации - $\alpha_{\mu} = 1$ (см. рис. 3а):

$$C_{\Sigma а} = \frac{C_{ш1а} C_{акш}}{C_{ш1а} + C_{акш}} + \frac{C_{ш2а} C_{акш}}{C_{ш2а} + C_{акш}}, \text{ Н/м} \quad (27)$$

или

$$C_{\Sigma а} = \frac{\frac{n_v S_{ак}^2}{(i_{п} - x) 1,1^{n_v+1} l_{п}/i_{п}}}{\frac{1}{10^3 (i_{п} - x) p_0} + \frac{n_v S_{ш}^2}{E_{ж} S_{ш} 1,1^{n_v+1} l_{п}/i_{п}}} + \frac{\frac{n_v S_{ак}^2}{x 1,1^{n_v+1} l_{п}/i_{п}}}{\frac{1}{10^3 x p_0} + \frac{n_v S_{ш}^2}{E_{ж} S_{ш} 1,1^{n_v+1} l_{п}/i_{п}}}, \text{ Н/м} \quad (28)$$

- для системы подачи с гидроцилиндром с коэффициентом мультипликации - $\alpha_{\mu} > 1$ (рис. 3б):

$$C_{\Sigma б} = \frac{2C_{шб} C_{акш}}{2C_{шб} + C_{акш}} + \frac{2C_{пб} C_{акп}}{2C_{пб} + C_{акп}}, \text{ Н/м} \quad (29)$$

или

$$C_{\Sigma б} = \frac{\frac{n_v S_{ак}^2}{1,1^{n_v+1} l_{п}/i_{п}}}{\frac{1}{10^3 p_0} + \frac{x}{2 E_{ж} S_{ш} 1,1^{n_v+1} l_{п}/i_{п}}} + \frac{\frac{n_v S_{ак}^2 \alpha_{\mu}}{(i_{п} - x) 1,1^{n_v+1} l_{п}/i_{п}}}{\frac{1}{10^3 (i_{п} - x) p_0} + \frac{n_v S_{ш}^2}{2 E_{ж} S_{ш} 1,1^{n_v+1} l_{п}/i_{п}}}, \text{ Н/м} \quad (30)$$

Далее в соответствии с расчетной схемой, представленной на рисунке 4а, полная (приведенная) податливость системы подачи с одним гидроцилиндром (с коэффициентом мультипликации $\alpha_{\mu} = 1$) $1/\Sigma C_a$ определится как сумма податливостей гидроцилиндра с пневмогидравлическими аккумуляторами обеих полостей и двух-ветвевое полиспаста:

$$\frac{1}{\Sigma C_a} = \frac{1}{C_{\Sigma а}} + \frac{1}{2C_{ва}} = \frac{2C_{ва} + C_{\Sigma а}}{2C_{ва} C_{\Sigma а}}, \text{ м/Н} \quad (31)$$

Откуда полная (приведенная) жесткость системы подачи составит:

$$\Sigma C_a = \frac{2C_{ва} C_{\Sigma а}}{2C_{ва} + C_{\Sigma а}}, \text{ Н/м} \quad (32)$$

В свою очередь согласно схеме (см. рис. 2б) для системы подачи с двумя гидроцилиндрами (с коэффициентом мультипликации - $\alpha_{\mu} \geq 1$ каждый) полная (приведенная) податливость системы подачи $1/\Sigma C_b$ определится как сумма податливостей гидроцилиндров с пневмогидравлическими аккумуляторами обеих полостей и двух ветвевое полиспаста:

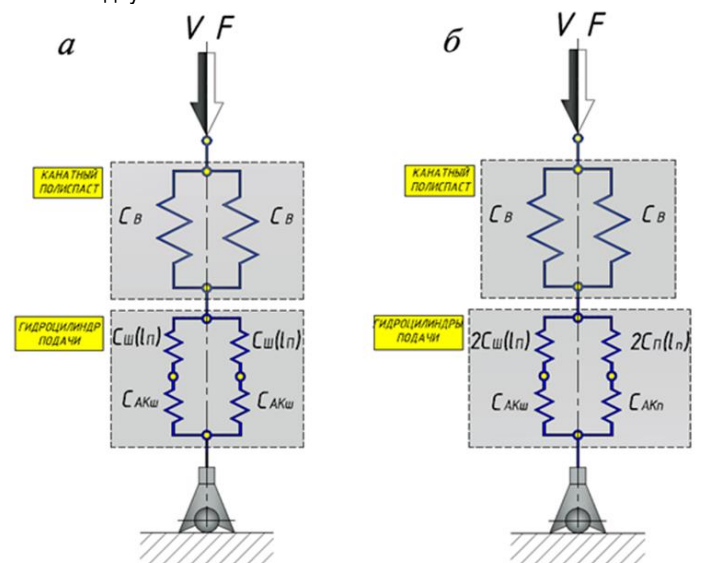


Рис. 4. Эквивалентная динамическая схема системы подачи бурового станка с учетом применения пневмогидравлического аккумулятора:

а – с одним гидроцилиндром (с коэффициентом мультипликации - $\alpha_\mu = 1$); б – с двумя гидроцилиндрами (с коэффициентом мультипликации - $\alpha_\mu > 1$).

$$\frac{1}{\Sigma C_6} = \frac{1}{C_{\Sigma 6}} + \frac{1}{2C_{\text{вб}}}, \text{ м/Н} \quad (33)$$

Соответственно уравнение полной (приведенной) жесткости системы подачи имеет вид:

$$\Sigma C_6 = \frac{2C_{\text{в}}C_{\Sigma 6}}{2C_{\text{в}} + C_{\Sigma 6}}, \text{ Н/м} \quad (34)$$

На рис. 4 а, б представлены результаты моделирования зависимостей (32) и (34) полной (приведенной) продольной жесткости систем подачи с одним гидроцилиндром (с коэффициентом мультипликации $\alpha_\mu = 1$) и с двумя гидроцилиндрами (с коэффициентом мультипликации - $\alpha_\mu \geq 1$ каждый) от изменения хода штока – х (в диапазоне $x_0 \leq x \leq l_{\text{п}}/i_{\text{п}} - x_0$) в режиме бурения. Моделирование выполнено с использованием пакета прикладных программ Microsoft Excel при нижеследующих исходных данных: а -

для системы подачи бурового станка DM-M 2 фирмы Ingersoll – Rand США:

- коэффициент полиспастиности - $i_{\text{п}} = 2$;
- длина подачи $l_{\text{п}} = 12,2 \text{ м}$;
- диаметр каната $d_{\text{к}} = 27 \cdot 10^{-3} \text{ м}$;
- наружный диаметр поршня гидроцилиндра $d_{\text{п}} = 0,3 \text{ м}$;
- наружный диаметр штока гидроцилиндра $d_{\text{ш}} = 0,212 \text{ м}$;
- площадь штоковой полости $S_{\text{ш}} = 0,035 \text{ м}^2$;
- условный внутренний диаметр пневмогидравлического аккумулятора $d_{\text{ак}} = 38 \cdot 10^{-2} \text{ м}$;
- площадь эффективного сечения аккумулятора $S_{\text{ак}} = 96 \cdot 10^{-3} \text{ м}^2$;
- конструктивный объем пневмогидравлического аккумулятора $V_{\text{к}} = 25 \cdot 10^{-4} \text{ м}^3$.

Библиографический список:

1. Л.И. Кантович, Р.Ю. Подэрни, Р.О. Муминов. Влияние параметров вращательно–подающего механизма бурового станка на его производительность // ГИАБ, № 11, М.: изд-во «Горная книга», 2010. – С. 396 – 399.
2. В.Ф. Сандалов, Р.О. Муминов. Обоснование и выбор кинематических параметров бурового станка для обурирования породного массива тремя рядами взрывных скважин с одного места стояния // Материалы международной научно–технической конференции «Современная техника и технология горно–металлургической отрасли и пути их развития», Навои, изд-во НГМК, 2010. – С. 181 – 182.
3. Л.И. Кантович, С.В. Козлов, Р.О. Муминов. Обоснование и выбор параметров вращательно–подающего механизма карьерного бурового станка // ГИАБ, № 5, М.: изд-во «Горная книга», 2011. – С. 225 – 229.
4. Л.И. Кантович, Р.О. Муминов. Обоснование и выбор жесткостных параметров виброзащитного вращательно–подающего механизма карьерного бурового станка // Сборник докладов 7–й Международной научной школы молодых ученых и специалистов «Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых». М.: Изд – во ИПКОН РАН, 2010. – С. 255 – 258.
5. R.Y. Poderni, M.R. Chromoy & V.F. Sandalov, N.V. Popovic. Power pack characteristic selection for rotary blasthole drill rig with advanced hydro-static drive. Book of papers. Mine Planning and Equipment Selection, Rotterdam, 1998, pp. 633-638.
6. Подэрни Р.Ю. Горные машины и комплексы для открытых работ: в 2 т, 4-е издание. – Изд-во МГГУ, 1999 и 2001.
7. Подэрни Р. Ю. Механическое оборудование карьеров: Учебник для вузов. – 6-е изд., перераб. и доп. – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2007. – 680 с.
8. Р.О. Муминов. Обоснование и выбор динамических параметров вращательно–подающего механизма бурового станка. Автореферат канд. дисс. М.: - МГГУ, 2012, - 24 с.

GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA 2021 №1 (84) pp 52-56

JUSTIFICATION AND SELECTION OF RATIONAL AND RIGID PARAMETERS OF THE DRILLING RIG FEED SYSTEM.

Mamadiyarov A.J. Assistant teacher of the Department of "Mechanical Engineering" NSMI. amamadiyarov09@gmail.com

Zaripov Sh.U. Deputy chief of the design bureau of NMMC @Shuhrat_Zaripov

Muminov R.O. Associate Professor of the Department of "Mechanical Engineering" NSMI. rashid_81@mail.ru

Kurbanov U.K. Master's student of the Department of "Mechanical Engineering" NSMI.

Ravshanov J.Sh. Master's student of the Department of "Mechanical Engineering" NSMI.

Navoi state mining institute, Navoi, Uzbekistan

Abstract: The article considers the analysis of the influence of the rational and stiffness parameters of the hydraulic cylinders of the drilling rod feed system using pneumohydraulic accumulators and the rope chain hoist storage scheme on the rigidity of the drilling rig feed system based on their structural linear dimensions.

Key words: rigidity, dynamic parameters, hydraulic cylinder, accumulator, pulley block, drilling rig, feed and rotation systems.

References

1. L.I. Kantovich, R. Yu. Poderni, R.O. Muminov. The influence of the parameters of the rotary - feeding mechanism of the drilling rig on its productivity // GIAB, No. 11, M.: publishing house "Gornaya kniga", 2010. - pp. 396 - 399.
2. V.F. Sandalov, R.O. Muminov. Justification and selection of kinematic parameters of a drilling rig for drilling a rock mass with three rows of blast holes from one station // Materials of the international scientific and technical conference "Modern equipment and technology of the mining and metallurgical industry and ways of their development", Navoi, publishing house NMMC, 2010. - pp. 181 - 182.
3. L.I. Kantovich, S.V. Kozlov, R.O. Muminov. Substantiation and selection of parameters of the rotary - feeding mechanism of a quarry drilling rig // GIAB, No. 5, M.: publishing house "Gornaya kniga", 2011. - pp. 225 - 229.
4. L.I. Kantovich, R.O. Muminov. Substantiation and selection of stiffness parameters of vibration-protective rotary-feeding mechanism of a quarry drilling rig // Collection of reports of the 7th International Scientific School of Young Scientists and Specialists "Problems of subsoil development in the XXI century through the eyes of young people." M.: Publishing house IPKON RAN, 2010. - pp. 255 - 258.
5. R.Y. Poderni, M.R. Chromoy & V.F. Sandalov, N.V. Popovic. Power pack characteristic selection for rotary blasthole drill rig with advanced hydro-static drive. Book of papers. Mine Planning and Equipment Selection, Rotterdam, 1998, pp. 633-638.
6. Poderni R.Yu. Mining machines and complexes for opencast works: in 2 tons, 4th edition. - Publishing house MGGU, 1999 and 2001.
7. Poderni R. Yu. Mechanical equipment of quarries: Textbook for universities. - 6th ed., Rev. and add. - M.: Publishing house of the Moscow State Mining University, 2007. - 680 p.
8. R.O. Muminov. Justification and selection of dynamic parameters of the rotary feed mechanism of the drilling rig. Abstract of Cand. diss. M.: - MGGU, 2012, - 24 p.

ОСНОВНЫЕ ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ПАРАМЕТРЫ ТРЕЩИНОВАТОСТИ И НАРУШЕННОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД И ИХ РОЛЬ В ОЦЕНКЕ ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ ОСВОЕНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ НИЛУ



Абдурахманов Б.М.,
ведущий научный сотрудник
ГУ «GIDROINGEO»



Курбонов Э.Ш.,
старший научный сотрудник
ГУ «GIDROINGEO»

Maqolada Nilu koninig muhandis-geologik sharoitining o'zgarishiga tog' kon qazish ishlarini olib borish jarayonida tog' jinslarning o'pirilib tushushiga ta'sir qiladigan tog' jinslarning darzlanishi ularning tarqalishi, tog' jinslarning fizik-mexanik [ossa va xususiyatlarining ta'siri keltirilgan.

Tayanch iboralar: o'pirilib tushish, tektonik yoriqlik, ag'darilish, qulab tushish, tog' jinslari, ma'dan tanasi, garizont, buzilish, deformasiya, tog' jinslarning bo'shlik koeffitsienti, bo'laklanish.

Основными характеристиками трещин помимо длины и ширины являются их форма, морфология поверхности стенок трещин, наличие и состав заполнителя, ориентировка трещин в пространстве. Для классификации трещин по размеру в качестве основного признака обычно используют их длину, поскольку именно длина определяет главным образом степень опасности трещин для устойчивости сооружения. При построении классификации трещин по этому признаку обычно учитывают практическую сторону вопроса, в частности, возможность изучения трещин в шлифах, образцах, стенках выработок и обнажениях.

Ключевые слова: оползни, тектонические разломы, оползни, обвалы, горные породы, рудные тела, горизонты, трещины, деформации, пустоты горных пород, фрагментация.

Трещиноватость, fissuring (английский), Klüftung (немецкий) - свойство горных пород, нарушение монолитности породы трещинами; этим термином также называется совокупность трещин в породном массиве.

Разновидности трещин. Трещины с сомкнутыми стенками называют закрытыми.

След закрытых трещин обычно хорошо виден на поверхности обнажения. Встречаются, однако, и такие случаи, когда внешне трещины ничем себя не проявляют и обнаруживаются только при взрывных работах или других механических воздействиях; такие трещины называют скрытыми.

По-видимому, к их числу относятся, помимо собственно трещин, также различные ослабленные поверхности, по которым легче происходит разрыв сплошности породы.

Трещины, стенки которых раздвинуты (что не исключает возможности их соприкосновения в ограниченном числе точек), называют открытыми.

По ширине трещины могут быть подразделены на очень узкие – до 1 мм, узкие – 1-5 мм, средние – 2-20 мм, широкие – 20-100 мм и очень широкие – более 100 мм [5].

Трещины представляют плоские разрывы сплошной среды в случае, если их величина на порядок и больше превосходит межатомные расстояния в кристаллической решетке. Выделяют трещины трех порядков:

- трещины первого порядка – внутрикристаллические, возникают в процессе роста и развития кристалла;
- трещины второго порядка – между кристаллами и в соединяющем отдельные кристаллы межкристаллическом цементе;
- трещины третьего порядка – образуются в результате тектонических процессов и при ведении горных работ. Поэтому при взрывной отбойке учитывают естественную трещиноватость – как начальную, и возникающую при работе техники – как дополнительную.

Таблица 1

Физико-механические свойства горных пород участка Нилу

Место отбора (интервал опробования), м	Предел прочности при растяжении, МПа	Предел прочности при сжатии, МПа		Коэффициент размягчения	Коэффициент крепости по Протодьяконову	Литологический тип пород
		в естественном состоянии	в водонасыщенном состоянии			
Штольня № 3 50-60 м	-	32,6	-	-	3,6	Известняк трещиноватые
Штольня № 3 80-85 м	5,8	51,5	-	-	5,2	Известняк черно-серого цвета слаботрещиноватые
Штольня № 3 302-305 м	-	99,9	-	-	9,9	Доломитизированные известняк плотные массивные

**Определение количественных показателей трещиноватости
по площадкам штольни № 1 участка Нилу**

Место изучения	Номер площадки	Количество трещин на одной площадке	Средняя ширина трещин, мм	Суммарная длина трещин, см	Суммарная площадь трещин, мм ²	Суммарная удельная трещиноватость, м/м ²	Коеф-т трещинной пустотности (КТП), %
Изучение площадки 1 x 1 м ²							
Штольня № 1 ПК-10-30	1	4	2,5	371	1000	3,7	1,0
	2	5	2,6	490	1300	4,9	1,3
	3	5	3,0	329	1500	3,3	1,5
	4	4	1,7	400	700	4,0	0,7
	5	5	3,0	375	1500	3,7	1,5
	6	5	4,8	331	2500	3,3	2,5
	7	4	3,0	225	1200	2,2	1,2

По технологическому фактору трещины разделяются на *продольные* (разность углов простирания трещины и плоскости обнажения или откоса не более 20°); *диагональные* (разность углов простирания в пределах 21-70°); *поперечные* (разность углов простирания больше 70°).

Трещины возникают из-за уменьшения объема горных пород при диагенезе осадков и при остывании изверженных пород. Эти трещины называются эндогенные, или контракционные, первичные, трещины усыхания или трещины отдельности. В рудных месторождениях гидротермального типа они располагаются часто параллельно направлению движения рудообразующих растворов. В пластовых месторождениях такие трещины располагаются перпендикулярно к напластованию и образуют, как правило, две системы: основную – параллельную простиранию пластов, и торцевую – параллельную падению пластов. Основная трещиноватость эндогенного происхождения образуется в результате скалывания, торцевая – в результате отрыва. Основная трещиноватость имеет гладкие поверхности, торцевая – шероховатые [4].

Трещиноватость горных пород на месторождении изучалась по обнажениям, по ключевым участкам размером 1x1 м². По результатам замеров трещиноватости составлены таблицы и графики, построены круговые диаграммы, подсчитаны количественные показатели трещиноватости пород (табл. 1).

На участке Нилу в основном развиты тектонические трещины, имеются также трещины разгрузки и искусственного происхождения. Тектонические трещины представлены трещинами отрыва, они круто наклонные, вертикальные, способствуют образованию вывалов. Искусственные трещины возникли под влиянием выветривания и связаны с буровзрывными работами. Параметры трещиноватости и нарушенности по глубине замерялись по кернам геологоразведочных скважин.

Главная цель изучения трещиноватости – использование их для оценки устойчивости породного массива и возможных водопритоков [4]. Параметры трещин на площадке штольни № 1 изменяются в пределах: ширина от 1 до 5 мм, суммарная длина трещин от 225 до 766 см. Количество трещин на площадках варьирует от 4 до 7, коэффициент трещинной пустотности от 0,7 до 2,5%, суммарная удельная трещиноватость от 2,2 до 7,6 м/м² (табл. 2).

По результатам замеров (штольня 1) трещиноватости построены круговые диаграммы трещиноватости, где выделяются IV системы трещин (рисунок).

При анализе круговой диаграммы видно, что расположенные относительно кровли и боковых стенок штольневые горные выработки или некоторые трещины, падающие в сторону массива или

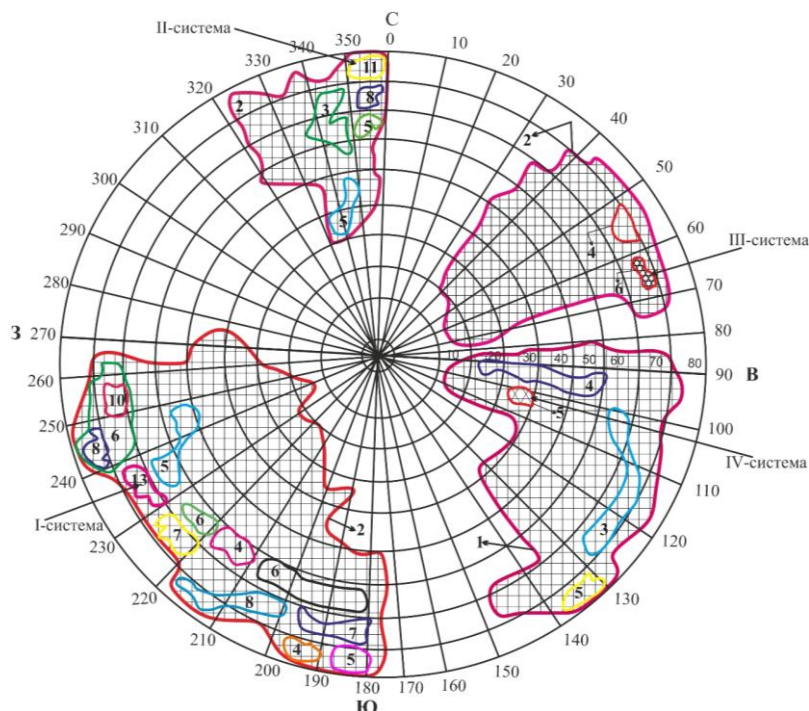


Рис. 1. Круговая диаграмма трещиноватости в изолиниях горных пород.

Система: I – азимут падения Ю.З. 235°, угол падения 75°; II – азимут падения С.З. 355°, угол падения 85°; III – азимут падения С.В. 64°, угол падения 72°; IV – азимут падения Ю.В. 106°, угол падения 38°. Количество точек от общего числа измерений, % – 1-13.

диагонального простирания, самые неблагоприятные трещины, падающие в сторону выемки с азимутом падения от 235 до 355° под углами от 60 до 80°, при этом обрушающие кровлю. При пересечении сплошных трещин двух диагонально ориентированных по отношению кровли и при их падении в сторону выемки, в кровле образуются обвалы и вывалы горных пород [1].

Горно-рудный массив разделен на несколько групп, различающихся по интенсивности развитой в них трещиноватости: слабо-трещиноватые, умеренно трещиноватые и интенсивно трещиноватые.

I. Зона слаботрещиноватых пород (устойчивые участки) характеризуется более высокими значениями показателей прочности, изменяющихся в пределах до $\sigma_{сж} = 99,9$ МПа (см. табл. 1), водостойкие, при их водонасыщении незначительно уменьшались (до 10%). На этих участках зона трещиноватости и нарушенности пород почти отсутствует. Здесь наблюдаются доломитизированные известняки плотные, массивные. Коэффициент трещинной пустотности составляет от 0,7 до 1,0%. Модуль трещиноватости 10-20%. Трещины юго-восточного направления с углами падения 34-64° и юг-юго-западного – 34-35°. Независимо от расположения трещин в горных выработках инженерно-геологические процессы

не наблюдаются; на гидрогеологических участках встречаются подземные воды в виде мочажин.

II. Зона умеренно трещиноватых пород (ограниченно устойчивые участки) находится в зонах влияния разрывных нарушений и в местах, неравномерно увлажненных подземными водами. Породы среднетрещиноватые, прочность изменяется в пределах до $\sigma_{сж} = 51,5 \text{ МПа}$ в среднеустойчивых рудных зонах, где применяется система разработки слабого обрушения. Коэффициент трещинной пустотности составляет от 1,0 до 1,5% (табл. 2). Здесь породы среднеустойчивые, изменяются физико-механические свойства, образуются новые трещины, увеличиваются ширина, длина, влажность вокруг подземных горных выработок.

III. Зона интенсивно трещиноватых пород (неустойчивые участки) приурочена к разрывным нарушениям, сложенным интенсивно нарушенными и трещиноватыми, перемятыми серицитизированными породами. Толщи пород сильно увлажнены многочисленными выходами подземных вод. На стенках подземных горных выработок здесь в основном применяется система разработки поэтажного обрушения, характеризующаяся наиболее низкими значениями показателей прочности ($\sigma_{сж} = 32,6 \text{ МПа}$). Коэффициент трещинной пустотности 1,5-2,5%, модуль трещиноватости 15-30, система трещины юг-запад-северо-западного направления с углами падения $65-88^\circ$ и восток-юго-восточного направления с углами падения $34-55^\circ$. На этом участке двойное влияние оказывают взрывные работы, образуются различного типа искусственные трещины в горных породах и под влиянием горного давления при разработке их подземными глубинными выработками и т. д. При разведке и эксплуатации подземных горных выработок, видно, что при равных условиях характеристик трещиноватости

(ширина, длина, состав, свойства заполнителя) и для оценки устойчивости основную роль играют углы падения трещины по отношению к кровле. Неблагоприятная пространственная ориентировка углов падения по отношению к контурам подземных горных выработок является важным фактором, влияющим на эффективность и безопасность разработки месторождений полезных ископаемых. Так, деформации подземных выработок в основном приурочены к зонам повышенной трещиноватости и тектоническим нарушениям, которые служат поверхностями ослабления и вызывают обрушения пород. Влияние трещин различного генезиса, имеющих разную длину, ширину, морфологию и т. п., на устойчивость массива не одинакова.

В связи с этим особое внимание было уделено изучению трещиноватости пород в массиве, где эти параметры поддаются непосредственному измерению [2].

Таким образом, при освоении месторождений горно-проходческие работы необходимо проводить с учетом инженерно-геологических особенностей, геолого-тектонического строения, выявленных зон дробления и трещиноватости и нарушенности пород. В этих условиях выработки, находящиеся в напряженно-деформированном состоянии, вызывают осложнения на шахтных горизонтах, выражающиеся в виде деформации, обрушения кровли подземных выработок, выдавливании пород и прорыва подземных вод выработанного пространства. Выявленные закономерности и зональности формирования инженерно-геологических процессов являются основой для выявления гидрогеологических и инженерно-геологических факторов и причин образования процессов, осложняющих разработку глубоких горизонтов месторождений твердых полезных ископаемых.

GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA 2021 №1 (84) pp 57-59

THE MAIN FACTORS AFFECTING THE PARAMETERS OF FRACTURING AND ROCK DISTURBANCE AND THEIR ROLE IN THE ASSESSMENT OF ENGINEERING AND GEOLOGICAL CONDITIONS FOR THE DEVELOPMENT OF THE NILU FIELD.

Abdurakhmanov B.M. Leading researcher

Kurbanov E.Sh. Senior researcher

Gidroingeo State institute, Tashkent, Uzbekistan

Abstract

The article describes the changes in the engineering and geological conditions of the Nilu deposit, the impact of cracking of rocks, their distribution, physical and mechanical properties and properties of rocks, which affect the collapse of rocks during mining operations.

Key words: landslides, tectonic faults, landslides, collapses, rocks, ore bodies, horizon, fractures, deformations, rock voids, fragmentation.

References

1. M. Miraslanov, M.M. Zakirov Geotechnical processes developed in solid mineral deposits of Uzbekistan: assessment and forecast. Tashkent-2015. P.20-58.
2. Miraslanov M.M. Engineering geology, hydrogeology of solid mineral deposits in Uzbekistan. - T., 2011. - P. 100-164.
3. Aripova F.M., Miraslanov M.M. and other Physical and mechanical properties of rocks of ore deposits in Uzbekistan: a reference book. - T.: Printing house of the Center for Science and Technology, 2006.
4. Rats M.V., Chernyshev S.N. Fracturing and properties of fractured rocks. - M., 1970.
5. E.Sh. Kurbanov, A.M. Akhunjanov, Yo.Ya. Isomiddinov Influence of engineering-geological processes in underground mining (on the example of Khodjadik deposit) Karshi Institute of Engineering Economics, Journal of Innovative Technologies 2020y. P.13-17.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗЛОМОВ И РАЗРЫВНЫХ НАРУШЕНИЙ ГЕОФИЗИЧЕСКИМИ МЕТОДАМИ В ПРИБОРТОВОЙ ПОВЕРХНОСТИ КАРЬЕРА МУРУНТАУ



Атабаев Д.Х.,
заведующий кафедрой «Геофизические методы» исследований
Национального университета Узбекистана им. Мирзо Улугбека,
д. г-м. н.



Хусанбаев Д.Д.,
доцент кафедры «Геофизические методы исследований»
Национального университета Узбекистана им. Мирзо Улугбека,
к. г-м. н.



Гоипов А.Б.,
доцент кафедры «Геофизические методы исследований»
Национального университета Узбекистана им. Мирзо Улугбека, (PhD).



Атабаева Н.Э.,
старший преподаватель
кафедры «Минералогии и геохимии»
Национального университета Узбекистана им. Мирзо Улугбека.

Maqolada Muruntav karyerida yer osti tonnellini joylashtirish uchun, karyer atrofi yer yuzasidagi yer yoriqlarini aniqlash va yopiq sohalarda ularni yotishi holatlarini aniqlash natijalari keltirilgan. Ushbu geologik masalani yechish uchun Yerni masofaviy zondlash, magnitorazvedka, elektrotomografiya va burg'ulash ma'lumotlarini kompleks interpretatsiyalash qo'llanilgan. Ishlar natijalari bo'yicha o'tkazilgan geofizik profililar bo'yicha geomagnit modellar, izoom kesimlar va kosmostrukturaviy harita tuzilgan.

Tayanch iboralar: karyer, tonnel, elektrotomografiya, Yerni masofaviy zondlash, kosmostrukturaviy xarita, geomagnit model, tektonik buzilish, petrofizika

Статья посвящена определению разломов, а также выявлению и отслеживанию тектонических разломов, скрытых под отложениями в приборной поверхности рудника Мурунтау для создания подземного тоннеля. Для решения этой геологической задачи была использована комплексная интерпретация данных дистанционного зондирования Земли (ДЗЗ), магнитной разведки и электротомографии с использованием данных бурения. В результате работы была составлена космоструктурная карта, геомагнитные модели и разрезы ИЗОМ по геофизическим линиям.

Ключевые слова: карьер, тоннель, электротомография, дистанционное зондирование Земли, карта космоструктуры, геомагнитная модель, тектоническое возмущение, петрофизика.

Увеличение удельного веса добычи полезных ископаемых в карьере «Мурунтау» Республики Узбекистан происходит как за счет ввода новых мощностей (сопредельных участков), так и за счет применения более совершенной технологии на базе новой техники, механизации и автоматизации производственных процессов. Глубина карьера составляет более 600 м., при очень крутых углах откоса. Вопросы транспортировки руды до перерабатывающего предприятия становятся все более актуальными. Рост эксплуатационных расходов, снижающий эффективность открытых горных работ, стимулирует рассмотрение различных вариантов, уменьшающих их себестоимость, снижение транспортных расходов. По мнению экспертов, предел транспортирования полезного ископаемого автотранспортом составляет несколько километров, в то время как на карьере «Мурунтау» длина транспортирования превысила этот показатель в несколько раз. Кроме того, из-за постоянного увеличения глубины дальнейшее развитие карьера ограничено в связи с сокращением размеров его рабочей площади в рудной зоне и роста объемов горно-капитальных работ.

В связи с этим, Навоийским горно-металлургическим комбинатом (НГМК) для дальнейшего освоения основного карьера была поставлена задача определения разломов и разрывных нарушений, а также выявления и прослеживания скрытых под наносами тектонических нарушений в прибортовой поверхности карьера Мурунтау для заложения подземного транспортировочного тоннеля.

В тектоническом отношении карьер «Мурунтау» и близлежащая территория разбита сетью тектонических разломов, пересекающих месторождение преимущественно в субширотном направлении и играющих определенную роль в формировании напряженно-деформированного состояния массива в региональном масштабе. Значительную роль в современной геодинамической активности района играет участие наиболее крупных в сейсмическом плане и активных в настоящее время Южного, Северного и

Бесопасного разломов, приведших к блоковому строению с перемещениями горных пород в горизонтальном и вертикальном направлениях.



Рис. 1. Космоструктурная карта района исследований (на основе космического снимка Quick Bird)

Решение поставленных геологических задач осуществлялось путем проведения комплекса геофизических методов в составе магниторазведки и электроразведки, с привлечением материалов дешифрирования космоснимков на площади 1 км² (2 км x 0,5 км).

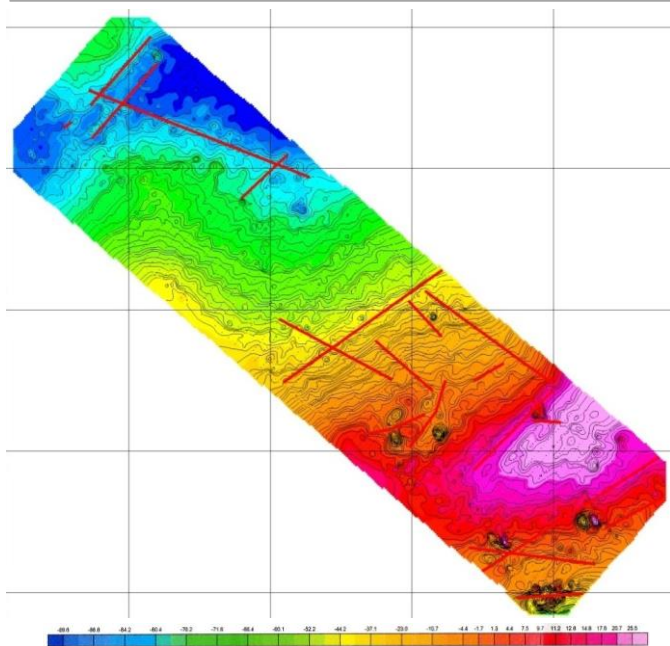


Рис. 2. Карта аномального магнитного поля ΔT
(с разрывными нарушениями по данным магниторазведки)

Участок работ расположен в метатерригенном комплексе, который выделяется в единое стратиграфическое подразделение, широко известное как бесапанская свита сложно дислоцированных тонкослоистых углеродсодержащих песчаников, алевролитов, сланцев ордовика-силура. Стратиграфическое положение свиты определялось ее согласным налеганием на вулканогенно-кремнисто-карбонатную тасказганскую свиту спорного возраста (PR₂: C-O.) и трансгрессивным перекрытием карбонатными отложениями девона-карбона. Возраст метатерригенного комплекса был зафиксирован как O₂-S₁ [1].

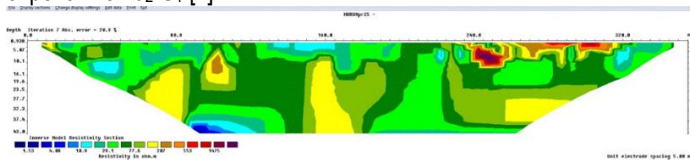


Рис. 3. Инверсионная модель

по профилю №25в направлении с ЮЗ на СВ, протяженностью 355 м /с расстановкой Венер-Шлюмберже.

Результаты комплексной геологической интерпретации геофизических материалов вынесены на геологическую основу участка работ и представлены серией геолого-геофизических разрезов по линиям опорных профилей, отражающих физико-геологическую модель изучаемой территории.

Ниже рассмотрены основные результаты интерпретации геофизических данных по каждому методу.

Дешифрирование материалов космических съемок в масштабе 1:5000

В настоящей работе использованы материалы дешифрирования дистанционного зондирования земли (ДЗЗ) с использованием космических съемок (КС) Landsat TM, Quick Bird по прибортовой поверхности карьера Мурунтау с целью составления космоструктурной карты. В данном проекте кроме визуальной обработки космических снимков применены инструментальные методы как, СС (color composition), PCA (Principal Components Analysis), Mincomp, Hydroscomp, ITS, методы Кирша и Собеля [2]. В результате проведенных работ создана космоструктурная карта Мурунтауского рудного поля масштаба 1:5000 (рис.1).

Основными распространенными типами, структурными - элементами космоструктурной схемы, являются разломы, вдоль которых осуществляется горизонтальное и вертикальное движение флюидопотоков. Степень дешифрирования разломов в пределах Мурунтауского рудного поля, в отдельных его блоках, структурно-вещественных комплексах различная. На космоструктурной схеме крупного масштаба в основном отмечаются разрывные нарушения четырех направлений: северо-восточного, субмеридионального, северо-западного и субширотного, что хорошо дешифрируются на материалах космических съемок.

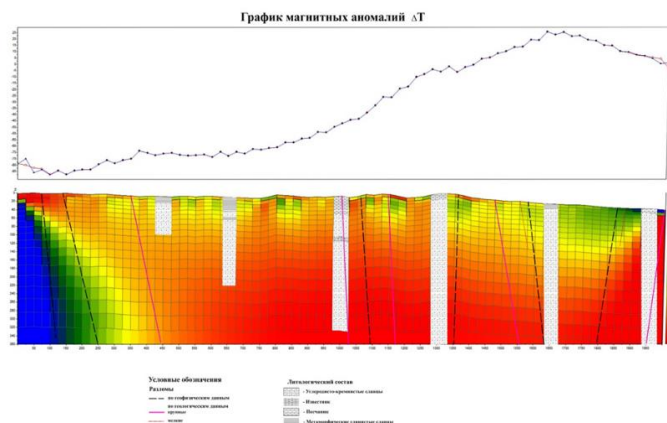


Рис. 4. Геомагнитная модель и расположение скважин.

Некоторые структуры субмеридионального простирания зафиксированы зоной региональной трещиноватости, отражающие структуры сквозного типа. Сгущение разломов в зонах региональной трещиноватости является признаком их новейшего обновления.

Дешифровочные признаки разломов идентичны для материалов дистанционного зондирования всех видов и масштабов. Ландшафтно-индикационные признаки служат индикаторами разломов в пределах площадей развития мезозой-кайнозойского комплекса. Четко дешифрируются разломы в ситуации, когда по разлому в контакт приведены разнотипные по составу, структуре, цвету, генезису породы или происходит резкая смена рисунка фотоизображения контактирующих объектов, а в слоистых породах признаком разлома является смещение пачек.

По данным космогеологических исследований прошлых лет и дешифрированные в рамках настоящей статьи, в районе, зоны региональной трещиноватости субмеридионального простирания отражают глубинные структуры, достигшие поверхности в рассеянном виде, имеют сквозной для района характер и являются барьерными для флюидопотоков. Зоны трещиноватости наиболее четко проявлены и по простиранию. На космоструктурной карте отражены и магматические структуры (скрытые интрузивные тела) выраженные кольцевыми структурами. Кольцевые структуры, энергетические центры которых расположены в пределах глубинных разломов, четкость их дешифрирования, наряду с разломами, рассматривается в качестве основных структурных элементов района. Кольцевые структуры, являющиеся геоморфологическим выражением объемных космотектонических структур, возникших под влиянием эндогенных тектонических процессов. Кольцевые структуры организуют геологическое пространство, составляя каркас эндогенных систем, и являются следствием линейных и очаговых геодинамических процессов. Кольцевые структуры дешифрируются по дуговой форме элементов рельефа, их энергетические центры залегают на глубинах, равных их радиусу.

Кольцевые структуры являются структурами древнего заложения, длительного и прерывистого развития, отражаемого многоспектральной их формой. Кольцевые структуры магматического ге-

незиса отражают непрерывно-прерывистое формирование магматического комплекса. Структурно-вещественные комплексы на космоструктурной схеме отражены породами тасказганской и бесапанской свиты.

Тасказганская свита в основном обнажается на Мурунтауском рудном поле и сложена кремнистыми, доломитистыми и метавулканическими породами. Благодаря устойчивому свойству кремнистых пород к выветриванию отложения дешифрируются достаточно уверенно. Метаморфизованные терригенно-сланцевые породы бесапанской свиты изображают слабо расчлененные поверхности площадного развития с редкими пятнами темного тона скалистого рисунка, обязанных присутствию в разрезе устойчивых к процессам выветривания кремнистых пачек.

Разломы, в пределах Мурунтауского рудного поля, на космоструктурной карте крупного масштаба, по степени дешифрируемости делятся на разные иерархические группы, достоверные разломы первого порядка и предполагаемые разломы второго порядка. Достоверные разломы первого порядка северо-восточного и северо-западного направления преобладают. Следует отметить, что в исследуемой территории отмечаются многочисленные трещины-разломы различного направления.

($\chi_{\text{ср}} = 19 \cdot 10^{-5}$ ед. СИ) и вулканогенно-карбонатно-кремнистые образования ($\chi_{\text{ср}} = 0-5 \cdot 10^{-5}$ ед. СИ при карбонатно-кремнистом составе до ($\chi_{\text{ср}} = 42 \cdot 10^{-5}$ ед. СИ вулканогенной составляющей), частично перекрытые наносами четвертичных и мезокайнозойских отложений ($\chi_{\text{ср}} = 5 \cdot 10^{-5}$ ед. СИ).

Интерпретация данных магниторазведки выполнялась качественная [3]. В условиях техногенной зараженности участка работ в первую очередь решалась задача разбраковки выявленных магнитных аномалий на геологические аномалии и техногенные помехи. Проведенный анализ фактического магнитного поля участка показал, что по частотно-спектральным характеристикам техногенные магнитные аномалии, отмеченные в информационных книжках магнитометров, резко отличаются от магнитных аномалий геологической природы. В соответствии с этим из магнитного поля были исключены все магнитные аномалии, отнесенные по своим частотно-спектральным характеристикам к техногенным помехам. Дальнейшая интерпретация проводилась по карте аномального магнитного поля, отфильтрованного от техногенных магнитных аномалий, по обычной методике качественной интерпретации – районирование магнитного поля по относительному знаку, определение геологической природы магнитных аномалий, выделение

График магнитных аномалий ΔT

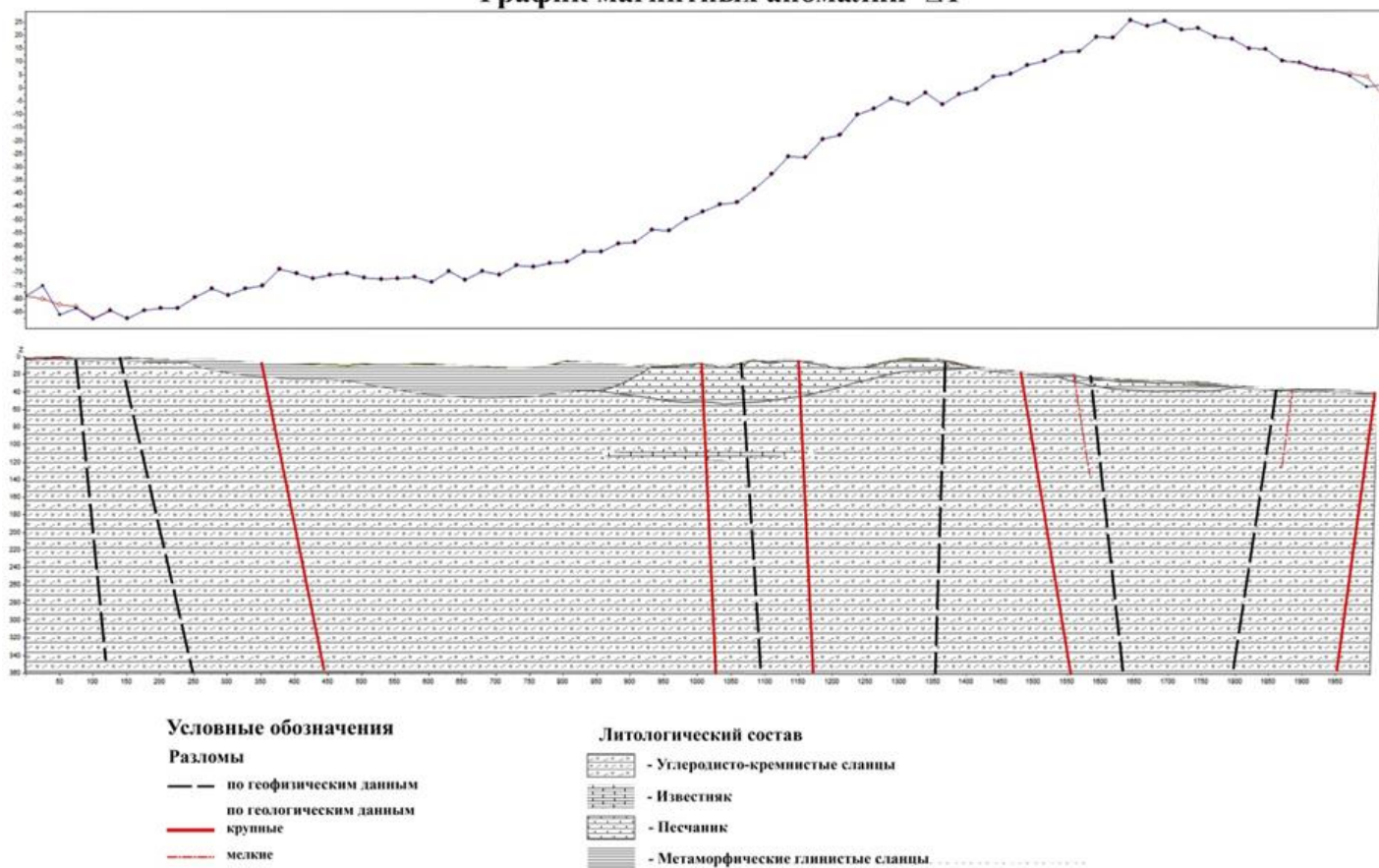


Рис. 5. Геолого-геофизический разрез по устью туннеля

Магниторазведка. На участке исследований выполнена магнитная съемка масштаба 1:2500 на площади 2 км² по сети 10х25 м. В результате проведенных полевых работ составлена карта аномального магнитного поля прибортовой поверхности карьера Мурунтау с сечением изолиний 5 нТл. В геологическом строении участка работ принимают участие карбонатные породы с магнитной восприимчивостью ($\chi_{\text{ср}} = 6 \cdot 10^{-5}$ ед. СИ), терригенные бесапанской свиты силура: терригенный 4-я подсвита ($\chi_{\text{ср}} = 21 \cdot 10^{-5}$ ед. СИ), зеленый бесапан 3-я подсвита ($\chi_{\text{ср}} = 15 \cdot 10^{-5}$ ед. СИ), пестрый бесапан 2- подсвита ($\chi_{\text{ср}} = 16 \cdot 10^{-5}$ ед. СИ), серый бесапан 1-я подсвита

разрывных нарушений. Геологическая природа выявленных магнитных аномалий определялась по данным горно-буровых работ. Разрывные нарушения и зоны трещиноватостей картировались по интерпретации карт аномального магнитного поля (рис. 2.) и карт графиков ΔT аномалий магнитного поля. Низкие магнитные свойства горных пород, естественно, нашли свое отражение в магнитном поле.

По данным магнитометрической съемки отчетная площадь характеризуется спокойным слабо градиентным практически не дифференцированным магнитным полем, изменяющимся в пределах от -89 до 25 нТл.

В северо-западной части площади наблюдается слабоинтенсивные отрицательные магнитные аномалии, изометричной морфологии, вытянутые в субширотном направлении. Размеры аномалии составляют 0,5х1 км. Интенсивность от 80 до 89 нТл.

В юго-восточной части площади наблюдается положительная магнитная аномалия, размерами 0,4х1 км и интенсивностью от 20 до 25 нТл.

По своему типу аномальная кривая Та идентична вертикальной составляющей магнитного поля Z от вертикального пласта большой мощности неограниченного распространения на глубину при косом намагничивании. В этом случае центру тела соответствует ось максимума аномалии, а его границам точки перегиба кривой Та.

Эпицентр отрицательной аномалии пространственно приурочен к вулканогенно-карбонатно-кремнистым комплексам пород O-S₁ts₂. Эпицентр положительной аномалии приурочен к терригенному серому беспану S₁bs₁. Геологическая природа магнитной аномалии с достаточной степенью вероятности связывается с метаморфической структурой прогрессивного метаморфизма, как и во всем Мурунтауском рудном поле.

Магнитной съемкой на площади выявлен также ряд небольших локальных положительных магнитных аномалий слабой интенсивности (37-40 нТл).

Основные результаты проведенных магниторазведочных работ сводятся к следующему:

1. Выявлены площадные изометричные магнитные аномалии, расположенные в СЗ (отрицательная) и ЮВ (положительная) части исследуемой территории. Эти аномалии предположительно обусловлены локальным проявлением метаморфизма купольного типа, в пределах и по периферии, которой расположены все известные проявления и месторождения золота, включая рудные точки.

2. Прослежены фрагменты известных тектонических нарушений и выявлены новые тектонические нарушения, преимущественно северо-восточного и северо-западного простирания.

3. Для уточнения положения разрывных нарушений в глубине построены геомагнитные модели.

Электротомография. Анализ, полученных полевых материалов электротомографии, показал на большую дифференциацию электрических свойств изученной среды в вертикальном и горизонтальном направлениях, что говорит о сложном геологическом строении. Так в частности на профилях №-5, -3, 1, 5, 9, 11, 17, 19, 21, 25, 27, 55, 59 в верхней части разреза до 10 м прослеживаются аномалии с низкими значениями электрических сопротивлений. Это связано обводненностью горных пород и их повышенной трещиноватостью. Далее начиная с глубины около 10 м до 37 м следует заметное повышение сопротивлений от 50 до 150 Ом.м. По профилям в разрезах выделяются вертикально вытянутые аномалии. Вертикально вытянутые аномалии вероятней всего связаны с резким изменением пород (контакты пород с различным составом) или зоной тектонических нарушений (рис.3). Нижняя часть разреза в основном представлена пониженными сопротивлениями.

На профилях № 13, 33, 41, 49, 52, 61, 65, 67 высокоомные участки проявляются в центральной части разреза, аномалии в большинстве случаев вертикально вытянутые (столбовидные), повышенные сопротивления наблюдаются также и юго-восточной части разрезов на профилях № 5, 1, 7, 19, 31, 41, 50, 52, 53. В свою очередь зоны высоких сопротивлений соответствуют сухим, плотным породам с повышенными сопротивлениями.

Результаты бурения и описание геолого-геофизического разреза по устью тоннеля. В связи с преимущественно СВ простиранием крупных разломов, в геомагнитных моделях выполненных вдоль участка работ (перпендикулярно к ПР) тектонические

нарушения выражены гораздо лучше. Ниже приводится описание геолого-геофизического разреза построенного по устью подземного тоннеля (по ПК 25 через все профили магнитной съемки).

При построении геолого-геофизического разреза учтены результаты геомагнитного моделирования и результаты бурения шести скважин (с отбором керна) проходящих также по устью тоннеля (рис. 4).

Из представленной геомагнитной модели видно, что верхняя часть разреза до глубины 50-60 м и более дифференцирована по магнитной восприимчивости. Дальше по глубине магнитная восприимчивость горных пород изменяется не сильно.

Для геологического истолкования полученной геомагнитной модели были привлечены материалы бурения. В результате этого построен геолого-геофизический разрез (рис.5). В нем нашли отражение имеющиеся по геологическим данным крупные и более мелкие разрывные нарушения, разрывные нарушения по геофизическим данным, а также зоны контактов пород.

Само устье тоннеля (X=150 м от начала профиля) находится в зоне Беспанского разлома. В X=90 м и X=150 м профиль пересекает два разлома установленные магниторазведочными данными, которые падают в ЮВ направлении. Далее, в X=360 м профиль пересекается еще одним разрывным нарушением падающего в ЮВ направлении, это нарушение подтверждается и геологическими данными.

По данным бурения здесь развиты отложения тасказганской свиты O-S₁ts₂. Они представлены метаморфическими глинистыми сланцами и углеродисто-кремнистыми сланцами. Эти породы являются очень сильно трещиноватые заполненные глинистым материалом. Имеются каверны размером 1,0-1,5 см в поперечнике образованные по-видимому в результате выщелачивания сульфидов. Практически по всей глубине скважины имеются ослабленные зоны дробления. Выявленные разрывные нарушения являются оперениями Беспанского разлома.

На X=1020; 1075 и 1150 м профиль пересекают три крупных разрывных нарушения, два из которых подтверждаются геологическими данными и падают под крутым углом на ЮВ направлении. Разлом X=1075 м простирается в направлении профиля. По данным бурения здесь также развиты отложения тасказганской свиты O-S₁ts₂, представленные чередованием метаморфических глинистых сланцев, углеродисто-кремнистых сланцев и окремненными сильно разрушенными известняками. По всей глубине скважины породы очень сильно трещиноватые и имеют ослабленные зоны дробления.

На X=1380 м магниторазведочными данными выделяется разлом СЗ падения под крутым углом.

На X=1490 м профиль пересекает один из крупных ответвлений структурного разлома падающий в ЮВ направлении под крутым углом. Сама основная линия разрывного нарушения (Структурный разлом) пересекает профиль на X=2000 м. Падение этого разлома СЗ, также под крутым углом. Эти два крупных разрывных нарушения представляют собой небольшой грабен. Оперение Структурного разлома в ЮВ направлении осложняется двумя более мелкими разломами также ЮВ направления образуя флексуру на X=1560 м и X=1580 м профиля. Один из этих разломов подтверждается геологическими данными.

От главной линии Структурного разлома падающего на СЗ на X=1860 м и X=1890 м профиля наблюдаются два более мелких разлома также имеющего СЗ падение и образующего флексуру.

По данным бурения грабен сложен отложениями беспанской свиты S₁bs₁ представленных углеродисто-кварцево-слюдистыми сланцами и распространяющаяся до забоя скважины (525 м). Породы сильно трещиноватые заполненные чистым кварцевым прожилкованием. По всей глубине скважины имеются ослабленные зоны дробления.

В целом результаты работ показывают, что разрывные нарушения встречаются повсеместно. Разрывные нарушения на макроуровне представляют собой зоны интенсивного кливажирования пород, вплоть до превращения крупных слоев кварцитов и мраморов в своеобразные кварцито-сланцы и полосчатые карбонатно-кварцитовые породы. Мощность зон достигает иногда десятков метров, в краевых частях переходя в собственно кливаж пород. Бесапантау-Косманачинский, Структурный, Турмалиновый, Южный и др. разломы относятся к единому глубинному разлому, который в границах рудного поля эродирован в меньшей степени и отвечает области виргации зон пластического расслабления пород с переходом их вверх по восстанию в веерно-каркасную систему вязких разломов, сложенных углеродистыми перемьятыми, катаклазированными, милонитизированными и филлонитизированными породами. На поверхности зоны крупных продольных разломов имеют сходное поперечное строение. В наиболее мощных участках (более 100 м) они многошовные. Швы представляют собой бесструктурную породу, сложенную обломками филлонитов и кварцевых жил, основная масса имеет глинисто-гидрослюдистый состав с примесью углеродистого материала.

Шовные зоны часто симметрично обрамляются зонами филлонитов. Эти разломы являются главными рудоконтролирующими элементами рудного поля.

В целом, реализованный оптимальный комплекс геофизических методов (магниторазведка и электротомография), дистанционного зондирования земли ДЗЗ и бурения позволили выявить разломы и разрывные нарушения, а также кольцевые структуры. Проведенные картировочные полевые работы по данным двух высокопроизводительных наземных геофизических методов: магниторазведки и электротомографии позволили сократить объемы поисковых работ с целью выделения зон тектонических нарушений, решить задачи детализации пространственного положения разломов и разрывных нарушений не выходящих на поверхность, а также прогнозировать зоны дробления и трещиноватости.

С целью повышения достоверности интерпретации геофизических материалов и создания реалистичных моделей изучаемой среды необходимо проведение комплексных петрофизических исследований электрических, магнитных, сейсмических свойств горных пород, зон около разломных изменений и вмещающих толщ горных пород.

Библиографический список:

1. Бухарин А.К. Основные черты эволюции Западного Тянь-Шаня в неоген. Сб. Эволюция геол. процессов Тянь-Шаня.- Ташкент, «Университет», 1996, С. 9-11.
2. Дистанционное зондирование Земли. Метод. пособие. Воробьева А.А. Санкт-Петербург. 2012, 57 с.
3. Конценебин Ю.П., Волкова Е.Н. Интерпретация магнитных аномалий. Саратов, изд. Саратовского университета, 2006. 136с.

GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA 2021 №1 (84) pp 61-65

DETERMINATION OF FAULTS AND FRACTURES ON THE INSTRUMENT SURFACE OF THE MURUNTAU QUARRY BY GEOPHYSICAL METHODS.

Atabaev D. Kh., Head of the Department Geophysical methods of Research

Khusanbayev D. D., Associate Professor of the Department of Geophysical Research Methods" of the, PhD ,

Goipov A. B., Associate Professor of the Department of Geophysical Research methods, (PhD).

Atabayeva N. E., senior lecturer Departments of Mineralogy and Geochemistry.

National University of Uzbekistan named after Mirzo Ulugbek

The article is devoted to the determination of faults, as well as the identification and tracking of tectonic faults hidden under sediments in the instrument surface of the Muruntau mine for the creating of an underground tunnel. To solve this geological problem, a comprehensive interpretation of Earth remote sensing (ERS) data, magnetic prospecting and electrical tomography with the use of drilling data was used. As a result of the work, a cosmostructural map, geomagnetic models, and isoom sections along geophysical lines were compiled.

Key words: quarry, tunnel, electrotomography, remote sensing of the Earth, cosmostructure map, geomagnetic model, tectonic disturbance, petrophysics

References

1. Bukharin A. K. The main features of the evolution of the Western Tien Shan in the Neogene. Sb. Evolution of the geological processes of the Tien Shan.- Tashkent, "University", 1996, pp. 9-11.
2. Remote sensing of the Earth. Method. stipend. Vorobyova A. A. Saint-Petersburg, 2012, 57 p.
3. Kotsenebin Yu. P., Volkova E. N. Interpretation of magnetic anomalies. Saratov, ed. Saratov State University, 2006. 136 p.

МИНЕРАЛОГИЯ ЗОНЫ ГИПЕРГЕНЕЗА ЗОЛОТО-СЕРЕБРЯНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАРАКУТАН



Шукуров Ш.Р.,
младший научный сотрудник
Института геологии и геофизики
им. Х.М. Абдуллаева

Mazkur maqolada Zarafshon-Oloy va Zarafshon-Turkiston ikki tuzilma shakllanish zonalari chegarasida joylashgan Ziyoutdin konining maydoni ko'rib chiqildi. Pastki paleozoyik cho'kindi-metamorfik shakllanishlarning murakkabligi, asosan granitoid tarkibining kichik intruzivlari tomonidan o'rganilib chiqilgan.

Kalit so'zlar: metabazit, karbonat, to'plam, subvit, Karakutan koni, konlar.

В данной статье рассмотрено Зиаздинское рудное поле расположенное на границе двух структурно-формационных зон - Зарафшано-Алайской и Зарафшано-Туркестанской. Изучена сложность осадочно-метаморфическими образованиями нижнего палеозоя, прорванными небольшими по размерам интрузивами преимущественно гранитоидного состава.

Ключевые слова: metabazit, karbonat, свита, подсвита, месторождение Каракутан, отложения.

Все образования в той или иной степени подвержены региональному и контактовому метаморфизму, дислоцированы и осложнены разрывными нарушениями.

В пределах рудного поля распространена катармайская свита нижнего девона (D, kt). По данным В.С. Корсакова и И.В. Мушкина [1], она принадлежит к оливин-базальтовой ассоциации, развитие которой связано с образованием вулканогенных прогибов и рифтоподобных структур на окраине геосинклинали. При этом вулканогенные тела во многих случаях имеют согласное с вмещающей средой залегание, а на глубине могут быть связаны в единые субвулканические структуры.

Катармайская свита по литологическим особенностям подразделяется на четыре подсвиты, имеющие постепенные переходы между собой.

Таблица 1

Список минералов зоны окисления месторождения Каракутан

Степень распространения		
Главные	Второстепенные	Редкие
Гидроокислы железа	Петтицит	Ковелин
Скородит	Церуссит	Халькозин
Золото самородное	Крокоит	Урановая слюдка
Миметезит	Хризокола	Окислы марганца
Пираргирит	Кальцит	Вульфенит
Англезит	Гипс	Малахит
Ярозит		Серебро самородное

Первая подсвита (терригенно-вулканогенная, D, kt.) представлена терригенно-вулканогенными породами и сложена агломератовыми туфами базальтового состава с прослоями и линзами слюдисто-полевошпат-кварцевых сланцев, мраморов, доломитов, известняков и кремнистых пород.

Мощность подсвиты составляет более 600 м. Прослои metabazitov (от 14,0 до 80,0 м) представляют собой в большинстве случаев рассланцованные темно-зеленые, плотные, полосчатые породы, хорошо выделяющиеся в разрезе и прослеживаемые по простиранию на десятки и сотни метров. Границы их со сланцами постепенные и характеризуются тонким чередованием осадочных и вулканогенных пород. Основная масса metabazitov обнажена в ядре Катармайской антиклинальной в виде узкой полосы, протягивающейся в широтном направлении. Вторая подсвита (известняково-сланцевая, D, kt.) сложена кристаллическими сланцами темно-серого цвета с прослоями metabazitov, карбонатных пород и кварцитов. Породы в значительной степени окварцованы, что

выражено развитием полосок и гнезд кварца, ориентированных по слоистости.

Прослои кварцитов и карбонатных пород имеют мощность от 0,1 м до 20 м при протяженности в несколько десятков и сотен метров. Распределение их по разрезу неравномерное. В нижней части это отдельные прослойки, а в центральной – горизонты (80-150 м), переслаивающиеся со сланцами. Нижние на границе четкие, верхние - со следами размыва. В верхней части разреза отмечаются линзовидные горизонты известняков и доломитов. Количество metabazitov значительно уменьшается по сравнению с первой подсвитой.

Общая видимая мощность подсвиты более 500 м. Третья подсвита (вулканогенно-терригенная, D, kt.) по набору пород самая разнообразная. Своеобразием для нее является наличие грубо-обломочных и содержащих углеродистое вещество пород. Охватывает она центральную часть поля, протягиваясь в виде широкой (до 3,5 км) полосы в субширотном направлении. Подсвита является золотопродуктивной. Для нее характерно значительное распределение ореолов золота, главным образом в пределах сферы влияния Каракутанской зоны разломов, где локализовано большинство золоторудных тел с промышленными параметрами оруденения (месторождения Каракутан, Бешкудук, Капкаклы, рудные тела 5, 9, 11, 25).

Сложена подсвита переслаивающимися неравномерно метаморфизованными слюдисто-полевошпат-кварцевыми, полевошпат-кварц-слюдистыми, слюдисто-кварц-полевошпатовыми, алевритито-глинистыми, актинолитовыми, глаукофановыми сланцами, филлитами с резко подчиненным количеством прослоев и линз известняков, доломитов, песчаников, гравелитов, конгломератов и многочисленными линзами, прослоями туфов, агломератовых туфов базальтового и оливин-базальтового состава. Широко распространены покровы измененных эффузивов основного состава (metabazity) мощностью до 200 м и протяженностью от первых сотен метров до 10 км и более. Распространены покровы metabazitov в центральной части разреза подсвиты.

По разрезу и по простиранию отмечается частая смена слоев сланцев различного минерального состава и неравномерное распределение линз, линзовидных тел, покровов измененных эффузивных и вулканогенных пород.

Общая видимая мощность подсвиты 2,5 км и более. Вулканогенно-терригенные образования третьей подсвиты сменяются терригенными отложениями четвертой подсвиты (D, kt.), имеющими вдоль гряды Кызбиби тектонические взаимоотношения и постепенные переходы. Граница между подсвитами проводится по последним выходам карбонатных пород третьей подсвиты.

Четвертая подсвита (терригенная, D, kt₄) представлена монотонной толщей темно-серых слюдисто-полевошпат-кварцевых, слюдисто-кварц-полевошпатовых с прослоями кремнистых сланцев, филлитов, кварцитов и режа гравелитов. Мощность прослоев до 0,3 м, видимая мощность подсвиты более 1000 м. Свита продуктивная. Мезокайнозойские отложения слагают предгорья, обрамляя палеозойский фундамент и представлены верхнемеловым комплексом, состоящим из песков, песчаников, гравелитов и конгломератов.

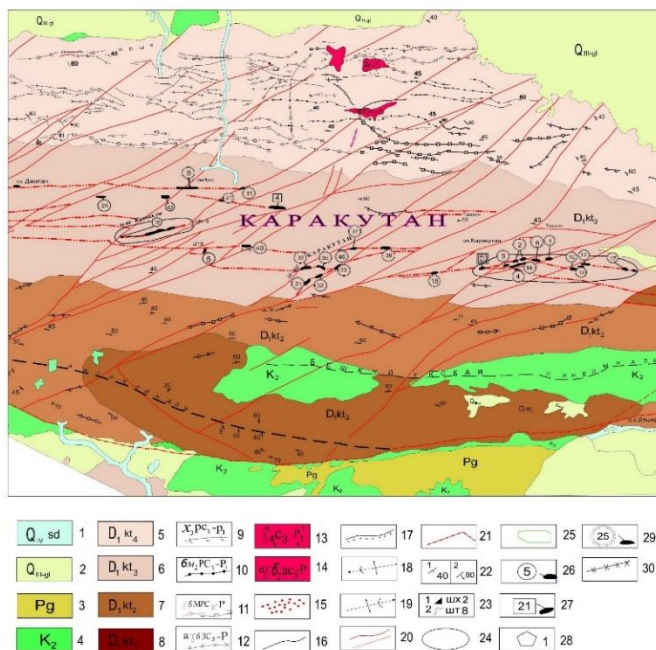


Рис. 1. Схематическая геологическая карта Каракутанского рудного поля:

1-Сырдарьинский комплекс. Современные отложения русел; 2-Голондностепский комплекс аллювиальных, делювиально-пролювиальных отложений; 3-Глины мергелистые, опоковидные пески полевошпатно-кварцевые, известняки оолитовые, кремнистые, мергелистые ракушники; 4-Песчаники, пески, алевролиты, глины, гравилиты, конгломераты; 5-Нижний отдел. Камармайская свита. Подсвита 4. Терригенная. Алевролиты, песчаники, сланцы глинистые, слюдистые. Редкие лагровые спилитов; 6-Подсвита 3. Вулканогенно-терригенная. сланцы полевошпатовые, хлоритовые, слюдистые, слюдисто-кварцевые углито-глинистые, прослои, линзы, доломиты, песчаники, туфагломераты, покровы, спилиты; 7-Подсвита 2. Терригенно-карбонатная, сланцы слюдисто-кварцевые линзы и прослои известняков - доломитов; 8-Подсвита-1. Терригенно-вулканогенные туфы, туф агломераты базальтового и оливин-базальтового состава, линзы и прослои мраморов, кпелени, известняков, доломитов слюдисто-кварцевых сланцев; Интрузивный комплекс; 9-Лампрофиты, керсантиты, слессартиты, спессартит-керсантиты, слессартиты, спессартит-керсантиты; 10-Кварцевые диоритовые порфиры, кварцевые сиенит-диоритовые порфиры; 11-Гранодиорит-порфиры; 12-Мелкозернистые граниты; 13-Лейкоократовые граниты с пегматоидными участками; 14-Биотит-роговообманковые тонолиты; 15-Контактные роговики биотитовые; 16-Геологические границы; 17-Границы несогласного залегания пород; 18-Ось антиклинали и направление погружения ее шарнира; 19-Ось синклинали и направление вздымания ее шарнира; 20-Разрывные нарушения: прослеживания-2. предполагаемые; 21-Навузалинский разлом; 22-Элементы залегания; 1. пород, нарушения; 23-Шахта и её номер (1), Штольня и её номер (2); 24- Контуры отработанных месторождений; 25- Площадь поисков в 1994-99г.г.; 26- Рудное тело и его номер; 27-Рудопроявление и его номер; 28-Штокверки на рудопроявлении; 29-Рудные тела переданные в отработку и их номера; 30- Рудные зоны, выделенные на различных стадиях работ.

Отложения палеогена сложены известняками, мергелями, песками и опоковидными глинами. Мощность меловых и палеогеновых отложений достигает 130-150 м. Четвертичные отложения развиты по саям, северных склонов пологих вершин и представлены элювиальными, делювиальными, пролювиальными и кол-

лювиальными образованиями. По склонам гор мощность отложений колеблется в пределах первых метров, а в долинах временных водотоков -первых десятков метров.

Интрузивные породы рудного поля являются частью Картамайского дайкового пояса, приуроченного к северной части Зияздинских гор. Ширина его 5-6 км, протяженность более 30 км, вытянут в субширотном направлении и представлены: (Шадрин В.Л.) [1].

- биотитовые гранодиорит-порфиры;
- амфибол-биотитовые порфировидные гранодиорит-порфиры и кварцевые диорит-порфиры;
- амфибол-биотитовые гранат содержащие диорит-порфиры;
- лампрофиты.

Первые сведения по минералого-геохимической характеристике первичных и окисленных руд золоторудного месторождения получены [2,3,4]. По материалам данных исследователей считается, что зона окисления на золото-серебряном месторождении Каракутан развита на незначительной глубине, это не соответствует действительности. Детальное геолого-минералогическое картирование рудных тел (скважины, шахта) месторождения показало, что зона окисления проявлено широкомасштабно и на большую глубину (рис. 1).

В процессе выполнения полевых работ, геолого-минералогического картирования рудных тел месторождения, лабораторных аналитических исследований микроскопических, микрозондовых и электронно-микроскопических на приборах нового поколения: микрозонде IXA-8800 (Geol, Япония), электронно-сканирующем микроскопе VOMA значительного количества брикетов, шлифов, аншлифов, отобранных из многочисленных рудных тел (скважины, шахта), были получены ощутимые результаты, указывающие не только на научное достижение, но и в не меньшей степени имеющее и прикладное значение (технология обогащения руд), в изучении зоны гипергенеза руд золоторудного месторождения Каракутан.

Зона окисления обычно это измененные вмещающие породы, матрица первичного гипогенного золото-серебряного оруденения. Они желтовато-коричневого до черного цвета, рыхловатые образования, с отсутствием или с незначительным присутствием сульфидов, переходящие постепенно с преобладанием на глубоких горизонтах в первичные гипогенные сульфидные руды.

Минеральный состав зоны окисления и в незначительном проявлении зоны вторичного сульфидного обогащения (халькозин, ковелин) золото-серебряного месторождения Каракутан представлен различными по составу минералами и минералоидами (коллоидные минералы).

Доминирующими минералами зоны окисления являются: гетит, гидрогетит (лимониты), арсенаты (As) и антимонаты (Sb) (табл. 1,2), сформировавшимися в зоне гипергенеза в результате полного и частичного окисления сульфидных минералов (пирротина, пирита, арсенопирита, антимонита, халькопирита, сфалерита, галенита и др.), а также матричных минералов: алюмосиликатов (хлорит, биотит), карбонатов (кальцит, сидерит, анкерит), содержащие в том или ином количестве железо.

Золотоносность зоны окисления напрямую зависит от преобладания лимонитизации (гетит, гидрогетит) исходного материала (матрицы вмещающих пород) и присутствия гипогенных сульфидов (пирротина, пирита и арсенопирита), так как они являются носителями и концентраторами золота и серебра.

Детальные микроскопические, электронно-микроскопические, микрозондовые, рентгенофазовые исследования и данные зоны окисления позволили установить широкий спектр минеральных ассоциаций, представленные: самородными металлами Au, Ag,

Таблица 2
Минеральный состав зоны окисления золото-серебряного месторождения Каракутан (с использованием материалов).

Класс минералов	Минералы	Формула минерала	Распространенность минералов
Самородные	Au, Ag, Cu, S, Fe	Au, Au-Ag, Ag, Cu, S, Fe	+++
Интерметаллиды	Cu, Zn	Cu-Zn	+
Силикаты	Опал	SiO ₂ *nH ₂ O	++
	Халцедон	SiO ₂ *nH ₂ O	++
	Гезенгарит	Fe:Si = 1:1*H ₂ O	++
	Аллофан	mAl ₂ O ₃ *nSiO ₂ *pH ₂ O	++
	Хризакولا	CuSiO ₂ *nH ₂ O	+
Гидроксиды	Гетит	FeOOH	+++
	Гидрогетит	FeOOH*nH ₂ O	+++
	Бемит	Al(OOH)	+
	Манганит	Mn(OOH)	+
Сульфиды	Халькозин	Cu ₂ S	+
	Ковелин	CuS	+
Оксиды	Платнерит	Pb ₂ O	+
	Крокоит	Pb(CrO ₄)	+
	Ураноторит	(UTh)O ₂	+
	Sn-куприт	SnCu ₂ O	+
	Платнерит	PbO ₂	+
Арсенаты	Скородит	Fe ₃ [AsO ₄]	++
	Бёдантит	PbFe ₃ [(OH) ₆ (AsO ₄)(SO ₄)](OH)	+
	Миметезит	Pb ₅ [Cl/AsO ₄] ₃	+
	Рузвельтит	Bi[AsO ₄]	+
	Шультенит	PbH[AsO ₄]	+
	Арсенолит	As ₂ O ₃	++
Антимонаты	Каракутанит	Pb[(SbO ₄)(SO ₄)](OH)	+
	Валентенит	Sb ₂ O ₃	++
Сульфаты	Гипс	CaSO ₄	+++
	Полугидрат	CaSO ₄ *0,5H ₂ O	+
	Бианкит	[(Zn Fe)SO ₄]*6H ₂ O	+
	Метавольтин	K ₅ Fe ₃ [OH](SO ₄) ₃ *8H ₂ O	+
	Англизит	PbSO ₄	+
	Ярозит	KFe ₃ [(OH) ₆ (SO ₄) ₂]	+++
	Кизерит	Mg[SO ₄]*H ₂ O	+
Карбонаты	Церусит	Pb[CO ₃]	+
	Кальцит	Ca[CO ₃]	+
	Ароганит	Ca[CO ₃]	+
Молибдаты	Повелит	Ca[MoO ₄]	+
Вольфраматы	Тунгстенит	WS ₂	+

Cu, Fe, а также S; интерметаллидами Au-Ag, Cu-Zn; силикатами, гидроксидами, сульфидами, оксидами, арсенатами, антимонитами, сульфатами, карбонатами, молибдатами, вольфраматами Fe, Si, Cu, Mn, Pb, Sn, As, Sb, Ca, Zn, U, Th (табл. 1, 2). Выявлено 44 минерала и минералоидов, которые формируют каркас зоны

окисления руд золото-серебряного месторождения Каракутан (табл. 1, 2). Из вышеизложенного следует, что в результате гипергенеза за счет растворения золотосодержащих сульфидов (пирротина, пирита, арсенопирита и др.), дальнейшей миграции и отложения формировались значительные концентрации самородного золота, серебра и других металлов.

Таблица 3
Химический состав самородного золота в окисленных рудах золото-серебряного месторождения Каракутан

№	Au	Ag	Cu	Fe
1	100,0	-	-	-
2	98,02	1,98	-	-
3	90,29	9,71	-	-
4	87,92	12,08	-	-
5	85,02	12,60	0,03	2,06
6	83,72	13,43	0,03	2,84
7	82,94	14,31	0,14	2,60
8	80,66	17,31	0,17	1,86

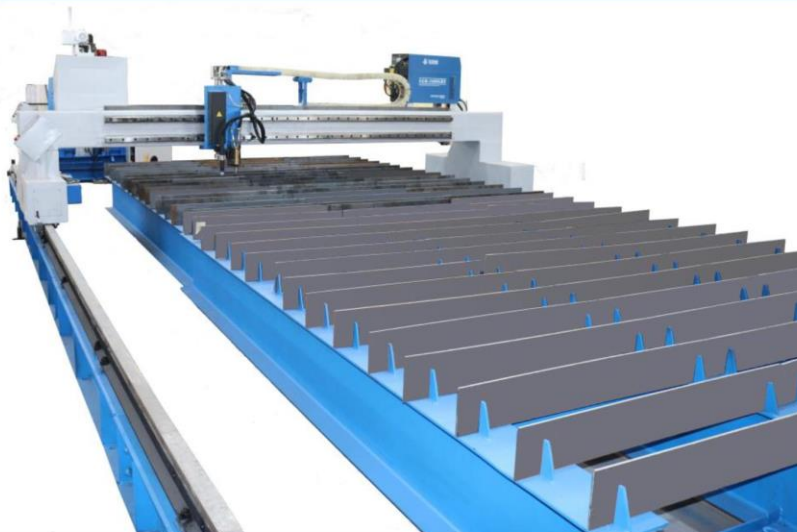
Степень «облагораживания» самородного золота происходит за счет его укрупнения в окисленных рудах, а также за счет потери примесных металлов, но часто оно содержит Fe, Cu, которые представлены поверхностными пленками и включениями гипергенных минералов, нередко они могут препятствовать при технологическом переделе, в нашем случае, руд золото-серебряного месторождения Каракутан (табл. 3). Самородное золото в рудах золото-серебряного месторождения весьма высокопробное от 80,6 до 100 (табл. 3, рис. 1). Полученные результаты исследований по минералогии зоны гипергенеза золото-серебряного оруденения Каракутан совпадают с мнением многих исследователей, установлено, что зона гипергенеза должна рационально ориентироваться на поисково-прогнозные разведочные работы на рудных месторождениях, т.е. быть «типоморфной» на характер эндогенного оруденения [4, 6], в нашем случае золотого оруденения. В связи с этим нами для золото-серебряной рудной формации Каракутан выделены характерные типоморфные минеральные ассоциации зоны окисления: скородит, арсенолит, каракутанит, валентенит, бёдантит, гидроокислы железа (гетит, гидрогетит) и гипс (табл. 2). В заключении следует отметить на широкое развитие зоны окисления в пространстве и на глубокие горизонты золото-серебряного месторождения Каракутан, на это указывают: гетерогенность минеральной системы зоны окисления, которая представлена следующими минеральными ассоциациями: силикатами > гидроксидами > оксидами > сульфатами > арсенатами > карбонатами и самородными элементами и интерметаллидами таких элементов как Si, Fe, Cu, Pb, As, Sb, Zn, Ag, Au др. Установлены 44 минерала и минералоидов в зоне окисления золото-серебряного месторождения Каракутан. Установлены типоморфные минеральные ассоциации минералов зоны окисления: гидроокислы железа (гетит, гидрогетит), скородит, бёдантит, гипс, валентенит, ярозит, которые можно ориентировать в поисково-прогнозных и разведочных работах золоторудных месторождений, т.е. может быть типоморфной на характер проявления первичных гипогенных золото-серебряных руд на глубину, а также необходимо учитывать при технологии извлечения золота из окисленных руд золото-серебряного месторождения Каракутан.

Библиографический список:

1. Корсакова В.С., Мушкина И.В., Шадрин В.Л. Поиски золота в западной части Каракутанского рудного поля. Отчет Бешкудукской работ за 1994-1999 гг.
2. Баймухамедов Х.А., Курбанов А.С., Чебатарева Г.П. Минералого-геохимическая характеристика руд Каракутанского рудного поля. Рудные формации и основные черты металлогении золота Узбекистана: «ФАН», 1969, С. 140 - 144.
3. Горев Г.В. Геология Каракутанского рудного поля. Рудные формации и основные черты металлогении золота Узбекистана: «ФАН», 1969, с. 144 - 149.
4. Петровская Н.В. Самородное золото. Изд-во «Наука», М., 1973 г., С. 282 - 294.
5. Туресебеков А.Х., Ткаченко Е.С., Шарипов Х.Т., Баранова Т.Н., Шукуров Ш.Р. Минералогия и геохимические особенности руд золоторудного месторождения Каракутан. «Геология и минеральные ресурсы», № 5, 2016 г., С. 31 - 37.
6. Яхонтова Л.К., Грудев А.П. Минералогия окисленных руд. М., «Недра», 1987, 197 с.



**РЕСПУБЛИКА УЗБЕКИСТАН ГОСУДАРСТВЕННОЕ ПРЕДПРИЯТИЕ
НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ
ПРОИЗВОДСТВЕННОЕ ОБЪЕДИНЕНИЕ «НАВОЙСКИЙ МАШИНОСТРОИТЕЛЬНЫЙ ЗАВОД»**



UPM-3080

**УСТАНОВКА ГАЗО-ПЛАЗМЕННОЙ
РЕЗКИ МЕТАЛЛА С ЧПУ**



Manzil: O'zbekiston Respublikasi, 210100, Navoiy sh.,
Inspektorlar ko'chasi-5, Tel: (810-99879) 227-64-23,
Faks: (810-99879) 223-48-78, 227-64-12
E-mail: infonyz@ngmk.uz
Адрес: Республика Узбекистан, 210100, г. Навои,
ул. Инспекторлар-5, Тел: (810-99879) 227-64-23,
Факс: (810-99879) 223-48-78, 227-64-12
E-mail: infonyz@ngmk.uz
Address: The Republic of Uzbekistan, 210100, Navoi ,
Inspektorlar Street-5, Tel: (810-99879) 227-64-23,
Faks: (810-99879) 223-48-78, 227-64-12
E-mail: infonyz@ngmk.uz



NMZ
Вдохни жизнь в металл

ЗОЛОТОНОСНОСТЬ ГРАФИТОВОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ТАСКАЗГАН РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН



Турсебеков А.Х.,
заведующий лабораторией «Геотехнология»
Института геологии и геофизики
им. Х.М.Абдуллаева, к.г.-м.н.



Мирходжаев Б.И.,
ведущий инженер-геолог НГМК
д.г.-м.н.



Шукуров Ш.Р.,
младший научный сотрудник
Института геологии и геофизики
им. Х.М.Абдуллаева,

Markaziy Qizilqum mintaqasida joylashgan "Takazgan" nomli yirik grafit koni tarkibida topilgan asl metall tarkibli minerallarga oid yangi ma'lumotlar ko'rib chiqildi. aniqlangan asl metallar bilan bog'liq bo'lgan grafitning keng birikmalari grafitli ma'danlarni qayta ishlashda yangi istiqbolini dalolat beradi. Asl metallar tarkibiga kirgan metallar birikmasini hosil bo'lishi mexanizmi taklif qilinadi. Tadqiqotlar zamonaviy usullar asosida o'tkazilgan.

Tayanch iboralar: grafit koni, gabbroidlar, Markaziy Qizilqum ma'danlari, minerallanish, asl metallar.

На основе анализа геологических материалов и данных лабораторных исследований был установлен определённый набор химических элементов, ассоциирующих с графитизированным веществом. Этот комплекс рудных элементов включает впервые выявленное золото и ряд редких и редкоземельных элементов. Предложен механизм образования ассоциации благородных металлов, графита и редких элементов. Исследования велись с использованием современных методов изучения.

Ключевые слова: месторождение графита, габброиды, рудные минералы Центральных Кызылкумов, минерализация, благородные металлы.

Графитовое месторождение Тасказган географически расположено в Навоийской области, в 90 км к западу от ж/д станции «Караката». Площадь месторождения сложена карбонатными отложениями, прорванными многочисленными интрузивными телами габбрового состава [1]. На контактах габброидов с карбонатными породами развиты зоны интенсивного дробления и гидротермального изменения пород.

Всего выявлено около 100 графитовых тел. Шесть из них, наиболее крупных, изучены детально (категории А+Б+С₁), тринадцать мелких с детальностью категории С₂, остальные представлены отдельными выходами, вскрытыми единичными выработками. Запасы графита составляют 6,2 млн. т, а прогнозные ресурсы – около 40 млн. т. По характеру локализации во вмещающих породах графитовые тела образуют сближенные субпараллельные ветви, разделенные слабо графитизированными породами (рис. 1, 2). Четыре основных графитовых рудных тела сосредоточены в юго-восточной части месторождения, на северо-западе выделено два крупных тела. Мелкие тела распределены на месторождении равномерно. На контакте с вмещающими Бельтауского интрузива осадочно-метаморфическими, существенно карбонатными породами силура, развиты зоны брекчирования и графитизации. Содержание свободного углерода в графитовых телах колеблется от 3,1 до 48,5% [2,3].

В связи с разработкой технологии получения чистого графита из графитизированных пород месторождения Тасказган, Институту геологии и геофизики имени Х.М. Абдуллаева были переданы ЦНИЛ Навоийского ГМК 3 пробы для выяснения их минералого-геохимических особенностей (табл. 1).

В результате микроскопических, рентгенофазового и микрозондового анализов исходного продукта, флотоконцентрата и хвостов обогащения было установлено, что кроме графита, который в исходной руде составляет 14,4%, присутствует ансамбль сопутствующих минералов: силикаты (кварц, опал), алюмосиликаты

(альбит, ортоклаз), глинистые минералы (гидрослюда, монтморилонит, каолинит, хлорит), карбонаты (доломит, кальцит), сульфаты (мирабилит, гипс, барит), оксиды и гидроксиды железа, меди и марганца (гематит, гетит, хромит, ильменит, куприт), сульфиды (пирит, арсенопирит, халькопирит, галенит), самородное золото (купроаурид) и редкоземельные минералы (табл. 1-4, рис. 1), которые в сумме составляют 85%. Из вышеизложенного следует, что исходные графитосодержащие породы являются сложной гетерогенной минеральной системой.

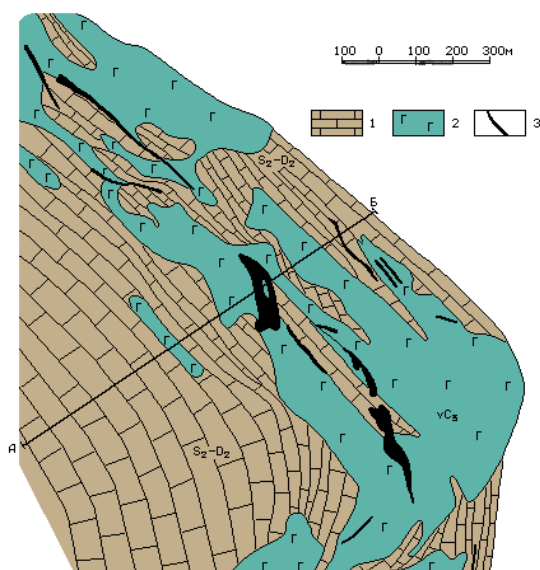
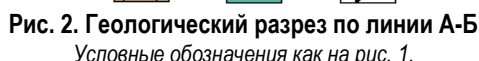


Рис. 1. Схематическая геологическая карта месторождения Тасказган
1 - известняки, 2 - габброиды,
3 - графитовые тела.

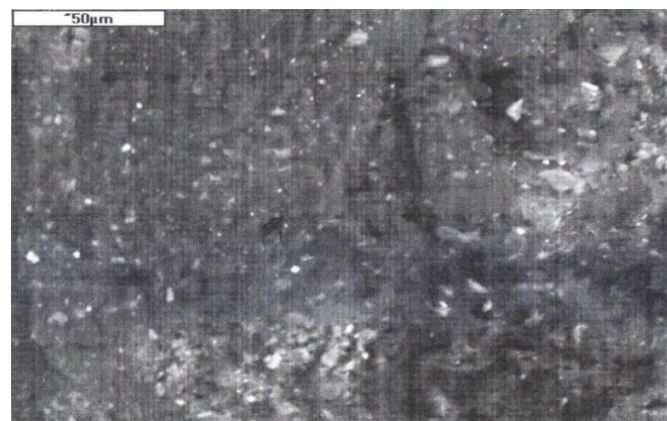


Химический состав органического вещества технологических проб графитизированного вещества месторождения Тасказган (ЦНИЛ НГМК)

№	Технологические пробы	Номер проб	Содержание, %		
			Сорг	Собщ	CO ₂
1	Исходная – 73-3	235-1	13,9	14,4	0,5
2	Флотоконцентрат	235-2	31,3	31,1	0,2
3	Хвосты флотации	235-3	14,8	15,5	0,7

Проанализированные графиты микрозондированием показали на присутствие в них примесей Si, Na, Al, K, Ca, Fe, Ti, V, Cr, Mn, Cl, Ni, Cu, Au, Ag. На присутствие данных примесей указывают также предыдущие авторы [4,7,8]. Необходимо отметить, что графитизированные породы месторождения Тасказган претерпели гипергенез, на что указывает присутствие в значительных количествах окисленных минералов: гипса, мирабилита, гетита, гидрогетита, куприта, которые образовались за счет окисления сульфидов (пирита, арсенопирита и др.). В результате детальных микрозондовых исследований в графитах впервые было установлено самородное золото размером 10 - 50 мкм, которое по химическому составу соответствует купроауриду (Cu_3Au_2). Данное самородное золото ассоциирует с гетитом, гидрогетитом (табл. 3, рис. 1). В данном купроауриде наряду с Au, Cu, Pb содержится железо от 0,61 до 1,15% и никель от 0,73 до 0,88% (табл. 3). Присутствие в графитах купроаурида золота может быть признаком о наличии присутствия элементов платиновой группы. Кроме самородного золота (купроаурида) в графитизированных породах присутствуют пирит и арсенопирит, халькопирит, галенит, теллурувисмутит. По данным микрозондирования в пирите и арсенопирите установлены значительные содержания золота и серебра. В пирите содержание золота колеблется от 0,08 до 0,15%, в арсенопирите – от 0,21 до 0,59% (табл. 2). Также золото установлено в оксидах

2. Необходимо также провести детальные исследования на золотоносность и платиноносность других графитовых месторождений и рудопоявлений Узбекистана, а также месторождения шунгита Лочинхона (Пскемский хребет), [5].



(яркие) купроаурида в графите в ассоциации с гётитом и гидрогётитом (светло-серые). Микрозондовый анализ

5. Обогащение благородными металлами графитовой руды, возможно, объясняется их сорбированием гидроксидами Fe, Mn(?) и органическим веществом в процессе экзогенного выветривания древних габброидов, слагавших палеоострова. Благородная минерализация в скарнах могла также образоваться в результате метаморфизма продуктов разрушения латеритной коры выветривания и контактово-инфильтрационной природе растворов, проникавших по трещинам и имевших восстановительный потенциал.

Таблица 2

Химический состав минералов рудных минералов месторождения Тасказган (по данным микрозондирования), в %

Минерал	Bi	Fe	S	Co	Ni	Cu	As	Sb	Au	Ag	Pb	Se	Te
Арсенопирит		35,02	22,15	0,05	0,06	0,08	42,53	0,19	0,29				
---//---		35,27	22,31	0,10	0,28	0,05	41,24	0,33	0,59	0,08			
---//---		35,56	22,26	0,06	0,01	0,08	42,04	0,17	0,21	0,09			
Пирит		46,18	52,40	0,09	0,08	0,05	1,28		0,08	0,06			
---//---		44,94	48,26	0,06	0,12	0,38	6,29		0,12	0,12			
---//---		46,40	50,40	0,02	0,22	0,14	3,0	0,05	0,15	0,3			
Галенит		1,02	11,8								87,18		
Теллури- висмутит	51,6		0,08									2,91	45,37
---//---	52,9											2,59	44,48
Халько- пирит		29,54	36,15			33,6				0,08			

Примечание: в халькопирите Zn – 0,23 %.

Таблица 3

Химический состав редкоземельных минералов месторождения Тасказган, %

Минерал	SiO ₂	P ₂ O ₅	SO ₃	CaO	Fe ₂ O ₃	Y ₂ O ₃	La ₂ O ₃	Ce ₂ O ₃	Pr ₂ O ₃	Nd ₂ O ₃	Sm ₂ O ₃	Gd ₂ O ₃	ThO ₂	UO ₂	Al ₂ O ₃	Cl	Pm
Монацит	1,27	29,87	0,58	0,99	0,47	4,16	12,95	30,92	1,06	9,41	1,25	0,76	4,80	0,07			
---//---	3,02	23,98	0,57	0,40	0,13	2,88	15,85	30,71	1,49	7,40	0,20		13,31	0,35			
---//---	3,87	24,24	0,64	0,68	0,21	2,71	16,58	28,67	1,05	7,14	0,03		13,87	0,37			
Калкинсит	0,67	0,07		0,74			19,78	46,46	2,22	8,18					3,01	0,22	2,37
Эрицит (силико- рабдофан)	8,42	22,47		3,29	14,97		23,36	10,78	3,47	11,09	0,66		2,40				

Таблица 4

Химический состав гетита, гидрогетита месторождения Тасказган, %

Минерал	Al	Si	S	K	Ca	Ti	V	Mg	Cr	Ni	Mn	Fe	As	Au	Ag
Гетит	1,35	8,18	0,47	0,46	0,25	0,09	0,02		0,04		0,03	82,95	0,79	0,08	0,01
Гидрогетит	3,18	13,02	0,20	0,77	0,26	0,32		2,68		0,25		73,59	0,22	0,06	0,009

Таблица 5

Химический состав самородного золота (купроаурида) в графитовом месторождении Тасказган (по данным микрозондирования), в %

№	Минерал	Формула	Химический состав, %				
			Au	Ag	Cu	Fe	Ni
1	Купроаурид	Cu ₃ Au ₂	84,45	0,15	14,53	0,68	
2	--- // ---	--- // ---	82,60	0,28	16,13	1,0	
3	--- // ---	--- // ---	83,27	0,33	15,25	1,15	
4	--- // ---	--- // ---	86,51	0,38	12,31	0,80	
5	--- // ---	--- // ---	87,07	0,11	12,15	0,66	
6	--- // ---	--- // ---	86,44	0,32	12,63	0,61	
7	--- // ---	--- // ---	85,48	0,34	13,17	0,96	0,73
8	--- // ---	--- // ---	84,12	0,05	13,91	1,14	0,88

Таблица 5

Содержание благородных металлов в шунгитах и сульфидах в золоторудном месторождении Большевик (Республика Казахстан), в г/т

Минерал	Au	Ag	Pt	Pd
Шунгит	11,0	33,0	183,0	6,0
--- // ---	2,0	17,0	237,0	10,0
--- // ---	34,0	328,0	106,0	3,0
Пирит	98,0	6,0	< 1,0	9,0
--- // ---	101,0	8,0	< 1,0	6,0
Арсенопирит	358,0	23,0	< 1,0	8,0
--- // ---	301,0	3,0	< 1,0	< 1,0

Библиографический список:

1. Минерально-сырьевые ресурсы Узбекистана (часть 2). Т., Фан, 1977, 553 С.101-104.
2. Хамидов Р.А. Графитовые руды Узбекистана и пути их промышленного использования. Журнал «Геология и минеральные ресурсы». № 2, 2011 г. С.34-40.
3. Мирзаев А.У., Адылов Д.К., Ахмедов Р.К. и др. Тасказганское месторождение как источник графитового сырья для промышленности Узбекистана. «Горный вестник Узбекистана». Ташкент, 2018, С.16-19.
4. Кромская К.М. Минералогическая характеристика графита из зон графитизации Бальтауского габброидного массива. В сб. «Геология и рудоносность Приташкентского района». Ташкент. Изд-во «ФАН» Уз.ССР, 1966., С.42-45.
5. Ложечкин М.П. Новые данные о химическом составе медистого золота. Доклад АН СССР, 1939. Т. XXIV, № 5., С.454-457.
6. Марченко Л.Г. Наноминералогия золота и платиноидов. Алматы, 2016, С. 129-141.
7. Минералы. Справочник, том I. Изд – во АН СССР, М., 1960, С. 69-75.

GOLDENING OF THE TASKAZGAN GRAPHITE DEPOSIT OF THE REPUBLIC OF UZBEKISTAN

¹Turesebekov A.H., Head of Laboratory of Geochemistry, T.Arpay@mail.ru²Mirkhodjaev B.I., Leading Geological Engineer of, B.Mirkhodjaev@ngmk.uz¹Shukurov Sh.R., Leading Researcher, sh_shukurov@gmail.com¹ Geology&Structure Geology Institute named after H.Abdullaev, Tashkent, Uzbekistan² Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Navoi, Uzbekistan**Abstract**

New data on the minerals of noble metals found in the largest graphite deposit "Taskazgan" in Central KyzylKum are considered. The revealed wide association of a number of noble metals with graphite indicates new prospects for the development of graphite ores at the deposit. A mechanism for the formation of a complex of metals, including noble ones, is proposed. The research results were obtained on the basis of modern research methods.

Keywords: deposit of graphite, gabbroids, minerals of Central Kizilqum, mineralization, noble metals.

References

1. Mineral resources of Uzbekistan (part 2). Tashkent, PH «Fan», 1977, 553 p
2. Hamidov R.A. Graphite ores of Uzbekistan and ways of their industrial use. *Geology and Mineral Resources Journal*. No. 2, 2011, pp. 34-40.
3. Mirzaev A.U., Adylov D.K., Akhmedov R.K. and etc. Taskazkan deposit as a source of graphite raw materials for the industry of Uzbekistan. *"Mountain Bulletin of Uzbekistan"*. Tashkent, 2018, pp. 16-19.
4. Kromskay K.M. Mineralogical characteristics of graphite from the zones of graphitization of the Baltau gabbroid massif. In the collection of works "Geology and ore content of the Pritashkent region". Tashkent. Publishing house "FAN" Uz.SSR, 1966, pp. 42-45.
5. Lojchkin M.P. New data on the chemical composition of cuprous gold. *Report of the USSR Academy of Sciences*, 1939, T.XXIV, №5, pp. 454-457.
6. Marchenko L.G. Nanomineralogy of gold and platinoids. *Almaty*. 2016, pp. 129-141.
7. Minerals. Handbook, Volume I. Publishing House of the Academy of Sciences of the USSR. Moscow. 1960, pp. 69-75.

ИЗГОТОВЛЕНИЕ МЕТАЛЛОКОНСТРУКЦИЙ И ЗАПОРНОЙ АРМАТУРЫ



Государственное предприятие НГМК
Производственное объединение
"Навоийский машиностроительный завод"
www.ngmk.uz
Адрес: г. Навои, ул. Инспекторов, 5
Тел.: (+99879) 227-62-14, 227-64-23
Факс: (+99879) 223-48-78
E-mail: infonmz@ngmk.uz



ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПЕРЕВОДА ЭЛЕМЕНТА СКАНДИЯ В РАСТВОР ИЗ НИЗКОСОРТНОГО ФОСФОРИТНОГО СЫРЬЯ ЦЕНТРАЛЬНЫХ КЫЗЫЛКУМОВ ПУТЕМ ВОЗДЕЙСТВИЯ СЛАБОКОНЦЕНТРИРОВАННОЙ СЕРНОЙ КИСЛОТЫ



Донияров Н.А.,
декан факультета
НГГИ, д.т.н., доцент



Тагаев И.А.,
доцент кафедры НГГИ,
к.с.-х.н.



Муродов И.Н.,
докторант кафедры НГГИ



Асроров А.А.,
старший преподаватель
кафедры НГГИ

Maqolada, Markaziy Qizilqumning past navli fosforit rudalari va Qizilqum fosforit kombinatining (QFK) shlamli chiqindilarini kuchsiz kontsentratsiyali sulfat kislota bilan ishlov berish natijasida, ushbu xomashyolar tarkibidan skandiy elementini eritmaga o'tkazish imkoniyatlari muxokama qilindi. Skandiy elementini eritmaga o'tish darajasini kislota kontsentratsiyasi o'zgarishiga bog'liqligi hamda sulfat kislotali ishlov berilgan mahsulotlarning mass-spektroskopik va spektrofotometrik tahlillari natijalari o'rganildi. Xomashyolar tarkibidagi boshqa kamyob yer elementlarining kuchsiz kontsentratsiyali sulfat kislota eritmasi ta'sirida eritmaga o'tish ko'rsatkichlari, hamda asosiy va foydali komponent bo'lgan P_2O_5 tarkibiy qismini to'laigicha cho'kmada saqlab qolishga erishish imkoniyatlari ko'rib chiqilgan.

Tagyanch iboralar: past navli fosfatlar, skandiy fosfit, kuchsiz konsentrlangan sulfat kislota, filtrat, cho'kmalar

В статье рассматривается возможность переноса скандиевого элемента из этого фосфоритного сырья в раствор в результате переработки низкосортных фосфоритовых руд и шламов Центральных Кызылкумов путем воздействия слабыми водными концентрациями серной кислоты. Изучена зависимость степени перехода скандия в раствор при изучении воздействием слабых концентраций серной кислоты. В статье приведены результаты масс-спектрометрического и спектрофотометрического анализа фосфоритовых продуктов, обработанных серной кислотой. Изучены возможности переноса редкоземельных элементов из сырья в раствор, а также поведение полезного компонента - P_2O_5 .

Ключевые слова: низкосортные фосфаты, фосфит скандия, слабоконцентрированная серная кислота, фильтрат, осадок.

В земной коре специфические минералы скандия встречаются очень редко, чаще всего он входит в состав других минералов, как сопутствующий элемент. Кроме того, имеются небольшие запасы Sc-содержащих минералов, в том числе тортейтит ($(Sc,Y)_2Si_2O_7$), фосфит скандия $ScPO_4 \cdot 2H_2O$, бацитт $Be_3(Sc,Al)_2Si_6O_{18}$, силикат титана $Sc(Nb,Ti,Si)_2O_5$, беканамит $(Sc,Zr)_2Si_2O_7$ и др. В природе скандий, как сопутствующий элемент входит в состав рудных минералов ильменита, циркона, боксита, редкоземельных руд, V-Ti магнетита, вольфрамовой руды, оловянных, урановых руд, угля и других минералов [1]. В составе скандийсодержащих руд, скандий часто ассоциируется с другими редкоземельными элементами [2], титаном [3], ванадием и ураном [4]. Мировые запасы скандия составляют около 2 млн. тонн, из которых 27,5% приходится на Китай, занимающий первое место в мире. Существует более 800 видов скандийсодержащих минералов, которые имеют сложный минеральный состав и низкое содержание скандия. Они распределены в других минералах в изоморфном или адсорбционном состоянии, что делает их обогащение, разделение и добычу высококачественного скандия достаточно сложным [5]. Скандий редкоземельный элемент, имеющий широкое применение в металлургической, химической, электронной промышленности и т.д. [6]. В настоящее время применение скандия в основном сдерживается его низкой производительностью [7]. Для увеличения предложения скандия крайне важно использовать как первичные, так и вторичные скандийсодержащие ресурсы, такие как фосфорные руды [8], остатки редкоземельных руд [9], бокситовые руды [10], вольфрамовый шлак [11] и кварц циркония [12]. Извлечение скандия в основном относится к скандию, обогащенному в некоторых промежуточных продуктах или побочных продуктах при комплексной обработке скандийсодержащих минеральных ресурсов.

При переработке скандийсодержащих минеральных ресурсов скандий имеет различные тенденции, в результате чего богатые скандием материалы имеют различные характеристики [13]. Преимущественно часто используемыми методами его извлечения в гидрометаллургии является метод осаждения и извлечения ионообменным способом, который является основным процессом извлечения скандия из первичных руд, шлаков и отработанных жидкостей [16-17].

По данным геологоразведочных работ общее Содержание редкоземельных элементов (РЗЭ) в фосфоритовых рудах месторождения Джерой-Сардара в Центральном Кызылкуме находится в пределах 400-890 г/т [18-20]. В процессе селективного выщелачивания высококонцентрированной серной кислотой в технологии получения суперфосфата, в раствор переходит до 40% редкоземельных элементов.

При осаждении урана из раствора, 50% редкоземельных элементов в растворе осаждаются вместе с ураном, а скорость выделения РЗЭ составляет 25-30% по сравнению с исходной рудой [21-23]. Для отделения скандия от примесей и от других РЗЭ используются различные методы. Например, при извлечении скандия из остатков бокситовых руд, фосфорная кислота имела преимущество в отделении скандия от примесей по сравнению соляной, серной и азотной кислотами. При оптимальных условиях концентрации фосфорной кислоты 6-8 моль/л, температуре выщелачивания 120-140 °С, времени выщелачивания 60-90 мин и соотношении жидкости и твердости 10-12 мл/г выщелачивание скандия превысило 90%. Большая часть (98,64%) скандия может быть извлечена дальнейшей экстракцией органическим растворителем в условиях концентрации $P_2O_4^{4-}$ до 2%, значения pH 1,8 и водно-органического соотношения 3:1 [24].

Целью проводимых исследований было изучение поведения скандия после воздействия слабыми концентрациями серной кислоты. Задачами исследования на начальных этапах экспериментов было изучение возможности выделения скандия, перешедшего в раствор различными органическими селективными реагентами.

Объектом исследования были низкосортные фосфоритовые руды месторождения Джерой-Сардара в Центральном Кызылкуме и шламы из Кызылкумского фосфоритного комбината (КФК). Низкосортные фосфоритовые руды Центрального Кызылкума имеют следующий химический состав (табл. 1) [25-27].

Таблица 1
Химический состав фосфоритов Центрального Кызылкума

№ п/п	Наименование соединений	Содержание элементов, %
1.	P ₂ O ₅	8-12
2.	Al ₂ O ₃	1,5-3,0
3.	SiO ₂	6,0-8,0
4.	CaO	42-48,1
5.	MgO	2,5-3,5
6.	Fe ₂ O ₃	0,6-0,8
7.	R ₂ O	0,9-1,4
8.	CO ₂	8-15
9.	Фтор	1,8-3,2
10.	SO ₃	2,5-3,5
11.	U	0,003-0,008
12.	PЗЭ	0,04-0,089
13.	H ₂ O	10,0
14.	Нерастворимый остаток	8,0-8,2

Фосфоритовые шламы из КФК имели сходный с низкосортными фосфоритами следующий химический состав (табл. 2).

Таблица 2
Химический состав фосфоритовых шламов из КФК

№ п/п	Наименование соединений	Содержание элементов, %
1.	P ₂ O ₅	15,1
2.	Al ₂ O ₃	1,5-3,0
3.	SiO ₂	6,0-8,0
4.	CaO	42-48,1
5.	MgO	2,5-3,5
6.	Fe ₂ O ₃	0,6-0,8
7.	CO ₂	8-15
8.	U	0,006
9.	PЗЭ сумма	0,04-0,089
10.	Фтор	1,8-3,2
11.	SO ₃	2,5-3,5
12.	H ₂ O	10,0
13.	Органическое вещество	2,8-3,0
14.	Нерастворимый остаток	8,0-8,2

Исследования выполнены в Навоийском Государственном горном институте в следующем порядке:

1) Содержание скандия в пробах определяли масс-спектрометром ICP-Agilent 7500 SX;

2) Образцы были взяты по 100 г фосфоритовых руд и шламов, обработаны в растворах серной кислоты различных концентраций (продолжительность перемешивания 30 минут);

3) Полученный раствор был отфильтрован и разделен на компоненты фильтрата и осадка;

4) В масс-спектрометре ICP-Agilent 7500 SX элементный состав полученных фильтратов и осадков определялся индуктивным плазменно-масс-спектральным методом [28];

5) Для полученных фильтратов и осадков общее содержание P₂O₅ изучали по ГОСТ 20851.2-75 (Минеральные удобрения. Метод определения фосфатов), а также с помощью прибора SpectrophotometerUV-1280 [29];

Для определения кинетики перевода в раствор различных элементов были использованы следующие концентрации серной кислоты в качестве опций для определения влияния концентраций серной кислоты на скорость растворимости скандия в полученной пробе и определения оптимальных концентраций, имеющих высокую эффективность (табл. 3);

Таблица 3
Варианты проб при сернокислотной обработке

№	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Концентрация H ₂ SO ₄ (г/л)	0	2	3	4	5	6	7	8	10	15	20	30	40

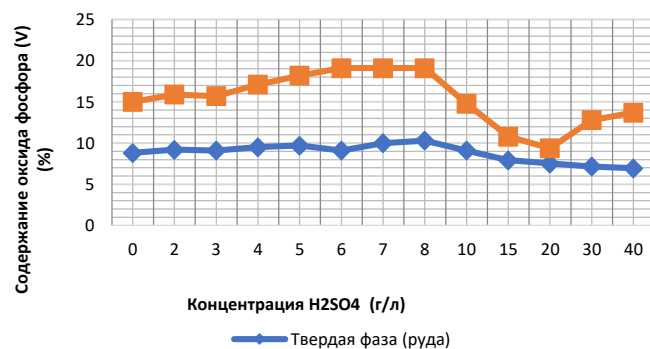
Результаты обработки слабоконцентрированными растворами серной кислоты показали, что состав Центрально-Кызылкумской фосфоритовой руды и шлама из КФК состоял из сложных соединений, pH полученных растворов изменялся в зависимости от концентрации кислоты (табл. 4).

Таблица 4
Характер изменения pH среды фосфоритовых руд и шламов после воздействия серной кислотой

№	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Концентрация раствора H ₂ SO ₄ (г/л)	0	2	3	4	5	6	7	8	10	15	20	30	40
pH (фосф. руд. + H ₂ SO ₄)	7,99	8,19	8,25	8,25	8,27	8,27	8,11	8,14	6,58	6,49	7,66	6,49	6,70
pH (фосф. шлам. + H ₂ SO ₄)	8,17	8,12	8,20	7,77	8,14	7,86	7,98	7,71	6,56	7,46	6,96	7,39	6,61

Полученные значения показали, что pH раствора при обработке фосфоритовых руд и шламов со слабой концентрацией (0-40 г/л) серной кислоты резко не изменялся, и в этом случае находился в пределах 8,20-6,5 как для фосфоритовых руд, так и для шламов.

В результате масс-спектрального анализа образцов исходных фосфоритовых руд и шламов, содержание Sc в них находилось в пределах от 11 до 8,7 г/т соответственно. При анализе содержание P₂O₅ в фильтрате и осадке после выщелачивания и фильтрации образцов, степень перехода P₂O₅ в раствор был очень низким, а степень растворимости скандиевого элемента, варьировал в зависимости от концентрации кислоты (табл. 5).


Рис. 1. Графики изменения содержания P₂O₅ в твердой фазе

Полученные результаты показали, что при концентрации серной кислоты в 10 г/л отмечено резкое увеличение диапазона растворимости скандия в руде до 6,8 мг/л (62%), а при концентрации в 30 г/л этот показатель доходил до максимального значения и составлял 9,0 мг/л (82%). Кроме того, растворимость

скандия в осадке составляла 7,30 мг/л (84%), а при растворении в 4 г/л и при 30 г/л серной кислоты диапазон растворимости достигал 8,50 мг/л (98%). При воздействии концентрацией 40 г/л кислоты растворимость скандия значительно снизилась и составила 9,0 мг/л (82%) и 8,0 мг/л (92%), соответственно для руды и осадка. Кроме того, изучение растворимости P_2O_5 в полученных растворах показало, что в вариантах, при концентрациях кислоты от 0 до 40 г/л диапазон растворимости P_2O_5 в руде или шламе был очень низким и находился в пределах - 0,09 мг/л (1%) и 0,15 мг/л (1%) соответственно. Анализ высушенных осадков показал, что при концентрации серной кислоты 8 г/л низкосортных фосфоритов и шламов КФК, фосфоритов были максимально обогащены (рис.1) и содержание P_2O_5 увеличилось до 10,3% и 19,1%, соответственно. Анализ полученных результатов показал, что точка пересечения оптимальных значений степени перехода скандинового элемента в раствор и степени обогащения фосфоритовой руды и шлама в результате

обработки серной кислотой фосфоритовой руды составлял 6 г/л серной кислоты, скорость растворения скандия и степень обогащения руды составляла 60% (6,30 мг/л Sc), а количество P_2O_5 увеличилось до 115%.

При этом, в осадке при воздействии серной кислоты 7 г/л, скорость растворения скандия и степень обогащения осадка составила 82% (7,10 мг/л Sc) и 127% (19,1% P_2O_5) соответственно. Более того, результаты, полученные на масс-спектрометре ICP-Agilent 7500 SX, показали, что обработка слабоконцентрированной серной кислотой приводила к переносу из редкоземельных элементов (РЗЭ), в основном скандия в раствор (табл. 6). Как видно из таблицы 6, скорость перехода в раствор под воздействием слабоконцентрированной серной кислоты других представителей РЗЭ составлял около 1%.

Это, в свою очередь, позволит в будущем избирательно извлекать скандий из этого сырья, не смешивая его с другими редкоземельными элементами.

Таблица 5.

Результаты масс-спектрометрического анализа содержания скандия в растворе и осадке после воздействия серной кислотой

№	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Концентрация H_2SO_4 (г/л)	0	2	3	4	5	6	7	8	10	15	20	30	40
Содержание Sc в исходной руде (г/т)	11												
Содержание Sc в фильтрате (руда + H_2SO_4) (мг/дм ³)	3,9	3,7	2,7	3,20	2,70	6,60	6,70	6,70	6,80	7,30	6,90	9,00	9,00
Содержание Sc в исходной шлам (г/т)	8,7												
Содержание Sc в фильтрате (шлам + H_2SO_4) (мг/дм ³)	3,20	2,50	2,90	7,30	6,30	6,50	7,10	6,20	6,30	6,10	6,80	8,50	8,00
Содержание P_2O_5 в исходной руде (%)	8,69												
Содержание P_2O_5 в фильтрате (руда + H_2SO_4) (%)	0,07	0,08	0,09	0,07	0,07	0,08	0,07	0,08	0,06	0,07	0,09	0,1	0,1
Содержание P_2O_5 в осадке (руда + H_2SO_4) (%)	8,8	9,2	9,1	9,5	9,7	9,1	10,0	10,3	9,1	7,92	7,53	7,15	6,94
Содержание P_2O_5 в исходной шлам (%)	15,1												
Содержание P_2O_5 в фильтрате (шлам + H_2SO_4) (%)	0,09	0,09	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,14	0,15	0,12	0,22
Содержание P_2O_5 в осадке (шлам + H_2SO_4) (%)	15,0	15,9	15,7	17,1	18,2	19,1	19,1	19,1	14,8	10,8	9,38	12,8	13,7

Таблица 6.

Масс-спектрометрический анализ после воздействия серной кислоты на низкосортные фосфоритовые руды (РЗЭ)

№	Наименование	La	Ce	Nd	Sm	Y	Pr	Gd	Dy	Ho	Er	Tm
Низвосортная фосфоритовая руда												
1	исходный	3,4	43,0	29,0	5,90	76,0	7,10	7,40	8,40	2,0	5,7	0,950
2	0 г/л	0,034	0,100	0,081	0,060	0,046	<0,01	<0,01	<0,01	0,006	<0,01	0,006
3	2 г/л	0,051	0,140	0,130	0,120	0,100	0,011	<0,01	<0,01	0,009	<0,01	<0,01
4	3 г/л	0,060	0,180	0,054	<0,01	0,046	0,016	<0,01	0,038	0,006	<0,01	0,009
5	4 г/л	0,042	0,110	<0,01	<0,01	0,081	0,016	<0,01	<0,01	0,006	<0,01	<0,01
6	5 г/л	0,068	0,190	0,054	<0,01	0,046	0,022	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
7	6 г/л	0,180	0,300	0,150	0,071	0,084	0,064	0,039	<0,01	0,029	0,015	0,015
8	7 г/л	0,061	0,097	0,150	<0,01	0,150	0,021	0,039	0,033	0,024	0,055	0,010
9	8 г/л	0,130	0,160	<0,01	0,071	0,100	0,056	<0,01	0,055	0,021	<0,01	0,015
10	10 г/л	0,080	0,100	<0,01	<0,01	0,150	0,074	<0,01	0,062	0,015	<0,01	<0,01
11	15 г/л	0,060	0,066	0,068	0,072	<0,01	0,013	<0,01	<0,01	0,008	0,022	0,007
12	20 г/л	0,100	0,260	0,068	<0,01	0,120	0,087	<0,01	0,047	0,022	0,033	<0,01
13	30 г/л	0,060	0,110	<0,01	<0,01	0,031	0,054	<0,01	<0,01	0,026	<0,01	0,034
14	40 г/л	0,070	0,110	0,130	<0,01	0,077	0,020	<0,01	<0,01	0,026	0,055	0,027
Фосфоритовый шлам												
15	исходный	70,0	67,0	59,0	12,0	170,0	14,0	15,0	18,0	4,30	13,0	2,0
16	0 г/л	0,080	0,140	0,150	0,047	0,110	0,056	<0,01	0,044	0,040	<0,01	0,022
17	2 г/л	0,080	0,160	0,130	0,047	0,075	0,043	0,078	0,055	0,037	0,015	0,015
18	3 г/л	0,140	0,210	0,089	0,071	0,084	0,051	0,078	0,044	0,027	0,023	0,017
19	4 г/л	0,180	0,190	0,300	0,072	0,093	0,040	<0,01	0,047	0,026	0,033	0,017
20	5 г/л	0,100	0,170	0,100	<0,01	0,170	0,027	<0,01	0,078	0,045	0,022	0,034
21	6 г/л	0,100	0,180	0,200	0,072	0,150	0,013	<0,01	<0,01	0,011	0,033	0,024
22	7 г/л	0,100	0,280	0,068	<0,01	0,180	0,100	<0,01	0,110	0,022	0,022	0,010
23	8 г/л	0,070	0,057	0,130	0,072	0,120	0,020	<0,01	<0,01	0,026	<0,01	0,034
24	10 г/л	0,040	0,100	0,130	<0,01	0,062	0,020	<0,01	<0,01	0,037	<0,01	0,024
25	15 г/л	0,040	0,076	<0,01	0,072	0,062	<0,01	<0,01	0,031	0,011	0,022	0,038
26	20 г/л	0,080	0,019	<0,01	<0,01	<0,01	0,027	<0,01	0,031	0,015	<0,01	0,013
27	30 г/л	0,060	0,076	0,068	<0,01	0,150	<0,01	0,060	<0,01	0,022	0,022	0,020
28	40 г/л	0,030	0,076	<0,01	0,072	0,093	0,081	<0,01	0,031	0,011	<0,01	0,013

Полученные результаты показали, что скандиевый элемент в низкосортных фосфоритных рудах Центрального Кызылкума и фосфоритовом шламе из КФК могут быть переведены в раствор

при использовании слабоконцентрированных растворов серной кислоты. Оптимальными концентрациями серной кислоты при этом были нормы в 6 г/л и 7 г/л соответственно.

При воздействии слабыми концентрациями важным фактом было обнаружение значения pH в нейтральных пределах, около 7, что, в свою очередь, при практическом применении метода не будет вызывать коррозии и эрозии оборудования в процессах, направленных на отделение скандия из раствора. Отсутствие потери P_2O_5 , основного компонента руды и шлама, увеличение

содержания P_2O_5 в осадке, полученного в обоих случаях с рудой и шламом, являются основанием для применения кислотного способа для их обогащения, т.к. оба эти продукта в настоящее время находятся вне баланса. Обнаружено растворение скандия, что позволит в будущем разработать селективное извлечение элемента скандия из этого сырья.

Библиографический список:

1. Moëlo, Y.; Lulzac, Y.; Rouer, O.; Palvadeau, P.; Gloaguen, É.; Léone, P. Scandium mineralogy: Pretulite with scandian zircon and xenotime (Y) within an apatite-rich oolitic ironstone from Saint-Aubin-Des-Châteaux, Armorican Massif, France. *Can. Mineral.* 2002, 40, pp. 1657–1673.
2. Aly, M.I., Masry, B.A., Gasser, M.S., Khalifa, N.A., Daoud, J.A., 2016. Extraction of Ce (IV), Yb (III) and Y(III) and recovery of some rare earth elements from Egyptian monazite using CYANEX 923 in kerosene. *Int. J. Miner. Process.* 153, pp. 71–79.
3. Gupta, C.K., Krishnamurthy, N., 2005. *Extractive Metallurgy of Rare Earths*. CRC Press, Florida, America.
4. Wang, W., Pranolo, Y., Cheng, C., 2011. Metallurgical processes for scandium recovery from various resources: a review. *Hydrometallurgy* 108, pp. 100–108.
5. Chi, R.A.; Wang, D.Z. *Rare Earth Dressing and Extraction Technology*; Science Press: Beijing, China, 1996; 293 p.
6. Davis, P., Balomenos, E., Papias, D., Paspaliaris, I., 2016. Selective leaching of rare earth elements from bauxite residue (red mud), using a functionalized hydrophobic ionic liquid. *Hydrometallurgy* 164, pp. 125–135.
7. Liu, Z., Li, H., 2015. Metallurgical process for valuable elements recovery from redmud—a review. *Hydrometallurgy* 155, pp. 29–43.
8. Chen, J., Yang, R., Wei, H., Gao, J., 2013. Rare earth element geochemistry of Cambrian phosphorites from the Yangtze region. *J. Rare Earths* 31, pp. 101–112.
9. Zhang, B., Liu, C., Li, C., Jiang, M., 2014. A novel approach for recovery of rare earths and niobium from Bayan Obo tailings. *Miner. Eng.* 65, pp. 17–23.
10. Liu, W., Yang, J., Xiao, B., 2009. Review on treatment and utilization of bauxite residues in China. *Int. J. Miner. Process.* 93, pp. 220–231.
11. Xu, S., Li, S., 1996. Review of extractive metallurgy of scandium in China (1978–1991). *Hydrometallurgy* 42, pp. 337–343.
12. Badwal, S.P.S., Ciacchi, F.T., Milosevic, D., 2000. Scandia-zirconia electrolytes for intermediate temperature solid oxide fuel cell operation. *Solid State Ionics* 136–137, pp. 91–99.
13. Junhui Xiao, Yang Peng, Wei Ding, Tao Chen, Kai Zou and Zhen Wang. Recovering Scandium from Scandium Rough Concentrate Using Roasting-Hydrolysis-Leaching Process. *Processes* 2020, 8, 365; doi:10.3390/pr8030365
14. Li, G.H.; Ye, Q.; Deng, B.N.; Luo, J.; Rao, M.J.; Peng, Z.W.; Jiang, T. Extraction of scandium from scandium-rich material derived from bauxite ore residues. *Hydrometallurgy* 2018, 176, pp. 62–68.
15. Li, S.C.; Kim, S.C.; Kang, C.G. Recovery of Scandium from KOH sub-molten salt leaching cake of fergusonite. *Miner. Eng.* 2019, 137, pp. 200–206.
16. Biswal, J.; Goswami, S.; Pant, H.J.; Bamankar, Y.R.; Rao, T.V.R.V.; Upadhyay, R.K.; Dash, A. Synthesis, Characterization, Neutron Activation, and Application of Scandium Oxide Microsphere in Radioactive Particle Tracking Experiments. *Ind. Eng. Chem. Res.* 2016, 55, 3–12.
17. Gao, L.K.; Rao, B.; Dai, H.X.; Hong, Z.; Xie, H.Y. Separation and Extraction of Scandium and Titanium from a Refractory Anatase Lixivium by Solvent Extraction with D2EHPA and Primary Amine N1923. *J. Chem. Eng. Jpn.* 2019, 52, 822–828.
18. Донияров Н.А., Тагаев И.А., Муродов И.Н., Асроров А.А. “Особенности деструкции минералов низкосортных фосфоритов центральных кызылкумов нейтрофильными гетеротрофными микроорганизмами активного ила” *Горный вестник Узбекистана*. № 3 (78) 2019. с. 70–74.
19. Н.А.Донияров, И.А.Тагаев, А.А.Асроров, И.Н.Муродов. “Определение оптимальных вариантов реакционной способности карбонатов в фосфоритах Кызылкумов”. Перспективы инновационного развития горно-металлургического комплекса. Международная научно-техническая конференция. Навои, Узбекистан 22 – 23 ноября 2018. С.134–135.
20. Н.А. Донияров, И.А. Тагаев, И.И. Муродов, У.Х. Мухамматова, С.А.Каримова. “Поиск способов определения вредных примесей в фосфоритах Центральных Кызылкумов”. Современные проблемы и перспективы химии и химико-металлургического производств. Республиканская научно-техническая конференция. Навои, Узбекистан 22 ноября 2018. С. 159–160.
21. Донияров Н.А., Тагаев И.А., Асроров А.А., Муродов И.Н. “Разработка технологии получения фосфорных удобрений высокого качества, очищенных от балластных примесей”. *Горный вестник Узбекистана*. № 2 (77) 2019. С.68–70.
22. Н.А. Донияров, И.А. Тагаев, И.И. Муродов, У.Х. Мухамматова, С.А.Каримова. “Поиск способов определения вредных примесей в фосфоритах Центральных Кызылкумов”. Современные проблемы и перспективы химии и химико-металлургического производств. Республиканская научно-техническая конференция. Навои, Узбекистан 22 ноября 2018. С. 159–160.
23. Донияров Н.А., Муродов И.Н., Асроров А.А., Хуррамов Н.И. “Специфические особенности механизмов взаимодействия в системе среда-минерал-микроорганизм”. *Университетские технические науки*. №11 (80) ноябр, 2020.
24. Guanghui Li, Qing Ye, Bona Deng, Jun Luo, Mingjun Rao, Zhiwei Peng, Tao Jiang. Extraction of scandium from scandium-rich material derived from bauxite ore residues. *Hydrometallurgy* 176 (2018) 62–68. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2018.01.007>.
25. Tagaev I., Doniyarov N., Asrorov A., Murodov I., Usanbaev N., Temirov U. Distinctive IR-Spectroscopic Features of Functional Groups of Low-Grade Phosphorites After Microbiological and Acid Processing // *IDEAS SPREAD: Land Science*; Vol. 2, No. 1; 2020.
26. Islom Murodov., Ilhom Tagayev. “The Central Kysylkum phosphorites' origin character and conditions of determination of rare earth element and uranium in them”. XVI International forum-contest of students and young researchers “Topical issues of rational use of natural resources”. 17-19 June 2020, V:1, Saint-petersburg 2020, pp. 250–251.

MONITORING OF THE HEAVY METAL CONTENT IN THE SYRDARYA RIVER IN THE REPUBLIC OF TAJIKISTAN



Разыков З. А.,
директор ИК.

Горно-металлургический институт Таджикистана,
д.т.н. профессор, академик



Ходжибаев Д.Д.,

зав. кафедрой «Экология»,

Горно-металлургический институт Таджикистана,
кандидат технических наук

Atrof muhitni muhofaza qilishning eng muhim vazifalaridan biri bu tabiiy suv sifatini nazorat qilishdir. Ushbu maqolada Sirdaryo (Tojikiston Respublikasi) dagi og'ir metallarning tarkibi va suvning fizik-kimyoviy ko'rsatkichlarini o'lchash bo'yicha olib borilgan tadqiqotlar natijalari keltirilgan. Monitoring doirasida olingan natijalar har yili etkazilib, standartlar bilan taqqoslandi.

Tayanch iboralar: og'ir metallar, Sirdaryo, namunalarni tanlash, tabiiy suvlarni tahlil qilish, taqqoslash. daryolar, og'ir metallar, sinov muddati, monitoring, fizikaviy va kimyoviy ko'rsatkichlar, suv tahlili, ifloslanish, ekologiya, AAnalyst 800, Cyber Scan PCD 650,

One of the most important tasks of environmental protection is the monitoring of the quality of natural waters. This paper presents the results of research on the content of heavy metals and measurement of physical and chemical indicators of water in the river Syrdarya (Republic of Tajikistan). Within the framework of monitoring, the results obtained were annually communicated and compared with the standards.

Keywords: heavy metals, Syr-Darya, sampling, analysis of waters, comparison, rivers, heavy metals, monitoring, physical and chemical parameters, water analysis, pollution, ecology, AAnalyst 800, Cyber Scan PCD 650,

In connection with the development of industry, the study of transport and, in particular, the distribution of heavy metals in the aquatic environment is an important task not only for environmentalists, but also for all interested bodies.

The Syrdarya River is the most important waterway of the Fergana Valley in Central Asia. The state of the environment and health of the population living in the Syrdarya basin largely depends on the quality of its waters. The start of work on assessing the level of pollution of the river was laid within the framework of the International Project "Science for Peace", which was attended by representatives of higher educational institutions from all the republics of Central Asia. Since 2013, the Syrdarya River has been monitored for the content of heavy metals and the measurement of physical and chemical parameters of water. Sampling was carried out once a month at certain points. At the sampling site, the physical and chemical parameters of water were measured using a PCD 650 express analyzer. Samples were taken to determine the content of heavy metals (HM) in them after filtration (0.45 μm). For analyzes, the electrothermal atomic absorption method of the AAnalyst 800 (Perkin Elmer) brand was used. The sensitivity of the method is below 1 $\mu\text{g} / \text{L}$ [1].

Different characteristics are used as criteria for determining whether an element belongs to a HM: atomic mass; density; toxicity; etc. The content of heavy metals in dissolved form depends on the salt composition, pH, the presence of conditions for the hydrolysis and complexation reactions [2]. Taking into account the density of HMs for their separation, all naturally occurring metals are divided into two groups - heavy metals (HM) with a specific gravity of more than 5 g / cm^3 and light metals (LM). The specific gravity of metals, which are less than 5 g / cm^3 , do not belong to heavy metals [3].

Studies on the water quality of the Syr-Darya River within the territory of the Republic of Tajikistan were carried out at eight sampling points (Fig. 1). The sampling points were determined in such a way as to cover the border of the river flow into the region and the exit to the neighboring state.

This work reflects the monitoring results for the first and last sampling points in the territory of the Sughd region TJK -1 (Uzb.-Taj. border) and TJK-8 (Taj. -Uzb. border), for a period of several years of monitoring. Samples were taken on a monthly basis to determine the presence of HMs and their concentration in the samples. The results are shown in Fig. 2 and 3, respectively.

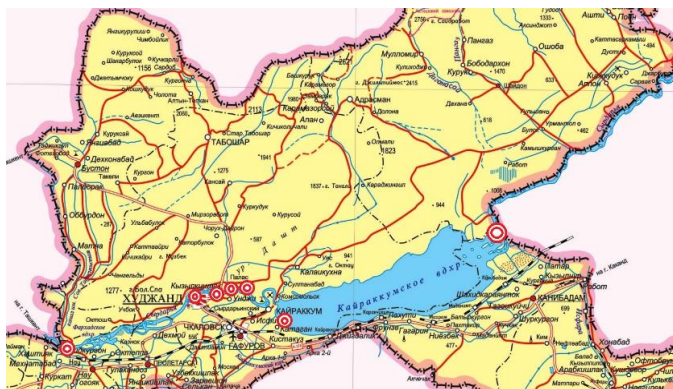


Fig. 1. Sampling points across the territory of the Republic of Tajikistan

Table 1

HM content in rivers of different regions ($\mu\text{g} / \text{l}$)

Reference	Cu	As	Mo	Cr	Ni	Cd	Zn
Guieu, Lena, 1996	0,7				0,25		0.08
Moran, Ob 1997	2-3			0.2-0.4	1-2	0.001-0.005	
Pokrovski, Dvina, 2010	1.5	0.1-1.0	0.1-0.7	0.2-0.4	1.5	0.01-0.03	5-15
Viers, Amazon, 2005	0.3-1.8		0.03-0.4		0.6-3	0.004-0.02	0.2-2
Muller, Yangtze, 2008	1,9	3,3		0,57	0,50	0,024	1,5
Jing Tibetan plateau, 2010	0,3-15	1,1-2,3	0,8-1,3	0,3-2	0,2-1,2	0,01-0,04	2-50

As can be seen from Fig. 2 and 3, the concentrations of HM at the sampling point TJK - 1 and TJK - 8, that is, at the beginning of the study object and at the last one on the territory of the Republic of Tajikistan differ insignificantly. In our opinion, this can be explained by the deposition of HM into bottom sediments, as well as the transition from bottom sediments back to water in the form of ions. Also, suspended particles can adsorb the above ions on their surface.

To compare the analysis methods and their results, the samples were analyzed by Inductively Coupled Plasma Mass Spectrometry (ICP MS) on an Agilent 7700 instrument (Fig. 4, value $\mu\text{g/l}$). The detection limits of this method are usually in the range of 0.05-0.1 $\mu\text{g/l}$. The analyzes were carried out in the research laboratory of the Department of Environmental Sciences of the Jožef Stefan Institute, Slovenia, Ljubljana

Results of water analysis at AAnalyst 800, Syrdarya river, average values for 2013, by territory RT, values in $\mu\text{g/l}$

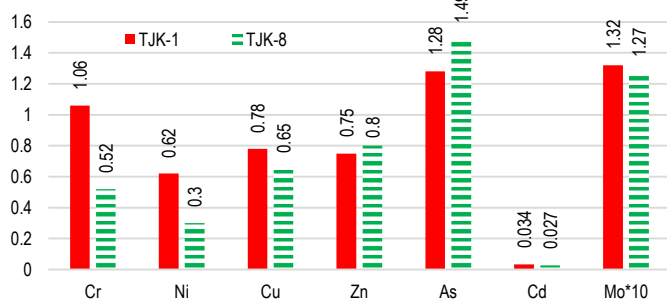


Fig. 2. Monitoring results for TJK -1 and 8 ($\mu\text{g/l}$)

Results of water analysis at AAnalyst 800, Syrdarya river, average values for 2014, by territory RT, values in $\mu\text{g/l}$

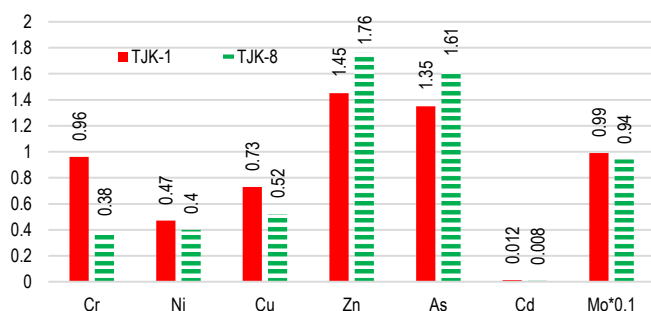


Fig. 3. Monitoring results for TJK -1 and 8 ($\mu\text{g/l}$)

The results of the study show that the data obtained are identical with the previously obtained results that were analyzed using the method of atomic absorption analysis on the AAnalyst 800 device in

the analytical laboratory of the Mining and Metallurgical Institute of Tajikistan.

It should be noted that during the monitoring period in the Syrdarya River, an increase in MPC and sharp deviations in HM concentration were not observed. HM concentration corresponds to the norm and meets the requirements for industrial waters (mg/l): cadmium - 0.001; arsenic - 0.05; nickel - 0.1; lead - 0.03; zinc - 1; copper - 1.0; molybdenum - 0.25; chromium - 0.05. [4].

To compare the results of the study in the Syrdarya river with other rivers, the authors studied the literature data on the HM content in the rivers of different regions of the Earth [5].

Results of water analysis using ICP-MS, Syrdarya river, TJK-1 and TJK-8 by territory RT, values in $\mu\text{g/l}$

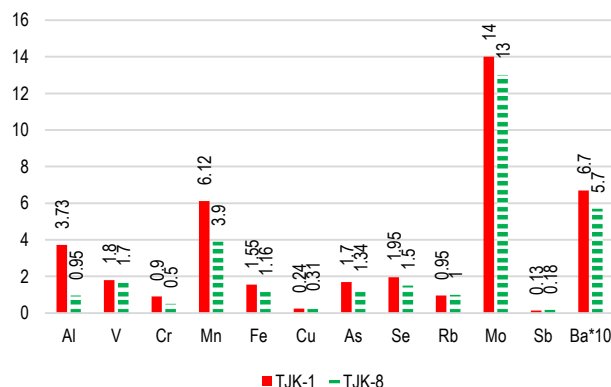


Fig. 4. Results of analysis of samples on the Agilent 7700 instrument

Table 1 presents the literature data on the content of heavy metals in other rivers of the world. Compared to other rivers, the content of such HMs in the Syrdarya river as Mo differs somewhat upward. In general, the content of other HMs in the Syrdarya River is almost the same as in other rivers of the world. Based on the data obtained, it can be concluded that the MPC of heavy metals in the water of the Syrdarya River corresponds to natural waters. Compared to other water basins of the world's rivers, it differs slightly.

Comparison of the results of the latest analyzes with those obtained earlier indicates their high correlation and confirms the presence of heavy metals in the waters of the Syrdarya River within the limits of permissible concentrations (MPC). As part of the monitoring, qualitative and quantitative indicators are annually summarized and compared with the normative ones. The averaged data show that the water of the Syrdarya within the Sughd region of the Republic of Tajikistan is not polluted with heavy metals.

«ГОРНЫЙ ВЕСТНИК УЗБЕКИСТАНА», 2021, № 1 (84) pp 78-79

MONITORING OF THE HEAVY METAL CONTENT IN THE SYRDARYA RIVER IN THE REPUBLIC OF TAJIKISTAN

Razykov Z. A. - Director of Confucius Institute. Mining and Metallurgical institute of Tajikistan, doctor of technical sciences, professor, academician of the international engineering Academy. zafarrazykov@mail.ru

Hojiboev D.D. - Head of Ecology department, Mining and Metallurgical institute of Tajikistan, candidate of technical sciences, daler_8788@mail.ru

State Institute. Mining and Metallurgical institute of Tajikistan

Reference:

- Standard Methods For the Examination Of Water and Wastewater. / Eugene W., Rice R. B., Baird A. D. E., Clesceri L. S.: AWWA/APHA/WEF, 2012.
- Physical and chemical methods of wastewater treatment. Water resources management / Edited by Astrelin I.M., Ratnavira H.Ch. - Khujand: Khuroson, 2015. - 648 c.
- Transport and distribution of heavy metals in river ecosystems / Papina T.S. - 62 ed. - Novosibirsk: RAS, 2001. - T.Ecology - 58 c.
- Wood J. M. Biological cycles for toxic elements in the environment// Science. - 1974. - T. 183.
- Razykov, Z.A The content of heavy metals in the rivers of the Syrdarya by comparison with other rivers of the world / Z.A. Razykov, M.M Yunusov, D.D. Hojiboev // Bulletin of the Tajik National University. A series of natural sciences. -2017. -№1 / 3. -p.206-209

ПОВЫШЕНИЕ ИЗНОСОСТОЙКОСТИ СТАЛЬНЫХ ИЗДЕЛИЙ НЕТРАДИЦИОННЫМИ РЕЖИМАМИ ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ



Бердиев Д.М.,
зав. кафедрой «Обработка металлов
давлением» ТашГТУ
им. И. Каримова, д. т. н.



Юсупов А.А.,
старший преподаватель кафедры
«Обработка металлов давлением»
ТашГТУ им. И. Каримова



Ибодуллаев Т.Н.,
ассистент кафедры
«Обработка металлов давлением»
ТашГТУ им. И. Каримова

Maqolada noan'anaviy termik ishlov berish usulini qo'llab uglerodli va kamlegirlangan po'latlarni α – fazadagi kristallsimon tuzilishdagi dislokatsiya zichligini va oddiy termik ishlov berilganda ($A_{c3}+30\div 50^{\circ}C$) turli sharoitida ishqalanishdagi eyilishga chidamliligiga nisbatan yuqori eyilishga chidamlilikni olish usullar ko'rib chiqilgan.

Tayanch iboralar: *yilishga chidamlilik, termik ishlov berish, qattqlik, uglerodli va kamlegirlangan po'lat. dislokatsiya zichligi*

Использование нетрадиционных режимов термической обработки увеличивает плотность дислокаций в кристаллическом строении α -фазы и повышает износостойкость углеродистых, малолегированных сталей в различных условиях трения, что сопоставимо с результатами при нагреве до стандартной температуры ($A_{c3} + 30\div 50^{\circ}C$).

Ключевые слова: *износостойкость; термическая обработка; твердость; углеродистые и малолегированные стали; плотность дислокаций.*

Срок службы основные металлических изделий в машиностроении определяется главным образом их износостойкостью. Износ является самым разрушительным и поэтому ежегодно расходуется большое количество металла для изготовления запасных деталей.

Обычные, стандартные режимы термической обработки (ТО) металлических изделий, как правило, обеспечивают достаточно высокий уровень механических свойств. Однако в ряде случаев этого оказывается недостаточно. В частности, это касается вязкости металла изделия [1], которая обеспечивает высокую его надежность.

На основании проведенных исследований было установлено, что все нетрадиционные режимы ТО стали базируются на фундаментальных закономерностях фазовых превращений [2]. Суть нетрадиционных режимов ТО заключается в том, что путем предварительной высокотемпературной ТО достигается высокий уровень дефектности кристаллического строения стали. Это позволяет при повторном нагреве в зависимости от завершенности повторных структурных превращений, сильно измельчить зерно стали [3].

Измельчение зерна увеличивает вязкость стали при одновременном росте прочности. При сохранении высокого уровня плотности дислокаций (ПД) происходит увеличение износостойкости [4].

В данной работе обстоятельно рассматривается механизм $\alpha - \gamma - \alpha$ превращений, но также отмечается, что при высоких температурах нагрева существует экстремальная температура, когда в твердый раствор (аустенит) переходят атомы тугоплавких примесных фаз. В этом случае при охлаждении ($\gamma - \alpha$ превращений) получается высокая ПД в α -фазе. При повторной фазовой перекристаллизации часть этих дислокаций сохраняется.

Подробный аналитический обзор работ, опубликованных в области высокотемпературной ТО с двойной фазовой перекристаллизацией показал [5], что они получили достаточное применение для повышения износостойкости.

Однако теоретических обоснований для реализации различных режимов нетрадиционных технологий оказалось недостаточно [6].

Цель работы – изучение особенностей структурообразования стали при использовании нетрадиционных режимов ТО, которые повышают износостойкость стальных изделий без существенных дополнительных затрат.

Объектами исследований являлись образцы сталей промышленной выплавки марок 35, 45, 40X, 65Г, У8, У12А. В качестве эталонного материала использовали образцы армко-железа. Марки сталей регламентируются ГОСТ 3541-79.

Образцы ТО при разных температурах: начальную температуру для каждой стали выбирали из расчета выше критической точки температур нагрева A_{c3} (или A_{c1}) + $30\div 50$, а затем при температурах около 900, 1000, 1100, 1150 и 1200 $^{\circ}C$. Охлаждение образцов проводили на воздухе, в воде или масле, а также вместе с остыванием печи. Таким образом создавали термическую предысторию стали. Повторная фазовая перекристаллизация всегда проводилась с нагревом до A_{c3} (или A_{c1}) + $30\div 50^{\circ}C$ для каждой стали.

Анализы проводили: металлографический – на микроскопах МИМ-8М [7]; рентгеноструктурный – на установке ДРОН-2,0. Определяли состояние тонкой структуры стали (плотность дислокаций), количество остаточного аустенита, период кристаллической решетки, количество углерода в фазах закаленной стали [8].

Испытания на износостойкость проводили при трении скольжения по закрепленному абразивному материалу на машине Х4-Б [9], по незакрепленному абразивному материалу на машине ПВ-7 [10], при скольжении металл-по-металлу на машине трения СМЦ-2 и при трении качения с проскальзыванием на машинах трения МИ-1 [11].

Эти виды трения встречаются практически при работе всех движущихся деталей машин и инструментов.

Из ранее опубликованных работ [6, 12] известно что, с увеличением температуры нагрева наблюдается известный факт роста

аустенитного зерна. Однако во всех случаях имеет место экстремальная температура нагрева 1100 °С, когда после охлаждения можно зафиксировать максимальный уровень ПД.

Изменяется ПД при увеличении температуры отпуска. При отпуске выше 200 °С наблюдается общее резкое снижение ПД, но при закалке с экстремальной температурой 1100 °С это снижение намного меньше [13]. Чем выше температура отпуска после закалки стали (от 200 до 600 °С), тем больше разница в уровне ПД между образцами, закаленными с экстремальной и обычно принятой для данной стали температурами. Следовательно, дислокации, полученные после закалки с экстремальной температурой термически более устойчивы [13].

ПД в структуре кристаллической стали увеличивается, когда ТО предварительно нагревается до экстремальных температур. При проведении такой нормализации рост ПД у конструкционных сталей достигает 1,5÷2,5 раза (у стали 40X от 150 до 258%). Однако по абсолютному значению – это $\rho \cdot 10^9 \text{ см}^{-2}$, т.е. на два порядка меньше, чем после закалки [13]. В закаленном состоянии ($\rho \cdot 10^{14} \text{ см}^{-2}$) эта разница достигает от 28 до 50-60%. Однако рост аустенитного зерна снижает пластичность и вязкость стали. Вместе с тем после нормализации всегда следует упрочняющая закалка с отпуском. При повторной фазовой перекристаллизации при нагреве под закалку температура была A_{c3} (или A_{c1}) + 30÷50 °С.

Основные ранее не изученные закономерности исследования:

- имеет ли место соответствие между величиной роста ПД в кристаллическом строении сталей, когда при их ТО использованы экстремальные температуры нагрева и величиной роста их износостойкости;

- какова эффективность режимов ТО с использованием экстремальных температур при различных видах трения: скольжение по закрепленному абразивному материалу, скольжение по незакрепленному материалу, скольжение металл по металлу, качение с проскальзыванием.

Трение скольжения по закрепленному абразивному материалу – это способ испытания самый жесткий [10]. Испытывали образцы сталей с очень малым количеством остаточного аустенита. Предварительно нормализованные образцы с различных температур нагрева повторно нагревали до одной температуры A_{c3} (или A_{c1}) + 30÷50 °С, проводили закалку и низкий отпуск, сравнительный рост ПД при предварительной нормализации с 1150 °С от 20 до 39%, снижение износа 10-15%.

Трение скольжения по незакрепленному абразивному материалу – это такой вид трения, который существует при работе всех почвообрабатывающих сельскохозяйственных машин [10]. Образцы сталей были предварительно нормализованы выше температур нагрева A_{c3} (или A_{c1}) + 30÷50 °С, а далее все стали нагревали до 900 до 1200 °С. Время нагрева 20 минут. Повторный нагрев образцов каждой марки стали был взят A_{c3} (или A_{c1}) + 30÷50 °С вне зависимости от температуры предварительной нормализации, проведена закалка и отпуск. Эффект снижения величины износа, при предварительной нормализации с экстремальной температурой нагрева (1150 и 1100 °С), сравнительно с первой температурой нагрева, оказался значимым, снижение износа в зависимости от температуры отпуска для стали 35 составляло 14-23 %, для стали 45 19-32%, для стали 65Г 20-40%, для стали У8 20-50%.

При трении скольжения металла по металлу изучена прямая закалка после нагрева стали с различных температур нагрева. В тех случаях, когда величина аустенитного зерна не имеет большого значения или когда используют быстрый нагрев – можно использовать прямую закалку с экстремальной температурой.

Испытания при трении скольжения со смазкой роликов из стали 40X по буксе из серого чугуна приведены на рис. 1.

Эффект снижения износа после закалки с экстремальной температурой 1100 °С по сравнению с закалкой при обычной температуре ($A_{c3} + 30 \div 50$ °С) оказался достаточно большой – 40-68%. Испытания без смазки были проведены на образцах (роликах) из сталей 45, 40X, У8 при их трении по закаленной буксе. Эффект снижения износа после закалки с экстремальной температуры нагрева оказался значительным (при одинаковой твердости), для стали 45 41-52%, для стали 40X 50-53%, для стали У8 32-50%.

В состоянии предварительной нормализации образцы стали 40X были предварительно нормализованы с различных температур нагрева. Повторный нагрев всех образцов был проведен при 870 °С, закалка всех образцов в масле, отпуск при температуре от 200 °С до 600 °С.

Результаты испытаний при трении скольжения в присутствии смазки, а также без смазки полностью соответствовали закономерностям изменения тонкой структуры, которые были изложены ранее [6]. Эффект снижения величины износа образцов, термически обработанных по экстремальным режимам, был значительным, при трении скольжения со смазкой 57-67 %, при трении скольжения без смазки 49-51 %.

При трении качения с проскальзыванием прямой закалки заготовки образцов на изнашивание нагревали до различных температур с временем выдержки 20-30 минут и 2 часа. После механической обработки часть образцов отпускали при 200 °С, а часть при 600 °С.

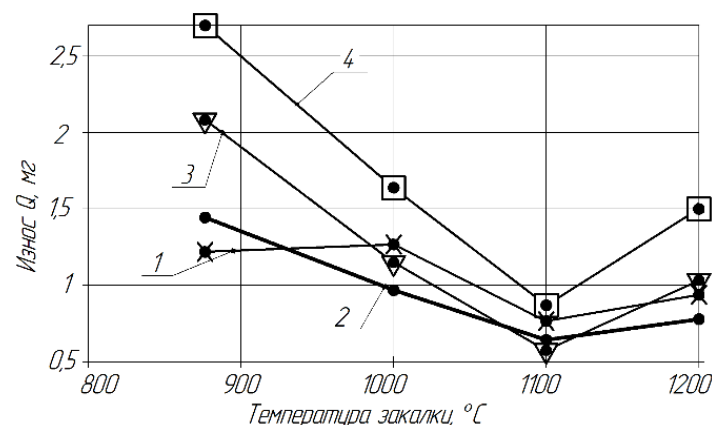


Рис 1. Изменение величины износа Q стали 40X при трении со смазкой от температур закалки и отпуска

Температура отпуска: 200 °С (1), 350 °С (2), 450 °С (3), 600 °С (4).

Испытания показали, что после закалки с экстремальных температур (1100 °С при времени выдержки 20 минут и 1000 °С при времени выдержки 2 часа) после отпуска 200 °С наблюдалось снижение износа 32-39 и 13-16%, соответственно. После отпуска 600 °С износ растет с ростом аустенитного зерна.

Состояние предварительной закалки и предварительной нормализации при разработке режимов термической обработки с двойной фазовой перекристаллизацией в зависимости от размеров детали, приходится учитывать и время нагрева. Если предварительная термическая обработка включает в себя закалку с различных температур, промежуточный отпуск 450 °С, то после повторной закалки при обычно принятой температуре нагрева (для стали 40X – 870 °С), то минимум износа обнаруживается при температуре первой закалки 1200 °С. Эффект снижения износа – 53%. Если предварительная термическая обработка включает в себя нормализацию с различных температур нагрева, то после повторного нагрева до обычно принятых температур (для стали 45 – 850 °С, для стали 40X – 870 °С) и последующей закалки с отпуском, эффект снижения износа также обнаруживается при предварительной нормализации 1200 °С.

Этот эффект для стали 45 – 37%, для стали 40Х – 55%. Увеличение времени нагрева при повторном нагреве снижает, этот эффект до 15%. Для повышения износостойкости деталей машин и инструментов используют легированные стали и сплавы. Их эффективность проверяется специальными испытаниями на износ. В качестве эталона выбирается какая-либо сталь, износ образца которого принимается за единицу. В наших исследованиях была поставлена другая цель – определить эффективность применения нетрадиционных технологий ТО. В этом случае эталоном является образец той же стали, термически обработанной по обычно принятым режимам. Как правило, твердость образцов в обоих случаях одинаковая. Даже при таких условиях эффективность нетрадиционных режимов ТО оказалась значительной. При трении скольжения по закреплённому абразивному материалу (абразивной шкурке) реализуется очень жесткий способ испытания. Образцы стали 45, 65Г и У8 проходили предварительную нор-

мализацию при экстремальной температуре нагрева. После повторной фазовой перекристаллизации с температуры A_{c3} (или A_{c1})+30÷50 °С, закалки и низкого отпуска снижение величины износа было соответственно 16, 15 и 15%. При трении скольжения по незакреплённому абразивному материалу (кварц пылевидный) снижение износа было для сталей 45, 65Г, У8, соответственно 32, 40, 50%. При трении скольжения металла по металлу после использования нетрадиционных режимов термообработки снижение величины износа достигает от 40 до 60%. При трении качения с проскальзыванием этот эффект находится в пределах 40-50%. Полученные выше данные свидетельствуют о целесообразности применения нетрадиционных режимов ТО для упрочнения деталей машин и инструментов, следовательно, для увеличения их износостойкости, что позволит исключить использование высоколегированных сталей, снизить расходы на материалы и будет способствовать локализации производства.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2021, № 1 (84) pp 80-82

INCREASING THE WEAR RESISTANCE OF STEEL PRODUCTS BY NON-TRADITIONAL HEAT TREATMENT MODES

Berdiev D.M., heads of the department "Metal processing by pressure"

Yusupov A. A., senior lecturer of the department "Metal processing by pressure"

Ibodullaev T. N., assistant department "Metal processing by pressure"

TSTU named I.Karimov, doctor of technical sciences, Tashkent, Uzbekistan

The use of unconventional heat treatment modes increases the dislocation density in the crystal structure of the α -phase and increases the wear resistance of carbon, low-alloy steels under various friction conditions, which is comparable to the results when heated to a standard temperature ($A_{c3} + 30 \div 50$ °C).

Keywords: wear resistance, heat treatment, hardness, carbon and low-alloy steels, dislocation density

REFERENCES

1. Grebenkov S.K., Shatsev A.A., Ryapov I.V. Deformation hardening of low-carbon martensitic steels with pronounced structural heredity // *Metallography and heat treatment of metals*. Moscow, 2013. № 11. pp. 34-36.
2. Sadovski V.D. Correction of the Course – Grained Structure During Thermal Treatment of Steel // *Heat Treatment and technology of surface coatings. Proceedings of the 7th International Congress on Heat treatment of Materials*, Vol. 1, December 11– 14. 1990. Moscow. pp. 10 – 14.
3. Dyuchenko S.S. Heredity in phase transformation: mechanism of the phenomenon and effect on the properties // *Metall Science and heat treatment*. 2000. Vol. 42. № 3 – 4. pp. 122 – 126.
4. Sagaradze V.V., Zuev Yu.N., Bondarchuk S.V., Svyatov J.L., Shestakov A.E., Pecherikina N.L., Kabanova J.G., and Klyukina M.F. Structural heredity in the U – 6 Nb Alloy and Conditions for its Elimination // *The Physics of Materials and Metallography*, 2013. Vol. 114. №4. pp. 299 – 307.
5. Yugai S.S., Kleiner L.M., Shatsov A.A. and Mitrokhovich N.N. Structural heredity in low-carbon martensitic steels // *Metall Sciens and teat treatment*. 2004. Vol. 46. № 11 – 12. pp. 539 – 542.
6. Mukhamedov A. A., Berdiev D. M. Improving the wear resistance of steels by heat treatment with preliminary preparation of the structure. moscow, 2018. №. 9. pp. 57-59.
7. Bataev V.A., Bataev A.A., Alkhimov A.P. Methods of structural analysis of materials and quality control of parts. Moscow: Nauka, 2007. 224 p.
8. Gorelik S.S., Skakov Yu.A., Rastorguev L.N. Radiographic and electron-optical analysis. Moscow: MISIS, 1994. 328 p.
9. The machine X4-B is a test unit for studying the wear of materials with a fixed abrasive. Dictionary-reference on friction, wear and lubrication of machine parts. Kiev:Naukova dumka. 1979. 185 p.
10. Tenenbaum M.M. Regularities of abrasive wear of parts of working bodies of agricultural machines // *Friction and wear*. - Minsk, 1980. Vol. 1. №. 2. pp. 357 – 364.
11. Garkunov D.N. Tribotechnika. M.: Publishing House of the Ministry of Agriculture, 2005. 356 p.
12. Berdiev D.M., Yusupov A.A. Improving the Wear Resistance of Gear Teeth by Cyclic Quenching with Inductive Heating // *Russian Engineering Research*, 2020, Vol. 40, №. 6, pp. 473 – 475.
13. Berdiev D.M., Yusupov A.A. Improving wear resistance of steel products to unconventional heat treatment methods // *International journal of scientific & technology research*. Vol. 9, Issue 02, February 2020. pp 2504 – 2509.

ПОВЫШЕНИЕ СВОЙСТВ НИЗКОЛЕГИРОВАННЫХ КОНСТРУКЦИОННЫХ СТАЛЕЙ ТЕРМОЦИКЛИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКОЙ



Каримов Н.К.,
заместитель
главного конструктора
НГМК

Ilmiy maqolada termosiklik ishlovdan so'ng po'latlarning mustahkamligi va eyilishga chidamliligini oshirish xususiyatlarini aniqlaydigan eksperimental tadqiqot natijalari keltirilgan. Termosiklik ishlov berish jarayoni strukturani boshqarish usuli bo'lib, qisqa vaqt ichida bir necha marta tezlanma hamda tez qizitish va sovitishdan iborat. Termosiklik ishlov berish termik ishlov berish usuliga o'xshash bo'lib, bunda metallar tuzilishidagi ijobiy o'zgarishlarning tsikldan tsiklga doimiy to'planishiga asoslangan. Bu jarayon asosi tsikllarning intensivligi, ushlab turish vaqti hamda optimal harorat o'zgarish diapazonidir. Ushbu maqolada olib borilgan tadqiqotlar asosida, ma'lum bir haroratda qizdirish orqali, belgilangan termik ishlov berish tsikllari soni, qizdirish tezligini po'latlarning fizik-mexanik xususiyatlariga va diffuziya jarayoni intensivlashishiga ta'siri kuzatildi. Qizdirish jarayonida faza va tarkibiy o'zgarishlarning intensivligi tufayli, mashina qismlari mustahkamligini oshirishga ta'sir qilish qonunlari aniqlandi hamda termosiklik ishlov berish muddatini qisqartirishga erishildi. Bu esa ma-shina qismlarining ishonchligini yaxshilashga imkon beradi. Nazariy va eksperimental tadqiqotlarga asoslanib, mayda donali strukturalar po'latlarning eyilishga chidamliligini oshirishga yordam berishi aniqlandi. Po'latlarga termosiklik ishlov berish qo'llanganda, hosil bo'lgan yangi tuzilishdagi mayda donali hamda mexanik xususiyatlari yaxshilangan va yuqori chidamlilikka ega po'lat tavsiflari olindi, mustahkamligi 1,5 martaga, eyilishga chidamliligi esa 1,9 baravar oshdi.

Tayanch iboralar: termosiklik ishlov berish, tuzilish, dislokasiya zichligi, harorat, eyilishga bardoshlik, mar-tensit, qattqlik.

В научной статье приведены особенности экспериментального повышения прочности и износостойкости сталей в качестве результатов исследований, которые установлены термоциклической обработкой. На основе проведенных исследований определена закономерность влияния температурно-временных параметров термоциклической обработки на физико-механические свойства и экспериментальные исследования позволили установить, что получение инструментальной стали и технологии упрочнения деталей машин за счет интенсификации процессов диффузии, фазовых и структурных превращений, позволяющих сократить длительность термической обработки, улучшить весь комплекс механических свойств, а значит, – надежность деталей машин. Также теоретически сверхмелкие зерна способствует повышению износостойкости сталей. В результате использования термоциклирования получены более высокие характеристики механических свойств стали, вязкость разрушения возросла в 1,5 раза, а износостойкость – в 1,9 раза.

Ключевые слова: термоциклическая обработка, структура, плотность дислокации, температура, износостойкость, мартенсит, твердость.

В последнее время для улучшения структуры сталей и повышения их механических свойств разрабатываются различные виды термической обработки металлов, основанные на использовании циклических тепловых воздействий, получивших название термоциклической обработки (ТЦО) [1].

В отличие от других видов термической обработки структурные и фазовые превращения при ТЦО совершаются многократно при изменяющейся температуре нагрева-охлаждения. Необходимость многократного повторения обработки при заданных температурах, как правило, обусловлено стремлением накопить изменения, которые коренным образом улучшают качество изделий и придают им свойства, недостижимые при одноразовой термической обработке [2, 3]. Чаще всего, возникающие изменения от цикла к циклу связывают с изменениями, вызванными пластической деформацией. При ТЦО наклеп осуществляется в процессе термической обработки, но на этой основе разработаны и другие методы упрочнения сталей и сплавов, такие как механико-термическая обработка (МТО) [3, 4] и др. Основное отличие МТО от ТЦО в том, что при МТО предполагается предварительное механическое упрочнение (наклеп), после которого проводят термическую обработку. Образец стали 65Г диаметром 20 мм и высотой 7 мм нагревали в петлевом индукторе на установке ЛЗ-107 с таким расчетом, чтобы обеспечить достаточно равномерный нагрев образца. Время нагрева составляло: до 450 °С - 5,5 сек., 550 °С - 7,0 сек., до 700 °С - 11 сек., 800 °С - 14 сек., 870 °С - 17,5 сек. Термическая обработка образцов заключалась в нагреве до указанных температур с последующим охлаждением на воздухе. Количество циклов нагрев – охлаждение было различно. Часть образцов после такой обработки подвергали индукционному нагреву до температуры 900±20 °С с последующей закалкой в масле и отпуском 180 °С.

Микроструктуру образцов исследовали на микроскопе МИМ-8 при увеличении ×1000, а субмикроструктуру рентгенографические на установке ДРОН-2,0.

Испытания на износостойкость проводили на машине СМЦ-2 при трении качения с проскальзыванием при давлении 75 кгс в течение 40 000 оборотов нижнего ролика. Образцы сталей на изнашивание представляли собой ролики диаметром 30 и высотой 10 мм, которые термически обрабатывались по оптимальным режимам. Металлографические исследования проводили на микроскопах МИМ-8М при 500 кратном увеличении. Подготовку шлифов и травление проводили в соответствии с задачами исследования. Травление шлифов проводили в 4-5% растворе азотной кислоты в этиловом спирте.

Плотность дислокаций подсчитывали по методике описанной в работах.

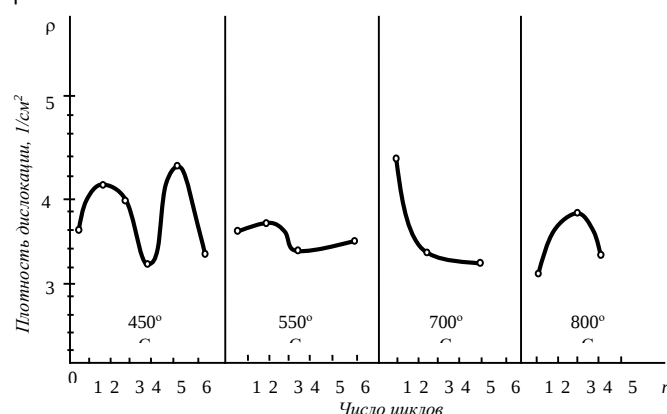


Рис. 1 - Изменения уровня дефектности кристаллического строения (плотность дислокации) стали 65Г после циклической обработки, последующего индукционного нагрева, закалки в масле и отпуска 180 °С

Образцы для исследования травили в течение 30 мин в 20% водном растворе азотной кислоты. Плотность дислокаций определялась по уширению линий интерференции рентгенограмм в

зависимости от угла отражения θ , т.к. согласно данным при высокой плотности дислокаций они неразрешимы электронномикроскопически, согласно данным расчет плотности дислокаций по ширине рентгеновской линии даёт результаты близкие с электронно-микроскопическими при плотности дислокаций $\rho = 10^9 \text{ см}^{-2}$. следовательно, при высокой плотности дислокаций она определяется широкой линией, которая пропорциональна $\text{tg}\theta$.

Плотность дислокаций определяли по физической ширине рентгеновской линии

$$\rho = \frac{\beta^2}{2b^2} \cdot \text{ctg}^2 \theta$$

где, β - физическая ширина рентгеновской линии; b - вектор Бюерса; θ - брэгговский угол отражения.

В работе показано, что плотность дислокаций, рассчитанная по уширению рентгеновских линий, удовлетворительно коррелирует с данным прямыми методами наблюдения дислокаций.

Так как монохроматическое излучение одной длины волны, то можно определить плотность дислокаций. Рентгеновские лучи имеют природу волны. Определение плотности дислокаций осуществляем с помощью рентгеновской установки ДРОН-2. Исследование проводим со следующими характеристиками:

Трубка с железным анодом, $U = 25 \text{ кВ}$, анодный ток $I = 6 \text{ мА}$, скорость движения счетчика $1^\circ/\text{мин}$, скорость движения диаграммной ленты 1800 мм/час , постоянная времени 5, предел измерения 224.

Таблица 1
Параметры шестерен $Z = 12$, проходивших 500 часовые стендовые испытания

№	Марка стали	Метод упрочнения	Глубина упрочненного слоя, мм	Твердость	
				Упрочненного слоя, HRC ₃	Сердцевины зуба, HRC ₃
1	65Г	ТЦО (термоциклическая закалка)	Зубья прокалены насквозь	58...60, пластичен	58...60, пластична
2	65Г	ТВЧ (без циклирования)	Зубья прокалены насквозь	58...61, хрупкий	58...61, хрупкая
3	30ХГТ	Нитроцементация, закалка	0,6	58...61, хрупкий	33...45, пластична

Таблица 2
Износ шестерен $Z = 12$ по результатам 500 часовых стендовых испытаний

№	Материал и термическая обработка	Твердость HRC ₃	Среднеарифметическое значение износа, мм	Износ в % относительно базового варианта	Превышение величины износа
1	Сталь 65Г, ТЦО	58...60	0,31	100	-
2	Сталь 65Г, ТВЧ	58...61	0,59	190,3	90,3
3	Сталь 30ХГТ нитроцементация	58...61	0,60	193,6	93,6

Библиографический список:

1. Федюкин В.К. Термоциклическая обработка сталей и чугунов. - Л.: Машиностроение, 1977. - 384 с.
2. Федюкин В.К., Смагоринский М.Е. Термоциклическая обработка металлов и деталей машин. -Л.: Машиностроение. Ленинград отделение, 1989. - 255 с.
3. Термоциклическая обработка сталей, сплавов и композиционных материалов/ А.С. Тихонов, И.Г. Леушин и др. - М.: Наука, 1984. - 186 с.
4. Баранов А.А. Особенности фазовых и структурных превращений при ТЦО металлов// 11 Всесоюзная конф.: Закономерности формирования структуры сплавов эвтектического типа: - Днепропетровск, 1982. С. 5 – 6.
5. Баранов А.А., Алимов В.И., Оноприенко В.Г. //Влияние термоциклической обработки на подвижность границ зерен//. Известия высших учебных заведений. Черная металлургия №1, 1987 г. С.153-154.

Испытания шестерен, упрочненных ТЦО длятся двадцать лет. За это время было сделано немало попыток, в том числе и нами, разобраться в причинах необычной износостойкости сталей 65Г и 55С2, упрочненных этим способом. Следовало установить причину, по которой одна и также сталь 65Г, при одинаковой твердости (58...60 HRC₃), при условии термообработки ТЦО приобретает пластичность, высокую прирабатываемость и износостойкость, а при однократном нагреве ТВЧ, она же имеет износостойкость в 2 раза ниже, почему нитроцементованная сталь 30ХГТ, при одинаковой твердости со сталью 65Г упрочненной ТЦО, имеет износостойкость в 2 раза ниже (табл. 1 и 2).

Изменения уровня дефектности кристаллического строения (плотность дислокаций) стали 65Г после циклической обработки, последующего индукционного нагрева, закалки в масло и отпуска 180 °С приведены на рис. 1.

Таблица 3
Режим термической обработки и результаты исследований

Сталь	Технология термической обработки	HRC ₃		
		Поверхности зуба	Сердцевины зуба	Ножки зуба и впадины
65Г	Индивидуальная циклическая закалка + отпуск $190 \pm 10^\circ \text{C}$	58...60	58...59,5	58...59

Примечание. Структура поверхности, сердцевины, ножки зуба и впадины: отпущенный мелкоигольчатый мартенсит балла 3.

В данной работе сделана попытка создания автоматизированного экспериментального оборудования для исследования циклической закалки тяжело нагруженных высоконапряженных шестерен из стали 65Г ГОСТ 14959-79 взамен детали 40Х ГОСТ 4543-2016. Режим термической обработки и результаты исследований термически обработанных шестерен приведены в табл. 3. Окончательная ТЦО дает возможность получить мелкоигольчатый мартенсит. После отпуска образуется также мелкозернистая структура, обеспечивающая высокий комплекс механических свойств стали. Результаты сравнительных испытаний шестерни П-105.001 из сталей 40Х и 65Г показали, что шестерен из стали 65Г обладают более высокими износостойкостью (в 1,4-1,9 раза) и эксплуатационной подвижностью с очевидным в процессе испытаний изменением характера разрушения зубьев в сторону чистого изнашивания на основании результатов сравнительного родства шестерен П-105.001-01 из стали 65Г и промышленного высокопроизводственного оборудования для их термоциклической обработки. В этой работе извлекли несколько выводов в термоциклической обработке Ст 65Г изменяется твердость, износостойкость и микроструктура.

1. Твердость - по поверхности зуба HRC 58...60, по сердцевины зуба HRC 58...59,5, по ниже зуба и впадины HRC 58...59.

2. Результаты сравнительных испытаний шестерен из стали 65Г: износостойкость повышается в 1,4÷1,9 раза.

3. Микроструктура поверхности, сердцевины, ножки зуба и впадины отпущенный мелкоигольчатый мартенсит.

УДК 621.78

© Ван Клик М., Парий А., Гродовски М. 2021 г.

МОДУЛЬНЫЕ ОБОГАТИТЕЛЬНЫЕ ФАБРИКИ ПРИ РАЗЛИЧНОЙ ДИНАМИКЕ ЦЕН НА МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЁ



Ван Клик М.,
президент
SEPRO MINERAL SISTEMS



Парий А.,
вице-президент
INTERTECH
PROCESS TECHNOLOGY



Гродовски М.,
президент
INTERTECH
PROCESS TECHNOLOGY

Modulli boyitish fabrikalari kontsepsiyasi bir necha o'n yillar davomida mavjud edi. Biroq, bunday texnologik jihatdan moslashuvchan va iqtisodiy jihatdan samarali bo'lgan zavodlar eng mos bo'lgan maxsus ilovalar uchun hali ham aniq emas. Ushbu maqola birinchi navbatda modulli va mobil zavodlar uchun terminologik ta'rifni beradi va keyinchalik mineral xom ashyoning joriy qiymatiga qarab eng samarali dasturlarini muhokama qiladi.

Tayanch iboralar: modulli zavod, mobil zavod, oltin konsentrat, mis konsentrat, moslashuvchan texnologiya, opera-TIV harakati, yuqori tugun ishonchliligi

Концепция модульных обогатительных фабрик существует уже несколько десятилетий. Однако, до сих пор не совсем понятно для каких конкретно применений такие технологически гибкие и экономически эффективные фабрики подходят лучше всего. В этой статье сначала даётся терминологическое определение для модульных и мобильных фабрик и затем обсуждаются их наиболее эффективные применения в зависимости от текущей стоимости минерального сырья.

Ключевые слова: модульная фабрика, мобильная фабрика, золотой концентрат, медный концентрат, гибкая технология, оперативное перемещение, высокая надёжность узлов



Рис. 1. Фабрика Sala Caravan в 1970х годах

С начала 1970-х годов модульные фабрики настойчиво продвигала шведская компания Sala. На рис. 1 показана одна из первых установок Sala под названием «Caravan Plant», или «Sala Caravan». Термин «модульная фабрика» относится к заранее скомпонованной обогатительной системе, состоящей из предварительно подобранных технологических циклов/узлов. Типичными технологическими узлами модульных фабрик являются дробление, дезинтеграция, грохочение, тяжелосредная сепарация, измельчение, гравитационное обогащение, флотация, цианирование (интенсивное, CIP, CIL) и обезвоживание (сгущение, фильтрация) концентратов и хвостов. На рис.2 показаны модули грохочения, измельчения и гравитационного обогащения на месторождении в Южной Америке. Добывающие компании могут легко доставлять такие модули к месту эксплуатации, используя морской, железнодорожный или автомобильный транспорт. На рис. 3 показан технический персонал Sepro, занятый подготовкой модуля «измельчение-классификация-гравитация» к морскому фрахту. Прибыв на место, оборудование технологических циклов может быть установлено с минимальными работами по подготовке рабочей площади и быстро смонтировано в готовую к работе фабрику. Всё, что требуют модули для установки - это тонкая подушка из бетона или утрамбованного грунта. На рис. 4 показаны модули дробления, из-

мельчения, гравитационного обогащения и флотации на фундаменте из утрамбованного грунта на месторождении в Центральной Америке. После завершения работ на месторождении модульная фабрика может быть легко разобрана на составляющие модули для транспортировки и последующей сборки на новой площадке.

Мобильная фабрика – это версия модульной фабрики, собранная на шасси, предназначенном для движения по автодорогам. Мобильные фабрики идеальны в тех случаях, когда персоналу необходимо время от времени оперативно перемещать фабрику или, когда мобильность необходима по соображениям безопасности.



Рис. 2. Технологические модули на месторождении в Южной Америке

Существует предел по производительности модульных фабрик в связи с требованиями по весу и размерам мельниц, связан-

ными с обычными способами перевозки; в типичном случае измельчительный модуль может иметь производительность до 15 т/час по дроблёной руде.

Для многих видов минерального сырья пользователь может применить предварительное концентрирование с помощью тяжёлой сепарации (фотосепарации, рентгенорадиометрической сепарации), чтобы поднять общую производительность фабрики на величину до 250%. Кроме того, можно использовать несколько измельчительных модулей для повышения общей производительности фабрики. На рис. 5 показан мобильный модуль измельчения и гравитационного концентрирования на месторождении в США.



Рис. 4. Модульная фабрика на месторождении в Центральной Америке



Рис. 5. Мобильный модуль измельчения-классификации-гравитация производства Serpo на месторождении в США

Sala разработала собственные модульные мобильные установки для работы в составе пилотных фабрик на крупных месторождениях. Однако, в действительности в 1970х пользователи обычно применяли их в составе малых и средних производственных фабрик в условиях ценового бума в отношении минерального сырья. Далее в этой статье мы расскажем, как добывающие компании могут эффективно использовать модульные и мобильные фабрики в условиях как высоких, так и низких цен на продукт. Как установили недропользователи в 1970х, высокие цены на металлы создают условия для позитивного экономического эффекта от малых месторождений с небольшими общими запасами сырья. Добыча и обогащение представляют собой циклический тип промышленности и, в связи с этим, высокие цены на металлы не остаются навсегда. В условиях высоких цен быстрота является критическим фактором успеха проекта. Многолетний цикл планирования/исполнения для проектов добычи и обогащения может оказаться достаточно долгим для того, чтобы полностью использовать возможности высоких цен на ваш продукт, особенно для малых и средних месторождений.

Используя в качестве примера золотодобывающую промышленность, на Рис. 6 показаны цены на конец года и число золотодобывающих проектов, начатых канадскими компаниями с 2002 по 2016 годы. Канадские компании начинали производство на новых месторождениях, пока цены на золото росли с 2002 по 2012 годы. Однако, этот процесс продолжался и когда цены на золото уже стали падать из-за длительного периода времени между при-

нятием решения и началом производства. Проектирование, закупка, сборка и запуск в эксплуатацию для небольших и средних золотоизвлекательных фабрик занимает как минимум 24-36 месяцев, особенно в период высоких цен на золото, когда увеличивается спрос на опытный персонал и специализированное оборудование. Добывающие компании, одобрявшие, видимо, свои проекты в 2010, 2011 и 2012 годах, начали производство только в 2013, 2014 и 2015.

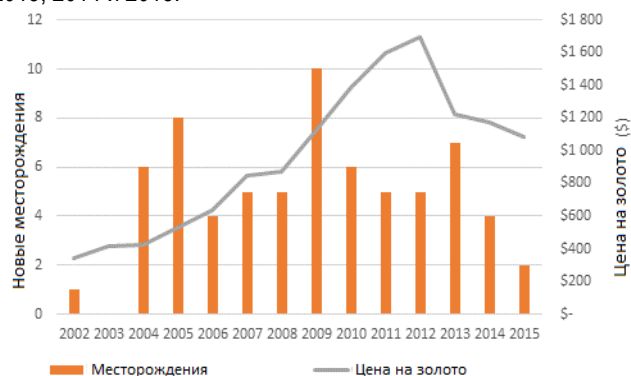


Рис. 6. Цены на золото и эксплуатация новых месторождений, начатая канадскими компаниями

Падение оценочной стоимости (\$ млрд)

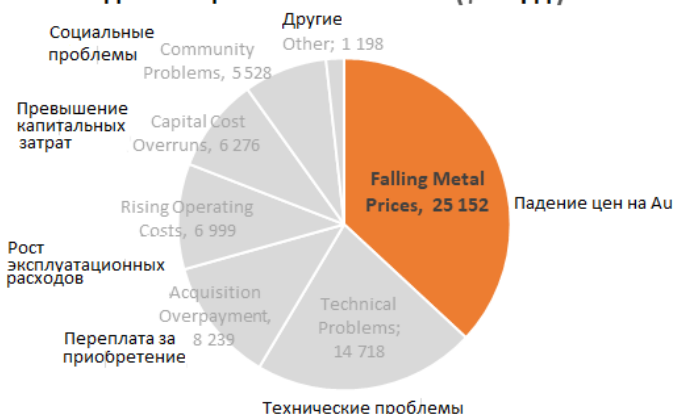


Рис. 7. Падение оценочной стоимости месторождений из-за снижения цен на золото

Изучение документации по снижению стоимости активов в канадской добывающей промышленности показывает, что падение цен на продукт уничтожило большую часть оценочной стоимости для канадских добывающих компаний. В Канаде обесценивание активов (или списание активов) декларируется добывающей компанией, когда ожидаемая стоимость месторождения падает ниже расходов, понесенных при разработке или приобретении рудника. 30% компаний декларировали обесценивание активов из-за падения цен на конечный продукт и в среднем падение цен уменьшало стоимость месторождения на 34%. В целом падение цен на металл было ответственно за более чем \$25 миллиардов в упавшей оценочной стоимости канадских добывающих компаний. На рис. 7 показано снижение оценочной стоимости из-за падения цен на золото по отношению к иным причинам. Эти данные показывают, насколько критичным является для добывающих компаний наращивание оценочной стоимости как можно выше в период роста цены на продукт и по возможности прекращать эксплуатацию после достижения пика цен и начала быстрого падения.

Например, предположим, что некая добывающая компания в 2010 году утвердила разработку малого месторождения с высоким содержанием на условиях завершения работ через три года. Мы полагаем, что среднее содержание золота в руде 20 г/т, производительность фабрики по руде 300 т/день при 350 рабочих

днях в году и сквозное извлечения золота составляет 95%. С учётом обычного периода задержки в 36 месяцев (инжиниринг/строительство) от утверждения проекта до начала коммерческого производства, месторождение начнёт давать доход в 2013 году, а завершён проект будет в конце 2015 года. В табл. 1 показан ожидаемый доход для этого проекта при использовании традиционных способов инжиниринга и строительства фабрики.

Таблица 1.

Доход, образуемый традиционной золотоизвлекательной фабрикой с длинным подготовительным периодом

Год	2013	2014	2015	Всего
Производство Au (г)	1,995,000	1,995,000	1,995,000	5,985,000
Производство Au (унц)	64,148	64,148	64,148	192,444
Цена Au (US\$ / унц)	1,225	1,172	1,082	-
Доход (US\$)	78.6 млн	75.2 млн	69.4 млн	223 млн

Модульные фабрики уже прошли этап инжиниринга и предварительной сборки, что полностью удаляет эти этапы из длительного процесса строительства стандартных золотоизвлекательных фабрик. Кроме того, модульные и мобильные фабрики могут быть произведены, собраны и оттестированы на территории производителя, чтобы не выполнять сложные работы на месте эксплуатации. Производство модулей фабрики в контролируемом заводском окружении часто сокращает время задержки за счёт срока поставки менее 8-ми месяцев. Договор с единственным поставщиком на поставку всей фабрики позволяет уменьшить риск того, что критический компонент с длительным сроком поставки будет задерживать весь проект. Заранее смонтированные модули от одного поставщика требуют меньших затрат на рабочую силу в ходе установки на месте и запуска оборудования в эксплуатацию, обычно требуя всего 4-6 недель от даты поставки до получения первой продукции. Кроме того, использование стандартного, проверенного оборудования существенно снижает технологические риски. Операторы фабрики могут проходить обучение на месте, а поставщик – обеспечивать поддержку и консультации для всего технологического процесса.

Табл. 2 показывает экономическое воздействие от использования модульных фабрик на таких малых месторождениях с высоким содержанием целевого металла вроде описанных выше. В таких случаях добывающая компания сокращает время задержки с момента утверждения проекта до начала выпуска коммерческого продукта с 36 месяцев до 12 месяцев. Месторождение начинает давать доход с 2011 г и способно использовать более высокие цены на золото в 2011 и 2012 годах, в сравнении с традиционными фабриками.

Таблица 2

Доход, образуемый модульной золотоизвлекательной фабрикой с коротким временем строительства

Год	2011	2012	2013	Total
Производство Au (г)	1,995,000	1,995,000	1,995,000	5,985,000
Производство Au (унц)	64,148	64,148	64,148	192,444
Цена Au (US\$ / унц)	1,598	1,694	1,225	-
Доход (US\$)	102.5 млн	108.7 млн	78.6 млн	290 млн

На рис. 8 показана потенциальная прибыль от использования модульных фабрик в условиях роста цены на продукт. В этом случае меньшее время поставки и запуска в эксплуатацию фабрики даёт дополнительные 70 миллионов долларов США дохода, демонстрируя, тем самым превышение доходности на 30% в сравнении с традиционной фабрикой.

Это сравнение предполагает, что капитальные затраты на модульную и традиционную фабрику примерно одинаковы. Однако, модульная или мобильная фабрика менее затратна и в то же время несёт меньший риск перерасхода средств. Доказано, что последние 40 лет модульные фабрики обходятся в меньшие суммы в сравнении с традиционными фабриками - модульные фабрики обычно обходятся на 30% дешевле, чем сравнимые обычные фабрики. Во-первых, использование предварительно спроектированных модульных фабрик экономит на расходах по инжинирингу. Во-вторых, полная сборка технологических модулей на заводе даёт экономию на оплате труда и материалах. В-третьих, договор непосредственно с производителем оборудования позволяет сэкономить на накладных расходах и оплате управленческого персонала проекта. В-четвёртых, форма договоров на поставку модульных фабрик снижает риск перерасхода средств по проекту. Рост стоимости проекта - обычная ситуация во время роста цен на металл, поскольку растёт и спрос на работу персонала и материалы. Однако, Serpro поставяет модульные фабрики на базе фиксированных цен, это ликвидирует риск для пользователя в отношении роста стоимости работы и материалов на всё время подготовки фабрики.

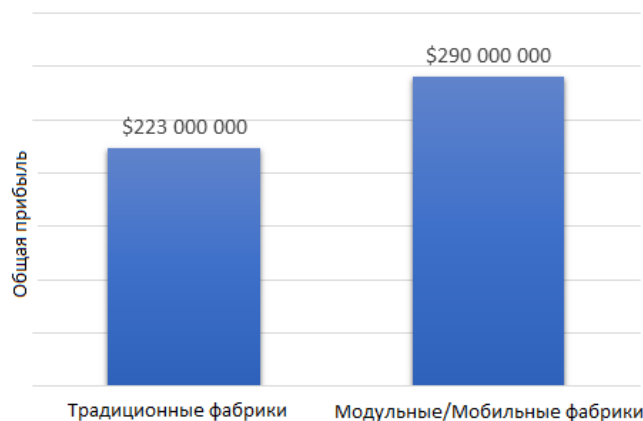


Рис 8. Разница в доходах между традиционной (большая задержка) и модульной (малая задержка) фабриками

Хотя использование модульных фабрик для малых месторождений с высоким содержанием целевого элемента является наиболее популярным применением в течение последних десятилетий, они также полезны для оценки крупных месторождений и уменьшения рисков при проектировании. Модульные фабрики в условиях низких цен на продукцию. В обстановке низких цен на конечную продукцию, добывающие компании и их инвесторы заинтересованы в меньших рисках и большей определённости для запуска проекта. Риск снижения стоимости продукта невелик, поскольку для дальнейшего снижения остаётся мало пространства; однако, остаётся достаточно много проектных рисков. Обратимся к тому же исследованию канадских добывающих компаний, к которому мы обращались выше. 16% месторождений, декларировали обесценивание активов, вызванное техническими причинами, такими как содержание целевого металла ниже геологического, плохие геотехнические условия или низкое, относительно ожидаемого, извлечение. Несмотря на то, что меньшее количество месторождений испытывало технические проблемы, если сравнивать с падением цен на металлы, влияние технических проблем было гораздо более значительным. Когда на месторождении возникали технические проблемы, это снижало оценочную стоимость месторождения в среднем на 45%. В итоге, обесценивание, связанное с техническими причинами, погубило почти \$15 миллиардов оценочной стоимости. Рис. 9 показывает падение

оценочной стоимости по техническим причинам в сравнении с другими факторами.

Нет ничего неожиданного в том, что проекты в добывающей отрасли сопровождаются значительными техническими рисками. Месторождения обычно оценивают на основе информации, полученной в ходе бурения с поверхности, и информация относительно размеров и расположения рудного тела всегда очень ограничена. Горные инженеры должны принимать многочисленные допущения относительно распределения содержания целевого металла, геологического строения и горно-геологических условий.

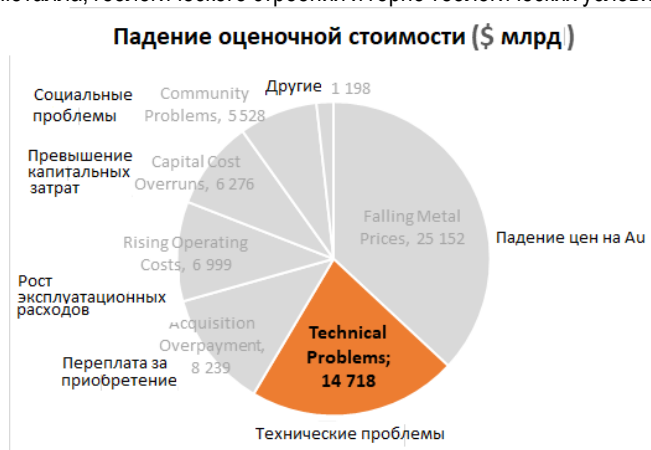


Рис. 9. Падение оценочной стоимости добывающих компаний по техническим причинам

Таблица 3.

Падение оценочной стоимости месторождения по техническим причинам

Затраты на тонну		
добыча	\$10	(a)
обогащение	\$25	(b)
Общие затраты (a+b)	\$40	(c)
Доход на тонну		
Содержание меди	1.0%	(d)
Извлечение меди	90%	(e)
Цена на медь	\$6,000	(f)
Общий доход (d*e*f)	\$54	(g)
Операционная прибыль (g-c)	\$14/т	

Инженеры-обогащители часто разрабатывают технологию извлечения на основе сотен килограмм керновых проб, которые должны представлять миллионы тонн руды. Для крупных проектов, чтобы двигаться вперёд в условиях низких цен на продукцию, горные инженеры должны снизить все эти риски, чтобы придать больше уверенности в успехе проекта владельцам и инвесторам месторождений. Пилотные или опытно-промышленные фабрики могут представлять собой эффективный путь смягчения рисков проектирования при относительно малых капитальных затратах. Стоимость пилотной фабрики может быть компенсирована или возмещена путем продажи конечного продукта в ходе эксплуата-

ции. Например, предположим, что крупное медное месторождение со средним содержанием 1.0% Cu потребует \$500 миллионов для начала разработки. Используя данные, полученные в ходе исследования канадских добывающих компаний, мы можем предположить, что с вероятностью 16% будут возникать технические проблемы. Если возникают технические проблемы, мы можем также предположить, что оценочная стоимость месторождения потеряет 45%. В этом примере цена рисков составит \$500 млн x 16% x 45% = \$36 млн. Допуская, что капитальные затраты на модульную фабрику производительностью 125,000 т/год составят порядка \$4 млн, Табл. 3 иллюстрирует прогнозные эксплуатационные расходы и компенсации за счёт дохода для пилотного добывающего проекта в условиях низких цен на продукцию.

В этом случае модульная пилотная фабрика действовала в течение года, переработала 125,000т руды и образовала \$1.75 млн свободных денежных средств. В этой пилотной программе были достигнуты также ещё две цели. Во-первых, управляющая компания и потенциальные инвесторы теперь в большей степени уверены в тех технических допущениях, которые были использованы в проектировании полноразмерного производства. Добыча и переработка более чем 100 000 тонн руды, подтверждающие содержание металла в руде и горно-геологические условия, более убедительны для проектирования полномасштабного горно-обогательного комплекса, чем несколько сотен килограмм бурильных образцов. Во-вторых, пилотный проект подтвердил благоприятную экономику месторождения в малом масштабе. Естественно предположить, что экономика проекта будет улучшаться при более масштабной добыче и более крупной обогащательной фабрике. Также, модульная пилотная фабрика образовала свободные денежные средства для компенсации первоначальных капитальных затрат. Пилотная фабрика может продолжать работать, а добывающая компания может использовать полученные средства для корпоративных целей, пока полноразмерная фабрика находится на стадии финансирования и строительства. Эта статья демонстрирует, что модульные фабрики имеют значительные преимущества для добывающих компаний в условиях как высоких, так и низких цен на конечный продукт. При высоких ценах мобильные и модульные фабрики могут быстро образовывать доход на малых и средних месторождениях, таким образом минимизируя риски добывающей компании, связанные с возможным снижением пиковых цен на целевой металл. В условиях низких цен мобильные и модульные фабрики являются экономически эффективным способом уменьшить технические риски и добавить уверенности управляющей компании и инвестору в положительной экономике проекта. И наконец, ещё одним преимуществом модульных фабрик является то, что владелец может быстро и легко перемещать их на территорию следующего проекта, как только текущее месторождение достигнет истощения или если фабрика служит для подтверждения экономики более крупного месторождения. В этом случае капитальные затраты могут быть распределены между несколькими проектами в течение многих лет, что даёт большую гибкость и смягчение рисков проектирования.

АНАЛИЗ ПРОЦЕССОВ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ОТХОДЯЩИХ ГАЗОВ ИЗ ДУГОВЫХ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧЕЙ ДЛЯ ПОДОГРЕВА СЫРЬЯ



Самадов А.У.,
директор Алмалыкского филиала
ТашГТУ им. И.Каримова,
д. т. н., профессор



Халикулов У.М.,
Алмалыкский филиал НИТУ «МИСиС»,
старший преподаватель



Джаббарова Б.И.,
магистрант АФ ТашГТУ им. И.Каримова

Ushbu maqolada yoyli po'lat erituvchi pechlarda (YPEP) eritish paytida chiqindi gazlar yordamida xomashyoning oldindan qizdirilishining asosiy muammolari va echimlari tahlil qilingan. Ushbu yo'nalishdagi mavjud ishlanmalar "O'zmetkombinat" AJning elektr po'lat ishlab chiqarish sexining YPEP Jarayoniga joriy etish (amaliyotda qullash) usullari tahlil qilindi. Uning asosoy xususiyatlari xom ashyoning bir qator parametrlari va mezonlari, zaryad tarkibi va kiritilgan texnologiyadan kelib chiqadi.

Tayanch iboralar: Texnologik jarayon, gazlarning aerodinamik xususiyatlari, "O'zmetkombinat" AJ, qaynoq briketlangan temir, elektr yoyli po'lat eritish pechi, zaryad tarkibi, yuqori harorat.

В данной статье проанализированы основные проблемы и пути решения предварительного подогрева сырья с помощью отходящих газов во время плавки в дуговых сталеплавильных печах (ДСП). Произведен анализ имеющихся разработок в этом направлении и пути внедрения данного процесса в ДСП электросталеплавильного цеха АО «Узметкомбинат». Особенности исходят из ряда параметров и критериев сырья, состава шихты и технологии, реализуемой во время плавильного периода.

Ключевые слова: Технологический процесс, аэродинамические свойства газов, АО «Узметкомбинат», горячебрикетированное железо, электросталеплавильный цех, состав шихты, высокая температура, дуговая сталеплавильная печь.

Современная тенденция развития тяжелой промышленности, машиностроения, автомобилестроения, увеличение строительных площадок и многих других отраслей глобальной экономики требует значительного увеличения потребности в продуктах черной металлургии, и она занимает в экономике всех стран одну из ключевых производственных отраслей. Соответственно этот процесс оказывает существенное влияние на развитие в других промышленных секторах.

Например, по данным World Steel Association производство стали в мире в 2019 году выросло на 4,6% и достигло 1808,6 млн. т. по данным 64 основных государств, выплавляющих металлы. Как сообщает World Steel Association (Worldsteel), в мае 2020 г. производство стали в 64 странах, которые подают свою статистику в эту международную организацию, составило 148,8 млн. т, что на 8,7% меньше, чем в том же месяце прошлого года. Среднесуточное производство при этом составило 4,799 млн. т, что на 9,0% превысило апрельский показатель. Таким образом, крайняя точка спада в мировой металлургической отрасли, вызванного карантинными мероприятиями, осталась позади.

Следует отметить, что на нынешнем этапе своего развития Узбекистан колоссально увеличивает свои производственные мощности и объемы строительных площадок. Соответственно формируется закономерная тенденция в сторону увеличения внутреннего потребления конструкционной стали. Данная тенденция обязывает в увеличении мощностей отечественной индустрии производства стали. Большая часть нагрузки в производстве сталепрокатной продукции ложится на плечи АО «Узметкомбинат» расположенный в городе Бекабаде Ташкентской области. Почти все пирометаллургические процессы, характеризуются образованием больших количеств газов и пыли. Эти два продукта удаляются из печей совместно. При этом пыли и газы пирометаллургических технологий служат источником загрязнения окружающей среды.

Поэтому их улавливание, использование и обезвреживание являются важнейшими проблемами современного металлургического производства.

Отходящие металлургические газы делятся на технологические, образующиеся за счет протекания химических реакций, и топливные, являющиеся продуктами сжигания топлива. Состав и количество отходящих газов полностью определяются типом перерабатываемого сырья и видом применяемого металлургического процесса.

Основными компонентами технологических газов являются SO_2 , CO_2 , CO и пары воды. В отдельных металлургических процессах могут выделяться газообразный хлор, мышьяковистые и другие химические соединения.

При сжигании топлива преимущественно образуются CO_2 , CO и H_2O .

Кроме того, в отходящих газах обязательно присутствуют азот и свободный кислород, которые поступают в избытке с дутьем и за счет подсоса воздуха. В большинстве случаев отходящие газы покидают металлургический агрегат нагретыми до температуры 800–1300 °C и более.

Комплексная переработка отходящих газов предусматривает:

- использование ценных компонентов, например, SO_2 , для производства серной кислоты, элементарной серы или жидкого сернистого ангидрида;
- использование физического тепла газов для получения пара, горячей воды, подогрева воздуха (дутья) и т.д.
- обезвреживание газов с целью охраны окружающей среды с одновременным использованием содержащихся в них ценных компонентов.

Наибольшую ценность представляют отходящие газы пирометаллургических процессов, содержащие до 80% SO_2 и нагретые до 1300 °C и более.

В целях объективности изучаемого вопроса следует рассматривать данный процесс через призму физических процессов предварительного подогрева лома, при котором сопровождаются ряд одновременно протекающих физических процессов, которые происходят в металлургических агрегатах и возможных подогревателях. Основные явления, оказывающие влияние на процесс подогрева металлолома, являются:

- а) формирование тепла отходящих газов агрегатами плавки стали,
- б) процесс передачи тепла отходящих газов металлической шихте,
- в) газообразование в агрегатах плавки стали и дожигание отходящих газов.

Таблица 1
Тепловые эффекты окисления элементов и газов

Реакции:	Выделение энергии при реакциях
$\text{Si} + \text{O}_2 \rightarrow \text{SiO}_2$	-8,70 кВт·ч/кг _{Si} -10,92 кВт·ч/м ³ O ₂
$\text{Mn} + 0,5 \text{O}_2 \rightarrow \text{MnO}$	-1,95 кВт·ч/кг _{Mn} -9,56 кВт·ч/м ³ O ₂
$2 \text{Cr} + 1,5 \text{O}_2 \rightarrow \text{Cr}_2\text{O}_3$	-3,05 кВт·ч/кг _{Cr} -9,44 кВт·ч/м ³ O ₂
$\text{S} + \text{O}_2 \rightarrow \text{SO}_2$	-2,75 кВт·ч/кг _S -3,94 кВт·ч/м ³ O ₂
$2 \text{Fe} + 1,5 \text{O}_2 \rightarrow \text{Fe}_2\text{O}_3$	-2,03 кВт·ч/кг _{Fe} -6,74 кВт·ч/м ³ O ₂
$\text{Fe} + 0,5 \text{O}_2 \rightarrow \text{FeO}$	-1,32 кВт·ч/кг _{Fe} -6,58 кВт·ч/м ³ O ₂
$\text{C} + \text{O}_2 \rightarrow \text{CO}_2$	-9,10 кВт·ч/кг _C -4,88 кВт·ч/м ³ O ₂
$\text{C} + 0,5 \text{O}_2 \rightarrow \text{CO}$	-2,55 кВт·ч/кг _C -2,73 кВт·ч/м ³ O ₂
$\text{CO} + 0,5 \text{O}_2 \rightarrow \text{CO}_2$	-2,81 кВт·ч/кг _{CO} -1,75 кВт·ч/м ³ O ₂

Процесс предварительного подогрева металлической шихты основан на использовании физического и химического тепла отходящих газов, которые, проходя через холодную металлическую шихту, отдают часть своего тепла. Тепло отходящих газов в общем энергетическом балансе ДСП составляет от 12 до 25% за весь период плавки. Тепло отходящих газов в электросталеплавильной печи складывается из следующих источников энергии:

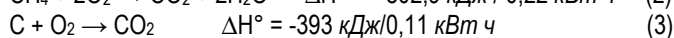
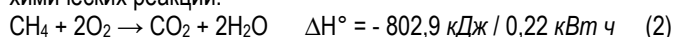
- части тепла электрической энергии, которая вводится в печное пространство для расплавления шихты и доведение расплава до необходимой температуры. Активная мощность ДСП переменного тока, вводимая в печное пространство, зависит в основном от ступени напряжения, рабочего тока и реактивного сопротивления:

$$P_a = 3I \sqrt{\frac{U^2}{3}} - (I - X) \quad (1)$$

где P_a - мощность электрических дуг; I - рабочий ток; U - напряжение дуги, X - реактивное сопротивление электрического контура печи.

Данное тепло уносится потоком отходящих газов от электрических дуг и излучением тепла от поверхности жидкой ванны печи. Количество тепла электрической энергии, которое уносится отходящими газами, во многом зависит от фазы и режима работы печи и составляет примерно 6-8%:

- тепла, вносимого топливно-кислородными горелками. Для сжигания, преимущественно, применяется природный газ или другие виды горючих ископаемых. Тепло, выделяемое при сжигании 1 моля природного газа или угля, определяются согласно уравнений химических реакций:

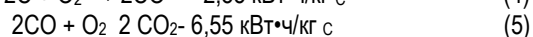


- тепла химических реакций, которые проходят в ванне печи во время окислительно-восстановительных периодов плавки. Данные химические реакции протекают на границе жидкий металл - шлак и в пространстве над шлаком. Они выделяют или забирают тепло, т.е. являются по своей природе экзотермическими или эндотермическими.

- тепла химических реакций, которые происходят в наведенном шлаке электросталеплавильной печи. Данные реакции выделяют тепло в относительно короткой фазе работы печи. В табл. 1 приведены основные экзотермические реакции элементов и газов, которые протекают в пространстве печи:

- тепла, выделяемого при вдувании в печное пространство, углерода в виде порошкового или кускового угля. Данный уголь, в основном, используется для наведения пенного шлака или как источник дешевой энергии. Тепло, выделяемое в результате сжигания угля (при допущении содержания чистого углерода), определяется согласно уравнению 1.

- тепла обгорания электродов, сгорания масел и других органических веществ в металлической шихте. В современных электросталеплавильных агрегатах расход электродов составляет примерно от 1,8 до 1,2 кг/т. Содержание масел и других органических веществ, которые представляют собой в основном углеводородные соединения, составляют в бытовом металлоломе от 5 до 8%. Для дожигания окиси углерода, который образуется в рабочем пространстве ДСП, вдуваются специальными фурмами кислород. Реакции окисления углерода проходят следующие стадии:



Данные реакции образуют значительное количество тепла, которое уносится отходящими газами и может использоваться для подогрева металлической шихты. В табл. 2 приведены данные мощности тепловых потерь отходящих газов различных типов ДСП.

Таблица 2
Мощность тепловых потерь отходящих газов различных типов ДСП

Вид агрегата.	Количество тепловых потерь, кВт·ч/т	Процентное содержание, %
ДСП 100 т, легированная сталь	168	21,1
ДСП 120 т, нержавеющая сталь	127	18
ДСП 80 т, с предварительным подогревом лома	100	14

Количество газов, которое образуется в печном пространстве, определяется многими факторами, которые могут меняться в широких пределах, в зависимости от вместимости и мощности ДСП, марки выплавляемой стали, способа ведения технологического процесса, способов интенсификации и других характеристик процесса. Интенсивность газообразования в ДСП характеризуется тремя периодами:

- период плавления,
- окислительный период,
- восстановительный период.

Удельное количество газов, образующихся в печном пространстве ДСП в единицу времени, рассчитывается с помощью выражения:

$$V_r = 1,87 \cdot 10^2 (10\Delta C + M_3 + 1,2 \cdot 10^{-3} M_3 \cdot a) / \tau (\text{CO} + \text{CO}_2) \quad (6)$$

где V_r - средняя удельная интенсивность газообразования на 1 т стали за время плавки под током, м³/ч; ΔC - количество выгоревшего углерода шихты, %; M_3 - удельный расход электродов, кг/т; M_i - удельный расход извести, кг/т; a - содержание в извести недопала, %; τ - продолжительность работы дуг, ч; CO и CO_2 - среднее содержание их в газах рабочего пространства, %.

Выражение основано на уравнении материального баланса углерода за плавку. Однако оно не учитывает максимальных значений интенсивности газовыделения в период плавления и в период

окисления плавки, когда в работу включаются газокислородные горелки и фурмы для продувки металла кислородом.

В период плавления металла с применением газокислородных горелок количество газов, возникающее в печном пространстве, определяется выражением:

$$V_r = V_{CO} + V_{CO_2} + V_{H_2O} + V_B - V_{O_2} \quad (7)$$

где V_{CO} и V_{CO_2} - количество CO и CO_2 на выходе рабочего пространства, $m^3/ч$; V_{H_2O} - количество водяного пара на выходе печи, $m^3/ч$; V_B - количество воздуха, подсаживаемого в рабочее пространство, $m^3/ч$; V_{O_2} - количество кислорода воздуха, израсходованного на горение CO в рабочем пространстве, $m^3/ч$;

Наиболее интенсивное газообразование происходит во время окислительного периода плавки. Общий объем газов на выходе из рабочего пространства печи V_r , $m^3/ч$ определяется с помощью выражения:

$$V_r = V_{CO} + V_{CO_2} + V_B - V_{O_2} \quad (8)$$

Приводимые в различных работах данные по удельному количеству отводимых газов из печного пространства сильно отличаются друг от друга и лежат в диапазоне от 40 до 600 $m^3/т \cdot ч$, т. е. отличаются на целый порядок. В таблице 3 приведены усредненные данные ДСП высокой мощности с использованием газокислородных горелок [31-35].

Температура газов на выходе из рабочего пространства печи для периода плавления с применением газокислородных горелок определяется выражением:

Таблица 3

Выход газов ДСП в окислительный период плавки

Ёмкость ДСП, т	50	80	100	120	150	200	250
Удельный поток газов, ст. $m^3/т \cdot ч$	600	437	400	375	366	325	320
Количество газа V_r , ст. $m^3/ч$	30.000	35.000	40.000	45.000	55.000	65.000	80.000

$$T_r = [(1 - \eta_r) Q_{CH_4}^p V_{CH_4}] / V_r C_r \quad (9)$$

где η_r - к.п.д. горелок, принимается равным 0,4-0,6; $Q_{CH_4}^p$ - теплотворная способность природного газа, $кДж/м^3$; C_r - средняя теплоёмкость газов на выходе из рабочего пространства, $кДж/(м^3 \cdot град)$. Для периода продувки металла кислородом температура газов на выходе из рабочего пространства печи определяется выражением:

$$T_r = V_{CO_2} [C_{CO} t_{CO} + (0,3 \div 0,5) - Q_{CO}^p] / V_r C_r \quad (10)$$

где C_{CO} - средняя теплоёмкость CO, выделившейся из ванны, $кДж/(м^3 \cdot град)$; t_{CO} - температура CO, выделившейся из ванны, $^{\circ}C$ (принимается равной температуре металла); Q_{CO}^p - теплотворная способность CO, $кДж/м^3$; Расчёты температур отходящих газов и практические измерения показывают, что максимальные температуры отходящих газов достигаются во время периода плавки и периода продувки металла кислородом. В табл. 4 приведены данные

температурных зон отходящих газов агрегатов ДСП с использованием газокислородных горелок.

Таблица 4

Диапазон температур отходящих газов в зависимости от фазы работы

Фазы работы печи:	Зона температур, $^{\circ}C$
Период плавления	800 -1750
Окислительный период	1200-1600
Восстановительный период	1400-1600

В целом анализ существующих работ в направлении предварительного подогрева шихты показывает, что в динамике своего развития и применения процесса предварительного подогрева металллолома в производстве стали, накопился богатый теоретический и практический опыт. Анализ изученной литературы в этом направлении которая является только основной в этой области, видно, какое пристальное внимание уделено в прошлом со стороны ученых и практиков данной теме. В настоящее время в данной области продолжается интенсивное теоретическое исследование и практические опыты по развитию данного процесса. Оно исходит из актуальной проблемы экономии энергоресурсов, сохранения окружающей среды и снижения себестоимости производства стали. Однако, несмотря на богатый накопленный теоретический и практический опыт в данной области, многие проблемы предварительного подогрева металллолома остались нерешёнными. Исходя из литературных источников, можно хронологически разделить развитие процессов предварительного подогрева металллолома на следующие периоды: Период 70-х годов. Подогрев металллолома отходящими газами в сосуде вне агрегата печи. Период 80-х годов. Подогрев металллолома в системах подачи шихты (непрерывная подача с одновременным подогревом шихты). Период 90-х годов. Предварительный подогрев металллолома в шахтных печах (интегрированные с ДСП установки подогрева металллолома). Период начала 2000-х годов. Процесс порционного подогрева и подачи шихты в ДСП, процесс «COSS». В динамике развития и использования предварительного подогрева металллолома в производстве стали, формировалась устойчивая тенденция и практический опыт. Соответственно из предварительного анализа, представленного в этой работе, которая является только основной в этой сфере, можно определить, что со стороны исследователей, сфокусировано внимание только на технологический аспект.

При этом немаловажным фактором стабильности является проблемы снижения себестоимости стали при применении данных технологий. В целом теоретические исследования и практический опыт по развитию данного процесса показывает, что необходимо исходить из актуальной проблемы экономии энергоресурсов, сохранения окружающей среды и снижения себестоимости производства стали.

Библиографический список:

1. Самадов А.У. «Комплексный подход к переработке техногенных образований горно-металлургических производств» // Ташкент. Фан ва технологиялар. 2019 г. – С. 188.
2. Самадов А.У., Якубов М.М., Худояров С.Р., Санакулов У.К., Жураев Н. «Исследование процесса переработки отходов с содержанием благородных металлов» // Композиционные материалы. – Ташкент, 2013. – №2. – С. 36-38.
3. Сулейманов А.А., Халикулов У.М. Анализ факторов, формирующих угрозы безопасности в процессе рециклинга отходящих газов для подогрева сырья // Горный вестник Узбекистана. 2019. - №4. – С. 81-86.
4. Сулейманов А.А. Рецензия на монографию «Технология очистки и утилизации нефтеотходов с использованием местных сорбентов». Монография Шомансурова С.С. - Саарбрюккен, - С. 3-7.
5. Халикулов У. М., Саидова К.А. Исследование процессов фильтрации с колметацией парового пространства. Материалы республиканской научно-технической конференции «Горно-металлургический комплекс: достижения, проблемы и перспективы инновационного развития» – Навои, 2016. – С. 115-116.
6. Fett, F.; Pfeifer, H.; Siegert, H.: Energetische Untersuchung eines. Hochleistungslichtbogenofens. Stahl und Eisen 102 (1982), pp. 461-465.

ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА РУДОПОДГОТОВКИ НА ОСНОВЕ ХИМИЧЕСКОГО АНАЛИЗА ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА РУД РУ «ГМЗ-1»



Холмуродов Б.О.,
начальник СТК НГМК



Джураева М.Ш.,
инженер СТК НГМК

Qazib olish va samarali ularni oshirish mumkin bo'lgan yo'llar mineral xom ashyo sifatini boshqarish mavjud usullarini baholash-sti. Ma'dan massivini mineral va kimyoviy tarkibi, tarkibiy va boshqa, ayniqsa, ste'ga qarab baholash mezonlari berilgan. O'tkazilgan tadqiqotlar natijasida qayta ishlangan ruda (shixta) ning granulometrik tarkibini kimyoviy tahlil qilish asosida rudani tayyorlash samaradorligini oshirish vazifasi hal etildi, bu esa foydali komponentni qazib olishni ko'paytirishni ta'minladi, bu esa turli konlardagi rudalarning shixta modelini yanada aniqroq qiladi.

Tayanch iboralar: mineral, oltin, ma'danlarning texnologik turlari, sifatni boshqarish, rudani tozalash, mineralogiya tarkibi, kimyoviy tahlil, granulometrik birlik.

Оценка существующих методов управления качеством минерального сырья при добыче и возможные способы повышения их эффективности. Приведены критерии оценки рудного массива в зависимости от минерального и химического состава, структурных и других особенностей. В результате проведенных исследований решена задача повышения эффективности рудоподготовки на основе применения химического анализа granulometricheskogo состава перерабатываемой руды (шихты), обеспечившая повышение извлечения полезного компонента, что делает модель шихты руд различных месторождений более точной.

Ключевые слова: полезное ископаемое, золото, технологические типы руд, управление качеством, рудоподготовка, минералогический состав, химический анализ, granulometricheskii состав.

Технологические схемы переработки золотосодержащих руд в зависимости от особенностей минерального, фазового, химического, granulometricheskogo состава сырья, крупности и геометрической формы частиц золота, чистоты поверхности золотин, которые определяют «упорность» минерального сырья, весьма многообразны и включают десятки технологических операций, сочетающих обогатительные и химико-металлургические процессы. Параметры вещественного состава определяются при технологическом опробовании, геолого-технологическом моделировании, которые осуществляются на всех стадиях геологических работ, технологической оценки и промышленной переработки руд [1].

Современные технологии имеют развитые циклы рудоподготовительных операций, основные из которых: рентгенорадиометрическая сепарация, само- и полусамозмельчение; каскады гравитационных аппаратов, доводка черновых концентратов, методы магнитоэлектрической и электронной сепарации, флотационные процессы; различные способы химического выщелачивания (кучное, чановое, автоклавное, сорбционное, бактериальное, «уголь в пульпе»); способы осаждения золота из растворов выщелачивания (сорбционно-экстракционные, электролиз), электролитическое рафинирование и многие другие специфичные методы переработки руд, концентратов, минеральных материалов; пирометаллургические процессы обработки золотосодержащих руд, концентратов и продуктов цветных металлов [2]. Рудоподготовка — совокупность процессов обработки руды разнообразными методами для получения granulometricheskogo и вещественного составов, определяемых требованиями последующих переделов или нормативами на готовую продукцию. Такая обработка достигается дроблением и измельчением, грохочением и классификацией, окускованием, а также шихтованием. В горнодобывающей промышленности это понятие распространяется на рудное минеральное сырьё и является составной частью общего понятия подготовки минерального сырья к промышленному использованию. Подготовка сырья классифицируется по назначению, которое

определяет её технологическую схему. Наиболее широкое распространение она получила для обогащения, гидрометаллургии, металлургического и химического переделов, а также в качестве самостоятельного технологического процесса производства готовой промышленной продукции.

Рудоподготовительные процессы, применяемые для раскрытия всех минеральных форм золота, как и для большинства рудного сырья, включают операции дробления, дезинтеграции, грохочения, классификации, измельчения.

Выбор схемы рудоподготовки зависит от вещественного состава и технологических свойств минерального сырья, основные из которых: физико-механические свойства руды, крупность исходного рудного материала, необходимая крупность для последующего обогащения с максимально возможной степенью раскрытия минералов и минимальным количеством переизмельченного материала. Основная задача рудоподготовительных процессов состоит в получении измельченного продукта необходимого granulometricheskogo состава, обеспечивающего достаточно полное раскрытие золота и его минеральных форм.

По минеральному составу руды подразделяются на самородные, сульфидные, окисленные и смешанные.

Полезные компоненты в рудах представлены разными формами:

- самостоятельные минеральные образования;
- изоморфные примеси в кристаллических решетках рудных и породных минералов;
- рассеянные или сорбированные в зернах или на поверхностях других минералов;
- биоорганические соединения и другие формы.

По распространенности и значимости минералы золотосодержащих руд разделяют на рудные, породные, главные, второстепенные и редкие. Главные рудные минералы, как правило, являются концентраторами ценных компонентов, основные из которых, содержащиеся в рудах цветных и благородных металлов [3].

Второстепенные минералы содержатся в рудах в небольшом количестве и существенно не влияют на выбор технологии для извлечения основных ценных компонентов. Минералы, в которых заключена основная масса полезного компонента, являются минералами-концентраторами. Технологические схемы должны предусматривать извлечение этих минералов, а также других ценных сопутствующих компонентов. Технологическая проба отобрана по рудам месторождений «Аджибугут», «Каракутан» и «Бешаши» для определения химического состава и коэффициента извлечения золота и серебра. На данных пробах было проведено сорбционное цианирование в режиме: - по сорбционной технологии без предварительного цианирования – 10,0 ч, единовременная загрузка смолы 1,6%, концентрация $\text{NaCN}=350 \text{ мг/л}$. В процессе проведения исследований на пробе ТП-3 исходной руды месторождения «Каракутан» установлено:

Содержание в исходной руде «Каракутан» составило: $\text{Au}-5,58\%$, $\text{Ag}-7,5\%$, $\text{Fe}_{\text{общ}}-3,9\%$, $\text{S}_{\text{сульф}}-1,4\%$, $\text{C}_{\text{орг}}-0,60\%$, $\text{As}-0,44\%$.

При дроблении руды до класса 2 мм, выход готового класса - 0,074 мм составил 27,2%, при содержании 3,95 % распределение золота в данный класс составило 19,3%. По высокому содержанию металлов выделяются классы -2,0+0,5 мм, при выходе 42,2% и содержании золота 6,7%, серебра 8,2%, распределение в данных классах составило 50,8% золота и 46,6% серебра. Минералогическим анализом определено:

- главными породообразующими минералами являются кварц, полевые шпаты, слюды, гидрослюда и глинистые минералы;

- главными рудными минералами являются пирит, арсенопирит.

- гипергенные минералы развиты весьма незначительно и представлены продуктами окисления сульфидов: окислы и гидроокислы железа (гематит, лимонит, гетит и гидрогетит), арсенаты железа (скородит и др.), сульфаты (гипс и др). Рациональный анализ показал наличие в пробе 75,3% свободно цианируемого золота.

Извлечение золота из исходной руды сорбционным цианированием в течение 18 часов по схеме смолы в «голову» процесса составило 60,9%, при содержании золота в хвостах сорбции 2,18 г/т. Лучшие показатели по сквозному извлечению золота из руды месторождения «Каракутан» получены по флотационно-сорбционной схеме с предварительным сверхтонким измельчением флотоконцентрата-82%, по гравитационно-флотационно-сорбционной схеме с обжигом концентратов -80,1%. Исходя из полученных результатов лабораторных исследований, как альтернативный вариант повышения показателей извлечения металла из руд, перерабатываемых на РУ «ГМЗ-1» предложен вариант сверхтонкого

измельчения для переработки концентратов, с последующим их цианированием исключив операцию обжига.

Аджибугут. По данным пробного и химического анализа, среднее содержание золота и примесей следующее: Содержание золота 0,9-1,0%, серебра 10,3%, серы сульфидной <0,2, мышьяка 0,35%, $\text{C}_{\text{орг}}-0,73\%$, $\text{Fe}_{\text{общ}} 3,4\%$. Результат полного химического анализа указывает на алюмосиликатный состав пробы, состоящий в основном из породообразующих оксидов SiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 . В пробе отмечается преобладание щелочноземельных оксидов над карбонатными. Главными породообразующими минералами пробы окисленных руд являются: кварц 52,4%; каолинит 34,13%, серицит, гидрослюда 6,1%, хлорит-ед.зерна, гетит, лимонит 3,33%, скородит 0,57%, углистое вещество 0,73%, ярозит, гипс-ед.зерна, пирит 0,2%, арсенопирит 0,76%. Изучение гранулометрического состава исходной руды показало повышение содержания золота от крупных классов к мелким. По классу +5мм среднее содержание составило 0,81%, по классу -5мм-1,29%т при распределении 48,63% и 51,37% соответственно. Предварительное грохочение руды с целью выделения обедненных металлом классов считаем не рациональным. Извлечение золота при сорбционном цианировании исходной пробы по схеме смолы в «голову» в течение 18 часов составило -87%, при содержании золота в хвостах 0,13 г/т. На основании проведенных исследований лучшие показатели для переработки окисленной руды месторождения Аджибугут получены по схеме прямого сорбционного цианирования.

Бешаши. Содержание в исходной руде месторождения «Бешаши» составило: золота 1,75%, серебра 0,2%, серы сульфидной <0,2, $\text{C}_{\text{орг}} 0,1\%$, мышьяка 0,19%, $\text{Fe}_{\text{общ}} 3,8\%$. Гранулометрический анализ показал, что в дробленной руде до класса крупности 2мм, элементы перераспределяются в готовый класс.

При выхлде класса -0,074 мм 17,9%, содержание золота составляет 2 г/т, серебра 0,3г/т, при распределении в данный класс 20,825 золота и 23,26% серебра. Рациональный анализ показал наличие в пробе 90,3% свободно цианируемого золота. Извлечение золота из исходной руды сорбционным цианированием в течение 18 часов по схеме смолы в «голову» процесса составило 89,7%, содержание в хвостах сорбции получено 0,18 г/т. На основании проведенных исследований считаем наиболее рациональной схему прямого сорбционного цианирования исходной пульпы. Качественный, количественный состав, соотношение рудных и породных минералов, количественный состав легкошламующихся и твердых минералов, характер их крупности и равномерность распределения по рудному телу определяют выбор технологии усреднения, дробления, измельчения, грохочения, классификации и способов обогащения

Таблица 1

Химический анализ исходных проб

Наименование пробы	Содержание, %								
	Au	Ag	S _{общ}	S _{сульф}	S _{общ}	C _{орг}	CO ₂	As	Sb
«Каракутан»	5,58	7,5	2,1	1,40	1,36	0,60	2,80	0,44	0,029
«Аджибугут»	1,0	10,3	0,96	<0,2	0,29	0,73	0,4	0,35	0,007
«Бешаши»	1,6	1,3	0,8	<0,2	0,21	0,13	0,29	0,16	0,006

Таблица 2

Гранулометрическая характеристика пробы руды месторождения «Каракутан», дробленной до класса крупности -2 мм

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание элементов, %						
		Au, г/т	Ag, г/т	S _{общ}	S _s	Fe _{общ}	CO ₂	C _{орг}
-2+1	20,1	6,83	9,10	1,50	1,30	3,40	2,80	0,35
-1,0+0,5	22,1	6,57	7,40	1,50	1,20	3,20	2,70	0,37
-0,5+0,25	16,4	5,58	7,30	2,0	1,40	3,60	2,90	0,42
-0,25+0,16	5,4	5,20	6,60	2,40	1,30	4,10	3,30	0,69
-0,16+0,074	8,8	5,30	6,70	2,80	1,80	4,40	2,90	0,81
-0,074+0	27,2	3,95	6,70	2,80	1,60	4,20	2,90	0,80
Итого:	100,0	5,56	7,43	2,10	1,42	3,73	2,86	0,55

Таблица 3

**Гранулометрическая характеристика пробы руды месторождения «Аджибугут»,
дробленной до класса крупности 2 мм**

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание элементов, %						
		Au, г/т	Ag, г/т	S _{общ}	S _s	Fe _{общ}	CO ₂	C _{орг}
-2+1	37,2	1,40	1,60	0,91	0,69	3,30	0,18	1,03
-1,0+0,5	19,2	1,40	1,90	1,30	1,0	3,30	0,22	0,86
-0,5+0,25	13,5	1,30	1,90	1,60	1,21	3,50	0,22	0,88
-0,25+0,16	5,2	2,0	2,10	1,69	1,43	3,60	0,22	0,84
-0,16+0,074	7,5	2,10	2,80	2,24	1,90	3,80	0,26	0,78
-0,074+0	17,3	2,70	2,90	2,52	2,10	3,50	0,26	1,05
Итого:	100,0	1,70	2,04	1,50	1,19	3,41	0,22	0,95

Таблица 4

**Гранулометрическая характеристика пробы руды, месторождения «Бешаши»,
дробленной до класса крупности 2 мм**

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание элементов, %						
		Au, г/т	Ag, г/т	S _{общ}	S _s	Fe _{общ}	CO ₂	C _{орг}
-2+1	35,1	1,90	0,20	0,47	0,20	4,10	0,10	0,10
-1,0+0,5	18,5	1,70	0,20	1,06	0,20	4,10	0,10	0,10
-0,5+0,25	10,8	1,70	0,20	0,98	0,20	4,0	0,10	0,10
-0,25+0,16	5,4	1,30	0,20	0,86	0,20	4,0	0,26	0,10
-0,16+0,074	12,5	1,0	0,30	0,89	0,20	3,3	1,58	0,10
-0,074+0	17,9	2,0	0,30	0,98	0,20	4,0	2,53	0,14
Итого:	100,0	1,72	0,23	0,80	0,20	3,97	0,73	0,11

Библиографический список:

1. Козин В.З., Тихонов О.Н. *Опробование, контроль и автоматизация обогащительных процессов: учебник* / Недра, Москва, 1990. - 344 с.
2. Гальянов А.В., Лаптев Ю.В. *Рудоподготовка на карьерах (Вопросы теории и практики)* / ИГД УрО РАН, Екатеринбург, 1999. - 426 с.
3. Яковлев В.Л., Корнилов С.В., Соколов И.В. *Инновационный базис стратегии комплексного освоения ресурсов минерального сырья* / УрО РАН, Екатеринбург, 2018. - 360 с.

ИЗГОТОВЛЕНИЕ ЗАПАСНЫХ ЧАСТЕЙ ДЛЯ ГОРНО-ШАХТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ






Государственное предприятие НГМК
Производственное объединение
"Навоийский машиностроительный завод"
www.ngmk.uz
Адрес: г. Навои, ул. Инспекторов, 5
Тел.: (+99879) 227-62-14, 227-64-23
Факс: (+99879) 223-48-78
E-mail: infonymz@ngmk.uz



УДК 669.213.3

© Санакулов К., Мухиддинов Б.Ф., Шарипов С.Ш., Ваповев Х.М. 2021 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ОБРАЗОВАНИЯ АНИОНОВ В ПРОЦЕССЕ БАКТЕРИАЛЬНОГО ОКИСЛЕНИЯ ФЛОТОКОНЦЕНТРАТА И ИХ ВЛИЯНИЕ НА ИЗВЛЕЧЕНИЕ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ



Санакулов К.,
генеральный директор ГП НГМК,
д.т.н., профессор



Мухиддинов Б.Ф.,
профессор кафедры
«Химическая технология» НГГИ,
д.х.н.



Шарипов С.Ш.,
докторант профессор кафедры
«Химическая технология» НГГИ



Ваповев Х.М.,
зав. кафедры «Химическая
технология» НГГИ,
д.т.н., доцент

Qayta ishlash jarayonida bakterial oksidlanish orqali sulfidli minerallar mavjud bo'lib, sulfidli minerallar tabiiy oksidlangan shakllarga aylanadi. Shu bilan birga, mineral xom ashyo tarkibida ko'plab tarkibiy va sifatli o'zgarishlar mavjud. Maqolada kation va anionlarning hosil bo'lgan ionlari tizimning muhitini aniqlaydi.

Tayanch iboralar: teskari suv, sulfidlar, oltin o'z ichiga olgan konsentrat, sulfat kislota, o'jar rudalar.

Во время переработки сульфид содержащих минералов бактериальным окислением, сульфидные минералы переходят в естественные окисленные формы. При этом в составе минерального сырья происходит множество структурных, а также качественных изменений. В статье рассмотрены образующиеся ионы катионов и анионов определяют среду системы.

Ключевые слова: оборотная вода, сульфиды, золотосодержащий концентрат, серная кислота, упорные руды.

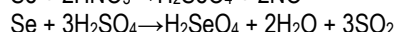
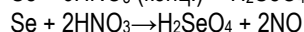
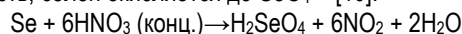
На сегодняшний день современные технологии переработки минерального сырья все более начали обретать остроту, из-за трудностей, вызванных вовлечением в технологию труднообогатимых руд. Одним из таких видов минерального сырья являются упорные сульфидные руды, которые в своем составе содержат тонкодисперсное золото [1-3]. Для полноценного функционирования микроорганизмов (Thiobacillus) необходимым является установление требуемых параметров - pH среды, температуры и концентрации питательных веществ [4-5]. Исходя из этого, актуальным считается изучение количественной характеристики анионов, которые образуются в процессе бактериального окисления. Методы качественного анализа базируются на ионных реакциях, которые позволяют идентифицировать элементы в форме тех или иных ионов. В ходе реакций образуются труднорастворимые соединения, окрашенные комплексные соединения, происходит окисление или восстановление с изменением цвета раствора.

Для идентификации с помощью образования труднорастворимых соединений используют как групповые, так и индивидуальные осадители. Групповыми осадителями для ионов Ag^+ , Pb^{2+} , Hg^{2+} служит $NaCl$; для катионов Ca^{2+} , Sr^{2+} , Ba^{2+} - $(NH_4)_2CO_3$, для катионов Al^{3+} , Cr^{3+} , Fe^{3+} , Fe^{2+} , Mn^{2+} , Co^{2+} , Ni^{2+} , Zn^{2+} - $(NH_4)_2S$. Анионы обычно классифицируют по растворимости солей, либо по окислительно-восстановительным свойствам. Так многие анионы (SO_4^{2-} , SO_3^{2-} , CO_3^{2-} , SiO_3^{2-} , F^- , PO_4^{3-} , CrO_4^{2-} и др.) имеют групповой реагент $BaCl_2$ в нейтральной или слабокислой среде, так как соли бария и этих анионов малорастворимы в воде. Групповым реагентом в растворе HNO_3 на ионы Cl^- , Br^- , I^- , SCN^- , S^{2-} , ClO^- , $[Fe(CN)_6]^{4-}$ и др. служит $AgNO_3$. Как и для катионов, имеются реагенты на те или иные анионы. Обратная вода является поверхностно-активным компонентом флотационной пульпы. Большинство растворимых в воде веществ оказывают влияние на показатели флотации. Анализ ионного состава водной фазы пульпы при обогащении золотосодержащих руд на ГМЗ-3 показал высокое содержание ионов кальция, магния и сульфатных анионов в оборотной воде и питании флотации. Депрессорами для свободного золота являются карбонаты, фосфаты и арсенаты, которые при определенных условиях могут вести себя как активаторы. Анализ работы за-

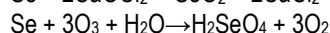
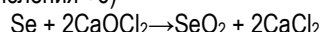
рубежных ученых показал, что наличие в пульпе ионов Fe^{+2} снижает извлечение золота при флотации на 4%, ионов Mg^{+2} , CO_3^{2-} , Ca^{+2} , PO_4^{3-} , AsO_4^{2-} - на 5-7%, OH^- - на 10% [6-7].

При титриметрическом и фотокалориметрическом анализе количество хлорид-ионов в растворе в среднем составило 283 мг/л, нитратионов около 15,6 мг/л (табл.1). Возможно, хлорид и нитратионы в кислой среде способны образовывать соляную и азотную кислоты, которые также в виде царской водки могут участвовать в растворении золота и выделять его в раствор. Кроме того, в растворах были обнаружены селенат- и сульфат-ионы. Противоположный процесс окисления Se может происходить в почвах и отложениях. Возможно, что окисление Se⁰ похоже на окисление S и может опосредоваться гетеротрофами и автотрофами. В аэробных растворах почвы Se⁴⁺ является основным продуктом с меньшим количеством продуцируемого Se⁶⁺; гетеротрофные и автотрофные тиобациллы считаются активными организмами [8,9].

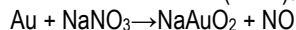
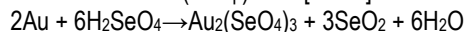
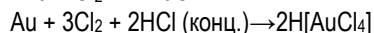
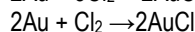
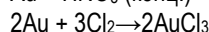
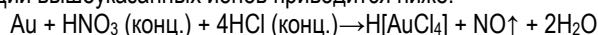
Разбавленные серная и соляная кислоты на селен не действуют. Под действием сильных окислителей, таких как азотная кислота, концентрированная серная кислота, хлор и хлорная известь, селен окисляется до SeO_4^{2-} [10]:



$Se + 2Cl_2 \rightarrow SeCl_4$ (при избытке хлора Se окисляется до степени окисления +6)



Смеси этих ионов в кислой среде способны растворять золото в составе руды и переводить его в ионную форму. Уравнение реакции вышеуказанных ионов приводится ниже:



Сухой остаток жидкой фазы для продолжения опытов был обработан азотной кислотой, отфильтрован и проанализирован. Также после фильтрации осадка, обработки азотной кислотой, осадок был обожжен при температуре 450°C и проанализирован методом спектрального анализа.

По результатам анализа ионов селена (рис.1) SeO_4^{2-} видно, что если количество селена в составе руды и флотоконцентрата в водной, нейтральной среде составляет примерно 26380,0-26588,51 мкг/л, то в кислой среде количество растворенных ионов селена возрастает от 29787,87 до 30139,06 мкг/л (рис.1).

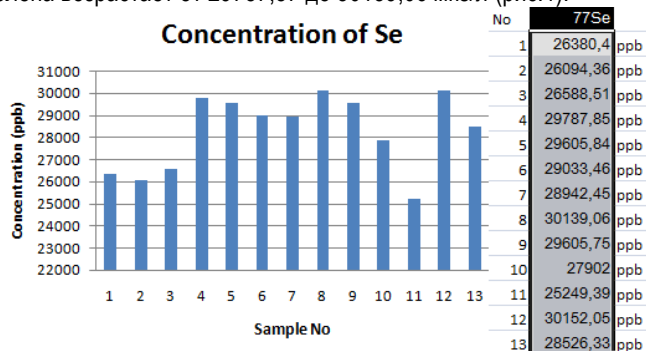
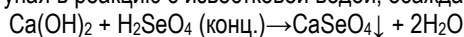


Рис. 1. Поведение ионов селена на разных стадиях выщелачивания

На стадии отмывки в противоточной декантации селеновая кислота, вступая в реакцию с известковой водой, осаждается:



и в виде $\text{CaSeO}_4 \downarrow$ выпадает в осадок.

Исходя из вышеуказанного, видно, что основными растворителями золота в реакторах окисления могут быть сульфат-ионы, хлорид-ионы и нитрат-ионы и селенат ионы.

Сульфатионы, соединяясь с селенатионами могут участвовать в растворении металла. Хлоридионы в сернистой среде легко образуют соляную кислоту. Появившиеся нитратионы могут превращаться в азотную кислоту.

Сочетание соляной и азотной кислот могут дать возможность появления царской водки, которая провоцирует растворение благородных металлов в реакторах окисления. Поэтому нами были количественно проанализированы в основном сульфат-ионы, хлорид-ионы и нитратионы (табл. 1).

Таблица 1
Количественная характеристика обнаруженных анионов в образцах BIOX

№№	Наименование образца	Ионный состав жидкой фазы образцов, мг/л		
		SO_4^{2-}	Cl^-	NO_3^-
1	Классификатор верхнего слива	1493	283	15,6
2	Флотоконц. из УПС	2872	320	12,4
3	Реактор 2-1	2548	155	29,4
4	Реактор 2-2	2453	164	35,7
5	Реактор 2-3	2215	124	47,5
6	Реактор 2-4	1955	145	35,6
7	Реактор 2-5	1877	159	29,1
8	Реактор 2-6	1785	164	19,8
9	ПТД-1	2065	305	15,6
10	ПТД-3	-	-	-
11	Питание КЕМИКС	-	-	-
12	Хвосты цианирования	-	-	-
13	Хвосты цианир. огарка	-	-	-

Возможными источниками появления нитрат-ионов в реакторах окисления могут быть питательные смеси, используемые для роста и развития микроорганизмов, а также отмершие и разложившиеся тела микроорганизмов.

Основными источниками питания микроорганизмов являются макроэлементы, состоящие из азота, фосфора и калия (табл.2.).

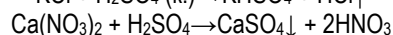
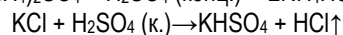
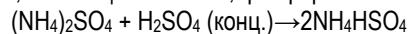


Таблица 2
Подготовка и дозирование питательной смеси при производственных условиях

Наименование питательных элементов	Расход питательных элементов кг/м конц.	Реагенты с наличием в них питательных элементов	Количество, кг/м конц.	Количество, м/сум.
N	1,7	$(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$	6,93	7,408
P	0,3	$(\text{NH}_4)_2\text{HPO}_4$	1,33	1,422
K	0,9	K_2SO_4	2,10	2,245
Итого:	2,9		10,365	11,075

Окисление азотсодержащих соединений может сопровождаться следующей схемой.

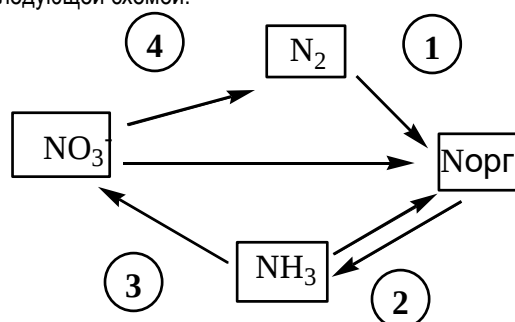


Рис. 2. Схема участия микроорганизмов в превращениях азота:

1 - азотфиксация; 2 - аммонификация; 3-нитрификация; 4 – денитрификация.

Упрощенная схема участия микроорганизмов в превращениях неорганических соединений серы представлена на рис. 3 в виде схемы:

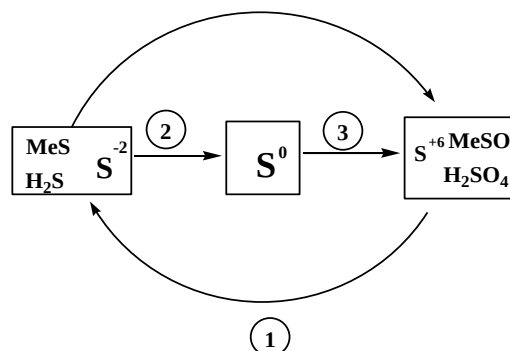
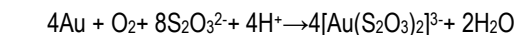


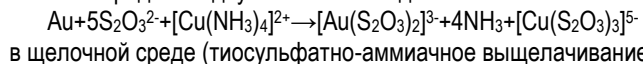
Рис. 3. Схема участия микроорганизмов в превращениях минеральной серы:

1- восстановление сульфатной серы до сероводорода; 2- окисление сероводорода до элементарной серы; 3- окисление элементарной серы до сульфатной; 4- окисление сульфидной серы до сульфатной

Хотя эти бактерии окисляют практически все сульфиды, их развитию способствует наличие пирита в месторождении, так как пирит является дисульфидом, и при его окислении образуется большое количество серной кислоты. Промежуточным продуктом окисления сульфидов тионовыми бактериями, в частности, минеральных рудных сульфидов, является тиосульфат. Этот процесс используют в горнорудной промышленности для извлечения серебра и золота. Процесс тиосульфатного выщелачивания основан на окислении золота и серебра кислородом воздуха в присутствии тиосульфата натрия (тиосульфатное выщелачивание):



в кислой среде или двухвалентной медью:

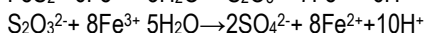
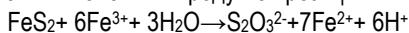


в щелочной среде (тиосульфатно-аммиачное выщелачивание).
Бактериальное выщелачивание по разному влияет на сульфиды различных металлов. Существует два пути механизма влияния:

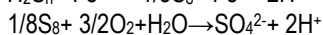
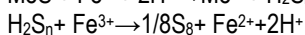
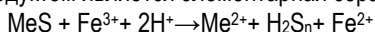
- тиосульфатный механизм для окисления кислото-нерастворимого сульфида металла (пирит- FeS_2 и молибденит- MoS_2);

- полисульфидный механизм для кислото-растворимых сульфидов (сфалерит- ZnS , халькопирит- CuFeS_2 и гален- PbS).

В первом случае, ион железа атакует кислото-нерастворимый сульфид металла с образованием тиосульфата и сульфатов как основных конечных продуктов реакции:



Во втором случае, солибилизация кислото-растворимого сульфида металла происходит благодаря комбинированной атаке иона железа и протонов, причем основным промежуточным продуктом является элементарная сера:



Это объясняет роль и специфику сероокисляющих бактерий *Acidithiobacillus thiooxidans* и *A. caldus* в выщелачивании определенных металлов из сульфидных руд.

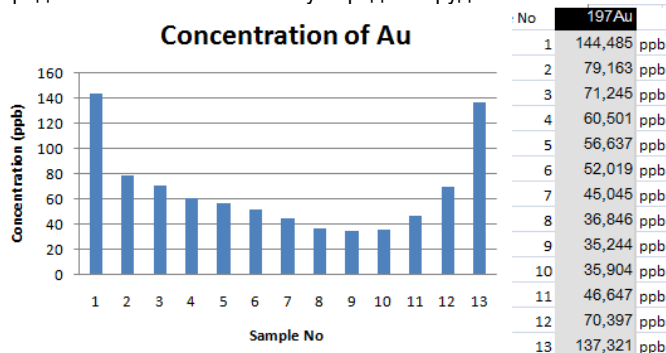
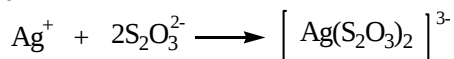


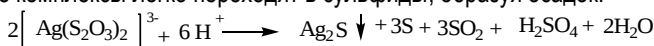
Рис. 3. Поведение ионов золота на разных стадиях выщелачивания

По некоторым данным, промежуточные продукты окисления сульфидов (тиосульфат ($\text{H}_2\text{S}_2\text{O}_3$), возможно, политионаты), образующиеся при участии *T. ferrooxidans* и *T. denitrificans* и других тионовых бактерий, могут давать водорастворимые комплексы с золотом, например, типа $[\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]^{3-}$.

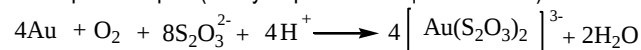
Тиосульфат-ион по строению близок к сульфат-иону. В тетраэдре $[\text{SO}_3\text{S}]^{2-}$ связь S-S (1,97 Å) длиннее, чем связи S-O (1,48 Å). Тиосульфатион также является сильным комплексообразователем:



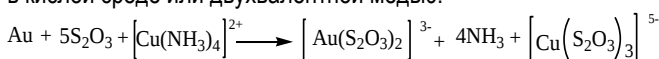
Так как тиосульфат-ион координируется с металлами через атом серы в степени окисления -2, в кислой среде тиосульфатные комплексы легко переходят в сульфиды, образуя осадок:



Процесс тиосульфатного выщелачивания основан на окислении золота и серебра кислородом воздуха в присутствии тиосульфата натрия (тиосульфатное выщелачивание):



в кислой среде или двухвалентной медью:



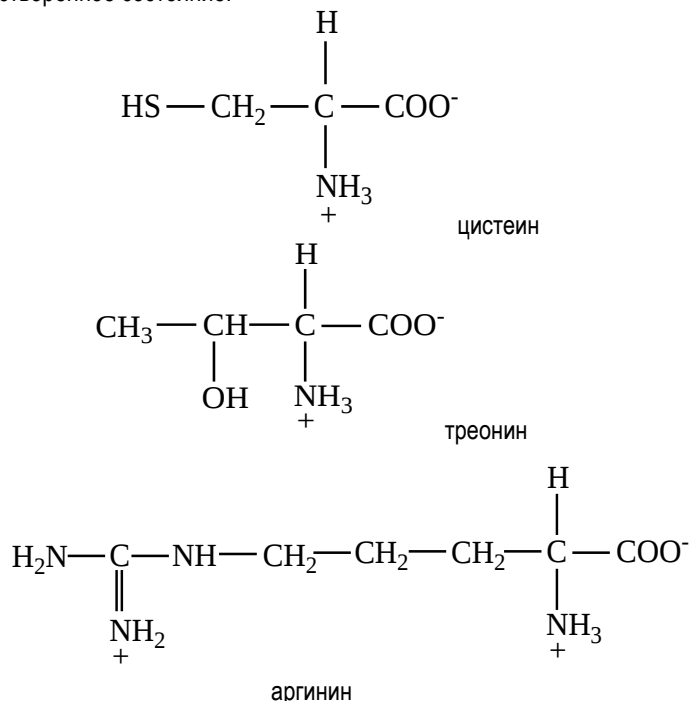
в щелочной среде (тиосульфатно-аммиачное выщелачивание).

Аналогичные процессы происходят и при выщелачивании серебра. Преимуществами тиосульфатно-аммиачного выщелачивания перед цианидным является отсутствие необходимости в использовании высокотоксичных реагентов, а также более полное извлечение металлов из руд, содержащих большие количества меди и марганца. При тиосульфатно-аммиачном выщелачивании в рабочий раствор добавляют серу и сульфит аммония, что позволяет обеспечить извлечение золота до 50-95%.

Нами также методом жидкостной хроматографии определены качественный и количественный белковый состав жидкой фазы.

Анализ результатов исследования, показывает, что в растворе присутствуют в основном три вида аминокислот – цистеин, треонин и аргинин, количественные результаты которых представлены в таб.3. Качественный анализ жидкостной хроматограммы аминокислот проводили на основе серии стандартных смесей аминокислот.

Известно, что свободные белки и экзо-аминокислоты образуют металлорганические комплексы или хелаты, в том числе и благородные металлы, которые переходят в растворённое состояние.



Из таб.3 видно, что выявленные три вида аминокислот способны образовывать с ионами золота металлорганические комплексы - хелаты. Эти гидрофильные аминокислоты не обнаружены в классификаторе и флотоконцентрате, это свидетельствует о том, что они, в основном выделяются в виде метаболитов из ацидофильных микроорганизмов в реакторах окисления. По количественной характеристике эти аминокислоты даны в миллиграмме на миллилитр, где в табличном материале продемонстрировано наличие достаточно высокой биомассы. В реакторах первичного окисления отмечено высокое количество всех трех аминокислот – цистеина, треонина и аргинина.

Стандарт [mAU*s] означает массу связанного с металлом аминокислоты. При связывании с металлом, масса аминокислот значительно возрастает. Аминокислоты - цистеин, треонин и аргинин являются полярными, т.е. несут гидрофильные группы. Такими группами являются полярные связи C-O, C-N, O-H, C-H. К основным аминокислотам, боковые цепи которых могут нести положительный заряд, относятся лизин, аргинин и гистидин.

Наличие трех видов экзо-аминокислот во всех реакторах модуля показывает, что они способны связываться с благородными металлами в достаточно высоком количестве, и

при отмывке биоека они уносят с собой благородные металлы на стадию нейтрализации. В ПТД-3, питании КЕМИКС и хвостах цианирования их количество становится минимальным, однако они также связаны с металлом. Под действием цианидов отмечено разрушение цистеина и аргинина, остается лишь треонин. При обжиге разрушаются все аминокислоты. Для сравнения растворенного золота в жидкой фазе из рис. 3. видна положительная корреляция с результатами табл.3. Если в руде и концентрате выявлено коллоидное и дисперсное золото, то в реакторах окисления это золото может быть связано уже с аминокислотами. Таким образом, ацидофильные микроорганизмы участвуют

в окислении практически всех сульфидных минералов: медных халькопирита, халькозина, ковеллина, борнита, энаргита, тетраэдрита, станнина; цинковых сфалерита и марматита; железосодержащих пирита, пирротина, марказита, пентлаидита; никельсодержащих миллерита, виоларита, бравоита, полидимита; мышьяк содержащих арсенопирита, аурипигмента, реальгара, а также галенита, геокронита и др.

При этом в зависимости от минерала, видов бактерий и условий процесса (наличие или отсутствие ионов железа) в технологических процессах может преобладать прямое, либо косвенное участие бактерий.

Таблица 3

Количественная характеристика аминокислот и их анионов образцов бактериального окисления флотоконцентрата

№	Наименование образцов	Цистеин SNH ₂ C ₂ -COO ⁻		Треонин ONH ₂ C ₃ -COO ⁻		Аргинин N ₄ H ₁₄ C ₅ -COO ⁻	
		[mAu*s]	мг/мл	[mAu*s]	мг/мл	[mAu*s]	мг/мл
	Стандарт [mAu*s]	73,45		284,8		285,86	
1	Классификатор верхнего слива 1.						
2	Флотоконц. из УПС						
3	Реактор 2-1	275,6	0,0912	513,67	0,034	519,87	0,0455
4	Реактор 2-2	300,5	0,1023	518,18	0,040	526,24	0,0522
5	Реактор 2-3	314,4	0,1447	524,23	0,046	521,11	0,0504
6	Реактор 2-4	76,64	0,026	325,48	0,028	214,548	0,0187
7	Реактор 2-5	158,67	0,054	347,23	0,033	272,38	0,0238
8	Реактор 2-6	69,48	0,0236	213,17	0,018	185,196	0,0162
9	ПТД-1	367,7	0,0322	187,27	0,011	167,234	0,0163
10	ПТД-3	54,8	0,018	146,18	0,017	189,94	0,0166
11	Питание КЕМИКС	24,3	0,005	76,4	0,008	88,86	0,0077
12	Хвосты цианирования	-	-	-	-	248,3	0,0217
13	Хвосты цианир. Огарка	-	-	-	-	-	-

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2021, № 1 (84) pp 94-97

RESEARCH OF ANION FORMATION IN THE PROCESS OF BACTERIAL OXIDATION OF FLOTOCONCENTRATE AND THEIR INFLUENCE ON THE EXTRACTION OF NOBLE METALS

¹Sanakulov K., General Director, Professor, Doctor of Technical Sciences, info@ngmk.uz

²Muhiddinov B.F., Professor of the Department of Chemical Technology, Doctor of Chemical Sciences

³Sharipov S.Sh., Doctoral student of the Department of Chemical Technology,

⁴Vapoev H.M. Head of the Department "Chemical Technology" Doctor of Technical Sciences, Associate Professor

¹Navoi mining metallurgical combine, Navoi, Uzbekistan

²Navoi state mining institute, Navoi, Uzbekistan

The article presents the results of a study of the qualitative and quantitative composition of anions in the process of bacterial oxidation of the flotation concentrate by chemical and physicochemical methods of analysis. It was determined that in the process of bacterial oxidation of the flotation concentrate sulfate, thiosulfate, selenate, nitrate, chloride and amino acid anions (cysteine, threonine, arginine) are formed. Amino acid anions and thiosulfate and selenate anions form complex chelate compounds with noble metals, which are carried away during washing of the biocake to the neutralization stage. It has been experimentally proved that the amount of gold ions at different stages of leaching of flotation concentrate, which has a correlation with experimental data.

References

- Shketova L.Ye. Research of biogeotechnological processing of sulphide carbonaceous gold-bearing ore. Abstract of the dissertation for the degree of candidate of technical sciences. Irkutsk 2013;
- Mukhiddinov B.F., Sanakulov K., Sharipov S.Sh., Aliev T.B. Thermodynamic and mineralogical characteristics of the formation of sulfuric acid in the process of bacterial oxidation of flotation concentrate. Mining bulletin of Uzbekistan №3-2020, p. 105-108;
- Sanakulov K.S., Ergashev U.A. Theory and practice of development of processing of gold-bearing refractory ores of Kyzylkum. Tashkent, 2014, SE "NIIMR", -296 p.
- Sovmen V.K., Guskov V.N., Bely A.V. and others. Processing of gold-bearing ores using bacterial oxidation in the Far North.- Novosibirsk, Nauka, 2007. -144 p.
- Gudkov S.S., Shketova L.E., Mikhailova A.N. Bacterial leaching of refractory ores and concentrates. Mining magazine. 2011, No. 4, pp. 27-28.
- Pat. RF RU (11) 2 234 544 (13) C1 C 22 B 11/08, 3/18 Sovmen Kh.M., Aslanukov R.Ya. Method for processing refractory gold-arsenic ores and concentrates. March 25, 2003
- Sosipatorov A.I. Research and development of technology for flotation concentration of gold-carbonaceous ores using a reagent-depressant carbonaceous substance. Abstract of a dissertation for the degree of candidate of technical sciences. Irkutsk 2019
- Adriana Arita, Max Costa Environmental Agents and Epigenetics, A Handbook of Epigenetics, 2011.
- Encyclopedias of Microbiology (third edition), 2009
- A. B. Lebed, S. S. Naboichenko, V. A. Shunin Production of selenium and tellurium at JSC Uralelektromed. Tutorial. Ekaterinburg Publishing House of the Ural University 2015. -P112

УДК 678.028.6

© Мухиддинов Б.Ф., Тилавова Л.И., Жураев Ш.Т., Жураев И.И. 2021 г..

ДЕРИВАТОГРАФИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ КОМПОЗИЦИИ ПОЛИЭТИЛЕНТЕРЕФТАЛАТА С ПОЛИПРОПИЛЕНОМ



Мухиддинов Б.Ф.,
профессор кафедры «Химическая
технология» НГТИ, д.х.н.



Тилавова Л.И.,
докторант ГУП «Фан ва таракият»
при ТашГТУ им. И. Каримова



Жураев Ш.Т.,
докторант кафедры «Химическая
технология» НГТИ



Жураев И.И.,
доцент кафедры «Химическая
технология» НГТИ, к.х.н.

Polietilentereftalatni birlamchi va ikkilamchi polipropilen bilan olingan kompozitsiyalarini termik xossalari derivatografik usul bilan o'rganilgan. Polimer kompozitsiyasining parchalanish temperaturasi, parchalanish tezligi va kompozitsiyaning parchalanishi uchun sarflanadigan energiya miqdorlari keltirilgan. Polietilentereftalatni ikkilamchi polipropilen bilan olingan kompozitsiyasi birlamchi polipropilen bilan kompozitsiyasiga qaraganda termik barqarorligi yuqori ekanligi aniqlangan.

Tayanch iboralar: polietilentereftalat, polipropilen, chiqindilar, termik tavsiflari, termik barqarorlik, parchalanishning boshlang'ich temperaturasi, suyuqlanish temperaturasi, kompozitsiya, termik xossalari, derivatografiya

Термические свойства композиций полиэтилена с первичным и вторичным полипропиленом изучали дериватографическим методом. Приведены температура разложения полимерной композиции, скорость разложения и количество энергии, затрачиваемой на разложение композиции. Установлено, что композиция полиэтилена с вторичным полипропиленом обладает более высокой термостойкостью, чем его композиция с первичным полипропиленом.

Ключевые слова: полиэтилентерефталат, полипропилен, отходы, тепловые свойства, термостабильность, начальная температура разложения, температура сжигания, состав, тепловые свойства, деривация.

В 2015 г. объем потребления полимеров в мире превысил 235 млн. тонн. Наибольшая доля потребления приходится на полиэтилен 89,3 млн тонн (порядка 38%), на втором месте — полипропилен 61,1 млн тонн (около 26%), на третьем — поливинилхлорид 42,3 млн тонн (примерно 18%). На полистирол и акрилонитрил-бутадиенстирольные (АБС) пластики приходится около 18,8 млн тонн (8%) мирового спроса.

Согласно прогнозам, спрос на полимеры в ближайшие годы заметно вырастет. Наибольшие темпы прироста ожидаются в сегменте полиэтилентерефталата (ПЭТФ) и полимеров пропилен, в то время как развитие рынка полистирольных пластиков и поливинилхлорида замедлится. В период до 2020 г. среднегодовые темпы роста спроса на полиэтилен-терефталат могут превысить 5%, емкость рынка - приблизится к 90 млн. тонн. Драйверами роста спроса на пищевой ПЭТФ является растущая потребность в чистой природной бутилированной воде на фоне роста популярности здорового образа жизни и ухудшения качества питьевой воды, рост востребованности легкой упаковки и т.п. Для Российской промышленности полимеров последние годы ознаменовались значительным прорывом. Все полимеры, за исключением полистирольных пластиков, показали существенный прирост объемов производства. Объемы производства полипропилена в 2015 г. превысили 1,3 млн. тонн (+23% к уровню 2014 г.), выпуск полимеров винилхлорида, включая композиции, достиг 0,85 млн. тонн (+19%), полиэтилен-терефталата — 0,49 млн. тонн (+13%). Согласно прогнозам Института «Центр развития» НИУ ВШЭ, спрос на полимеры пропилен вырос к 2020 г. на 22% до 1,35 млн. тонн, на полиэтилен-терефталат — на 82% до 1,052 млн. тонн. В настоящее время по Республике Узбекистан выпускается полиэтилен, полипропилен и поливинилхлорид, а также и композиционные материалы на их основе.

Uz-Kor Gas Chemical был введен в строй в 2016 году по выпуску полиэтилена и полипропилена. По данным Polyglobe PIE имеет производственные мощности по выпуску этилена 400 тыс. тонн в год, полиэтилена высокой плотности (ПЭВП) 387 тыс. тонн в год, пропилен и полипропилен (ПП) 83 тыс. тонн в год. Shurtan GCS имеет производственные мощности по выпуску ПЭВП и ЛПЭВП в объеме 125 тыс. тонн в год.

Среди многотоннажных полимерных материалов важное значение имеет полиэтилентерефталат (ПЭТФ), ПЭ и ПП. По сведениям 2018 года, выпуск первичного ПЭТФ бутылочного назначения превысил 21 млн тонн. По оценке экспертов, общее количество произведенных в форме бутылок ПЭТФ, превосходит более 500 млрд штук [1-6]. Известно, что полипропилен в основном используется в качестве упаковок и мешков для перевозки цемента, муки и других промышленных товаров. Поэтому переработка отходов ПЭТФ и ПП и получение изделий на их основе является актуальной проблемой, с точки зрения, экологии и экономики [7-8].

Объектом исследования служил полиэтилентерефталат (ПЭТФ), получающиеся из употребленных пластиковых бутылок из под напитков, которые измельчали ножевой дробилкой. Размер ПЭТФ-хлопьев составил 5-10 мм, при этом насыпная плотность равна 200-300 кг/м³. Использовали полипропилен (первичный) марки J-550S синтезированный в комплексе Uz-Kor Gas Chemical и полипропилен вторичный, использующийся в качестве мешков для перевозки муки.

Композиции ПП с ПЭТФ готовили в шнековом экструдере в интервале температур 170-265°C с оборотом шнека 31 об/мин, с определенным соотношением ПТФЭ:ПП. Сперва их механически смешали, потом пропустили через шнековый экструдер. Полученную расплавленную смесь после охлаждения пропустили через гранулятор. После чего полученную гранулу при одинаковых

условиях пропускали 3-4 раза через экструдер для равномерного распределения компонентов ПЭТФ:ПП.

Дериватографический анализ образцов проводили на приборе «Labsys evo SETARAM ТГ ДТА ДСК+1600» в интервале температур 30-700°C со скоростью нагрева 5 град/мин.

Результаты и их обсуждение. Методом дериватографии исследованы термические свойства разработанных композиций на основе отходов полиэтилентерефталата и полипропилена.

На рис. 1 приведены результаты анализа динамических термогравиметрических кривых (ДТГА), производные термогравиметрии (ТГП) и дифференциальной сканирующей калориметрии (ДСК) композиции полиэтилентерефталата со вторичным полипропиленом.

Анализ результатов исследования кривых ДТГА рис.1 и табл.1 показывает, что кривая состоит, в основном из одного сигмоида, процесс которого происходит в одной стадии. Процесс происходит в основном в интервале температур от 260 С до 455 С, при этом потеря массы составляет 80,34%. Интенсивное разложение происходит при температуре 430°C, при этом потеря массы составляет 75,50%.

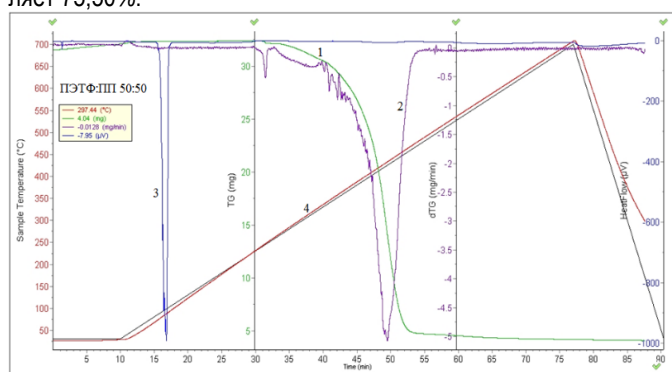


Рис.1. Дериватограмма композиций полиэтилентерефталат со вторичным полипропиленом ПЭТФ:ППвтор. 50:50
(1-кривая ДТГА; 2-кривая ТГП; 3-кривая ДСК; 4- кривая (линия) температура)

Разложение начинается в основном при 100°C у исходных полимеров ПЭТФ и ПЭ, которые составляют 5,49 и 0,65 масс.%, соответственно. С возрастанием температуры возрастает скорость разложения исходных полимеров. Интенсивное разложение полимеров в основном происходит после 300 °C и достигает максимума при 420- 460 °C, при этом потеря массы составляет у ПЭТФ 61,78 масс.% и 98,50 масс.%, а у ПП 7,87 масс.% и 48,50 масс.%, соответственно. Отсюда следует что, полипропилен намного термостабилен чем полиэтилентерефталат при термоокислительной деструкции.

Сравнение результатов исследований табл.1 показывает, что при введение в состав ПЭТФ полипропилена термостабильность композиции изменяется экстремально. Например, у композиций полиэтилентерефталата, содержащие 10; 30; 50; 70 и 90 масс.% полипропилена, термостабильность композиции с увеличением содержания последнего при 450°С составляет 74,16; 84,19; 77,52; 76,26 и 88,97 масс.%, соответственно. Из анализа результатов исследования, видно что сначала термостабильность композиции снижается до ПЭТФ:ПЭ 50:50 77,52 масс.%, а потом снова возрастает. Это по-видимому обусловлено тем, что с увеличением содержания полиэтилентерефталата, приводящего к снижению термостабильности композиции, связан интенсифицирующим действием продуктов разложения полиэтилентерефталата при терморазложении композиции. Анализ кривых результатов исследования ТГП состава содержащих ПЭТФ: ПЭ рис. 1 и табл. 2 показывает, что кривая состоит из одного пика, который в процессе происходит в основном при 350-460°С температурных интерва-

лах. Пик в основном появляется в интервале 420-450°С, а при температуре 500°С процесс протекает с большой скоростью - 5,09 мг/мин. Анализ скорости разложения исходного полимера (ПЭТФ и ПЭ) и композиции на их основе показывает (табл. 2), что скорость разложения протекает в интервалах температур от 50°С до 700°С со скоростью 1,35 – 5,70 мг/мин. Из результатов исследования видно, что разложение, в основном протекает с большой скоростью в области от 400°С до 550°С.

Дифференциальная сканирующая калориметрия (ДСК) – это термоаналитический метод, в котором разница в количестве тепла необходимого для повышения температуры образца и эталона, измеряется как функция температуры. И образец, и эталон поддерживаются при практически одинаковой температуре в течение всего эксперимента. Как правило, температурная программа для анализа ДСК разработана таким образом, что температура держателя образца линейно увеличивается как функция времени. Контрольный образец должен иметь хорошо определенную теплоёмкость в диапазоне температур, подлежащих сканированию.

Исследованы дифференциальной сканирующей калориметрией композиции полиэтилентерефталата со вторичным полипропиленом, результаты которой приведены в табл. 3. и рис. 2. Анализ результатов исследования (табл. 3) показывает, что у исходных полимеров ПЭТФ и ПП и композиции на их основе количество израсходованной энергии ($\mu V \cdot s/mg$) для разложения полимеров изменяется экстремально. Например, композиции полиэтилентерефталата, содержащие 10; 30; 50; 70 и 90 масс.% полипропилена количество израсходованной энергии для разложения полимерных композиций с увеличением содержания последнего при 400°С составляют 4,02; 3,45; 1,44; 8,07 и 7,07 $\mu V \cdot s/mg$, соответственно.

Сравнение табличных значений количества израсходованной энергии для разложения композиций полимеров (табл. 3), показывает что большая энергия затрачивается, в основном, в интервале температур 400-500°С, которые составляют 5,03-1,45 $\mu V \cdot s/mg$, соответственно.

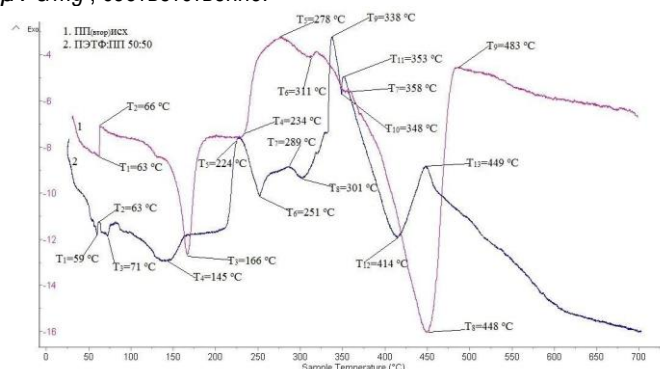


Рис.2. Кривые ДСК исходного вторичного полипропилена

(1) и композиций полиэтилентерефталата со вторичным полипропиленом ПЭТФ:ПП (2)

Также исследованы кривые ДСК исходного ПП и композиций ПЭТФ с полипропиленом. Анализ кривой ДСК исходного ПП (рис. 2) показывает, что она состоит из пяти эндотермических, а также пяти экзотермических пиков. Первый пик эндозффект при 166 °C относится к плавлению макромолекул ПП, а эндотермические эффекты при температурах 234 °C, 311°С, 353°С и 448°С, это по видимому относится к началу температуры окисления, а при температурах 353°С и 483°С происходит термоокислительная деструкция с разрывом слабых углерод-углеродных связей, а эндотермический пик при 448°С может быть связан деполимеризацией полипропилена с образованием пропилена. А экзотермические

пики при температурах 278°С, 353°С и 483°С обусловлены термоокислительной деструкцией полимера.

Из анализа кривой ДСК композиции ПЭТФ с ПП (рис. 2) видно, что кривая состоит в основном из пяти эндотермических и трёх экзотермических пиков. Первый и второй пик при температурах 145°С и 251°С относится к плавлению кристаллических участков ПП и ПЭТФ, соответственно.

А экзотермические пики при температурах 224°С, 289°С, 338°С, 353°С и 449°С характерны для термоокислительной деструкции полимерной композиции. Для сравнения термостабильности композиции полиэтилентерефталата с первичными и вторичными полиэтилена (табл. 4), исследован динамический термогравиметрический анализ композиции.

Анализ результатов исследования показывает, что вторичный полипропилен термостабилен, чем первичный полипропилен. Например, для исходного первичного ПП температура начала разложения составляет 295°С, а показатель вторичного ПП соответствует 296°С, из чего следует, что у вторичного ПП T_0 выше чем первичного ПП. Сравнивая результаты исследования композиции полиэтилентерефталата с первичными и вторичными полипропиленами по термостабильности (табл.4) убеждаемся в том, что у композиций наблюдается возрастание термостабильности.

Например, композиции, содержащие композиции ПЭТФ:ПЭперв. 50:50 температура начала разложения составляет 259°С, а у композиции ПЭТФ:ПЭ(втор.) 50:50 264°С.

По температуре разложения 10; 20 и 50%-ная потеря массы

композиции ПЭТФ:ПЭ(перв.) составляет 346; 361 и 401°С, а у композиции ПЭТФ:ПЭ(втор.) 348; 363 и 405°С, соответственно.

Также определена потеря массы при температурах 400 и 600°С. Результаты показывают, что у тех же композициях ПЭТФ:ПЭ(перв.) потеря массы составляет 42,30 и 93,30 масс.%, а у композиции ПЭТФ:ПЭ(втор.) эти показатели составляют 32,3 и 91,30 масс.%, соответственно.

Все полученные результаты показывают, что композиции полиэтилентерефталата со вторичным полипропиленом, более термостабильны, чем композиции с первичным полипропиленом. Это обусловлено, по видимому тем, что, в процессе переработки и получения изделий из ПП непосредственно добавляются светостабилизаторы и другие добавки, которые повышают термостабильность, а также в процессе эксплуатации происходит уменьшение количества концевых групп и образование сетчатых трёхмерных структур полимера, которые также способствуют повышению термостабильности.

Таким образом, исследованы термические характеристики композиции полиэтилентерефталата с первичным и вторичным полипропиленом дериватографическим методом. Определены его температура начала разложения, скорость разложения, количество израсходованной энергии для разложения полимеров и полимерных композиций.

Установлено, что композиции полиэтилентерефталата со вторичным полипропиленом более термостабильны, чем композиции полиэтилентерефталата с первичным полипропиленом.

Таблица 1

Результаты анализа кривых ТГП композиции полиэтилентерефталата со вторичным полипропиленом

№	Температура, °С	Скорость разложения, мг/мин						
		ПЭТФ (исх.)	ПЭТФ: ПП (втор) 10:90	ПЭТФ: ПП (втор) 30:70	ПЭТФ:ПП (втор) 50:50	ПЭТФ:ПП (втор) 70:30	ПЭТФ: ПП (втор) 90:10	ПП втор (исх.)
1	50	1,85	1,33	1,49	1,48	1,35	1,36	1,45
2	100	2,68	2,81	2,78	2,91	2,89	2,88	2,28
3	150	4,62	4,01	4,19	4,02	4,09	4,05	3,62
4	200	2,36	5,02	5,15	5,18	5,08	5,09	3,06
5	250	3,45	6,93	6,73	6,90	6,83	6,88	2,45
6	300	5,68	8,15	8,17	8,22	8,03	8,02	3,68
7	350	6,81	4,75	5,70	4,70	4,80	4,65	5,81
8	400	3,68	4,86	4,32	3,38	4,02	2,15	4,68
9	450	5,05	5,01	4,98	4,96	4,62	5,03	4,05
10	500	2,22	4,98	5,02	5,09	5,12	5,08	2,45
11	550	1,98	3,21	3,05	3,30	3,12	3,25	1,68
12	600	1,02	3,16	3,18	3,15	3,09	3,03	1,12
13	650	2,45	3,24	3,26	3,29	3,28	3,22	2,32
14	700	1,78	3,48	3,23	3,36	3,29	3,55	1,41

Примечание:

T_0 —температура, при которой начинается разложение; T_{10} — температура, при которой наблюдается 10%-ная потеря массы; $T_{50}(ipdt)$ — температура, носящая название «интегральная процедурная температура разложения», соответствующая 50%-ной потери массы. Определена температура начала разложения, соответствующая T_{10} температура 10 и T_{20} 20%-ная потеря массы и $T_{50}(ipdt)$ — температура, носящая название «интегральная процедурная температура разложения», соответствующая 50%-ной потери массы.

Таблица 2

Результаты анализа кривых ДСК композиции полиэтилентерeftалата с вторичным полипропиленом

№	Темпе- ра- тура, °C	Количество израсходованной энергии ($\mu V \cdot s / mg$)						
		ПЭТФ (исх)	ПЭТФ: ПП(втор) 10:90	ПЭТФ: ПП(втор)30:70	ПЭТФ:ПП (втор) 50:50	ПЭТФ:ПП (втор) 70:30	ПЭТФ: ПП (втор)90:10	ПП(втор) (исх)
1	50	0,077	0,027	0,037	0,025	0,029	0,022	0,057
2	100	0,095	0,055	0,039	0,063	0,065	0,056	0,075
3	150	0,154	0,093	0,079	0,081	0,096	0,089	0,093
4	200	0,235	0,077	0,091	0,083	0,099	0,069	0,145
5	250	0,654	0,508	0,458	0,538	0,408	0,586	0,491
6	300	0,784	1,609	0,618	0,659	0,648	1,526	0,647
7	350	0,583	0,073	0,073	0,083	0,093	0,088	0,165
8	400	2,359	4,018	3,449	1,436	2,449	1,625	4,412
9	450	2,824	5,034	4,534	4,563	4,714	4,915	3,554
10	500	3,543	4,643	3,643	5,033	4,602	4,869	2,643
11	550	0,589	0,549	0,549	0,640	0,556	0,588	1,548
12	600	0,332	0,569	0,532	0,649	0,550	0,587	0,652
13	650	0,320	0,623	0,520	0,653	0,639	0,618	1,245
14	700	0,655	0,653	0,515	0,632	0,644	0,625	0,560

Таблица 3

Результаты динамического термогравиметрического анализа ПЭТФ:ПП(перв.) и ПЭТФ:ПП(втор.)

Образец	Температура разложения, °C				Потеря массы при определенной температуре, %	
	T_0	T_{10}	T_{20}	$T_{50}(ipdt)$	T_{400}	T_{600}
ПЭТФ (исх)	315	344	378	392	20,8	97,8
ПЭ (пер)исх	295	359	385	424	37,96	98,9
ПЭТФ:ПП (перв)10:90	281	352	371	417	34,2	98,6
ПЭТФ:ПП(перв) 30:70	268	347	363	403	34,8	96,4
ПЭТФ:ПП(перв) 50:50	259	346	361	401	42,3	93,3
ПЭТФ:ПП (перв)70:30	276	362	390	417	45,3	87,6
ПЭТФ:ПП (перв)90:10	283	366	394	421	27,3	82,5
ПЭ (втор)исх	296	364	389	433	34,8	97,9
ПЭТФ:ПП(втор) 10:90	286	355	376	421	32,2	95,6
ПЭТФ:ПП (втор)30:70	272	352	366	407	31,8	94,4
ПЭТФ:ПП(втор) 50:50	264	348	363	405	32,3	91,3
ПЭТФ:ПП (втор)70:30	281	368	399	421	35,3	85,6

Библиографический список:

1. Levin V.S., Korostev V.I. Vtorichnoe ispolzovanie polimernyx materialov. [Recycling of polymeric materials]. Ximiya, 1985, pp 81-96.
2. Rybyanets N.M. [Technology for recovery of PET manufacturing wastes into polyether resins] Technol. Civil. Impact Environ.: Situat. Post-Sov. Area: Int. Symp., Karlsruhe, 22-26 Apr., 1996, 109 p.
3. Lisenko A.M., Negmatov S.S., Salimsakov A.Yu., O problemakh razrabotki tekhnologii pererabotki gorodskikh bytovykh otkhodov. [On the problems of developing a technology for processing municipal waste] Composition materiallar. 2016, no.1, pp.81
4. Korostev V.I., Levin V.S. Proizvodstvo i pererabotka plastmass i sinteticheskix smol [Production and processing of plastics and synthetic resins] Moscow, Research Institute of Technical and Economic Research in the Chemical Complex, 1979, №1. pp.36-39
5. Vilnis S.A., Vapna Yu.M. Novoe v tekhnologii poroshkovyx polimernyx materialov i pokritiy [New in technology of powder polymer materials and coatings]. // Leningrad, Leningrad House of Scientific and Technical Propaganda, 1969, ch.2, pp. 16-18.
6. Donald E. Morton, Edward sville. Process for reuse of polyester resin. Patent US No. 3703488. Filed Feb. 15, 1974, Publ. Sept. 23, 1975.
7. Robert Marion Currie; Shubert Gernt Measamer. Polyester waste recovery. Patent US No. 3907868. Filed Feb. 15, 1974, Publ. Sept. 23, 1975.
8. Michalski A. // Wlock. Chem., 1987, 13, No.2, pp. 144-155.

УДК 622.765(08)

© Донияров Н.А., Мустакимов О.М., Адизов Л.А., Эргашев Н.У. 2021 г.

ПОПУТНОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ ВОЛЬФРАМА ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ РУД МУРУНТАУ



Донияров Н.А.,
декан химико-металлургического фа-
культета НГТИ, доцент, д.т.н.



Мустакимов О.М.,
директор Центрального рудоуправле-
ния НГМК, к.т.н.



Адизов Л.А.,
директор ГМЗ-2 ЦРУ НГМК



Эргашев Н.У.,
начальник центральной заводской
лаборатории ГМЗ-2 ЦРУ НГМК.

Ushbu maqolada Navoiy kon-metallurgiya kombinati Markaziy kon boshqarmasi (NKMK) gidrometallurgik za-suvlarining dumlaridan qimmatbaho komponentlarni O'zbekiston Respublikasi geologiya davlat qo'mitasi huzuridagi mineral resurslar instituti bilan birgalikda bir vaqtning o'zida qazib olish bo'yicha tadqiqot ishlari olib borildi. Shu bilan birga, Muruntov rudalaridan volframni bir vaqtning o'zida olib chiqishga alohida e'tibor qaratildi

Tayanch iboralar: o'tish davri, noyob tuproq elementlari, volfram, oltin, konsentrat, qo'pol konsentrat.

В данной статье приведена информация о попутном извлечении ценных компонентов из отвальных хвостов гидрометаллургических заводов Центрального рудоуправления Навоийского горно-металлургического комбината (НГМК) совместно с институтом минеральных ресурсов при Государственном комитете Республики Узбекистан по геологии проведены исследовательские работы. При этом, особое внимание было уделено к попутному извлечению вольфрама из руд Мурунтау

Ключевые слова: попутное извлечение, редкоземельные элементы, вольфрам, золото, концентрат, черновой концентрат.

По данным работ, проведенных в НГМК, в настоящее время содержание трехоксида вольфрама в исходной руде составляет около 0,05-0,07%. Такое содержание WO_3 является нерентабельным для его производства. Но при переработке руд Мурунтау в условиях Гидрометаллургического завода № 2 (ГМЗ-2) минералы вольфрама концентрируются в соответствующих продуктах гравитационного обогащения. Таким продуктом являются хвосты гравитации (после получения «золотой головки»), содержание трехоксида вольфрама в которых составляет 0,12-0,14%, т.е. в 20-30 раз выше, чем в исходной руде. Последнее, дает возможность рассматривать данный продукт в качестве исходного сырья для попутного извлечения вольфрамового концентрата.

Таблица 1

Распределение трехоксида вольфрама по классам крупности

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание WO_3 , %	Распределение WO_3 , %
+2,5	1,66	0,062	0,83
-2,5+1,4	3,77	0,089	2,72
-1,4+1,0	7,60	0,082	5,05
-1,0+0,5	23,64	0,105	20,12
-0,5+0,315	23,04	0,112	20,91
-0,315+0,15	19,77	0,120	19,23
-0,15+0,08	16,67	0,171	23,10
-0,08+0,044	2,65	0,244	5,24
-0,044+0	1,20	0,288	2,80
Итого	100	0,123	100

Целью настоящих исследований являлось изучение вещественного состава хвостов гравитации и проведение лабораторных экспериментов по разработке технологии попутного получения вольфрамового концентрата. Вещественный состав проб изучался с применением спектрального, химического, минералогического, оптико-эмиссионного спектрального, фазового, электронно-микроскопического и др. видов анализов. По результатам проведенных анализов среднее содержание трехоксида вольфрама в пробе хвостов гравитации составило 0,12%. При изучении форм нахождения вольфрама выявлено, что вольфрам на 10,08% представлен тунгститом, на 35,29% шеелитом и на 54,63%

вольфрамитом. Минералы вольфрама в основном очень тонко-зернистые.

Для выяснения распределения вольфрама по классам крупности, исследуемая проба хвостов гравитации подверглась ситовому анализу, результаты которой представлены в табл. 1.

По табл. 1 видно, что вольфрам сконцентрирован в тонких классах, содержание которого достигает до 0,288%.

На основании изучения вещественного состава проб, результатов ранее проведенных исследований, а также изучения литературных данных [1-4], в качестве методов обогащения предполагалось применить гравитационный и флотационный способы. Для определения принципиальной возможности обогащения гравитационными и флотационными методами, на первом этапе исследований проводились поисковые опыты.

Гравитационное обогащение проводилось для выделения тяжелых и относительно крупных частиц минералов вольфрама, золота и серебра в гравито-концентрат. Гравитационное обогащение проводилось на лабораторном концентрационном столе марки ЗОКС и лабораторном центробежном концентраторе Knelson MD3 при различных параметрах. Сравнительно лучшие показатели получены при обогащении пробы крупностью помола -0,315+0 мм на концентрационном столе. При этом получен черновой концентрат, содержащий 0,376% трехоксида вольфрама при извлечении его 68,57%. Также, по результатам экспериментов, необходимо отметить повышение потерь трехоксида вольфрама с хвостами при обогащении тонкого класса крупности. Далее были проведены работы по флотационному обогащению хвостов гравитации. Основой для проведения опытов являлась традиционная схема, включающая измельчение руды до крупности 80 % класса - 0,074+0 мм, сульфидную, а затем шеелитовую флотацию для выделения минералов вольфрама из камерного продукта сульфидной флотации. В цикле сульфидной флотации применялись реагенты: сода, сернистый натрий, медный купорос, бутиловый ксантогенат калия и вспениватель Т-92; в шеелитовом цикле флотации применялись сода, жидкое стекло, олеиновая кислота, талловое масло и Т-92. При флотационном обогащении проб наиболее эффективным оказалась олеиновая кислота. При использовании олеиновой кислоты полученный черновой концентрат по

качеству уступает концентрату, полученному с применением таллового масла; но извлечение трехоксида вольфрама в черновой концентрат выше.

При этом полученный черновой вольфрамовый концентрат, содержащий 0,36% трехоксида вольфрама, а извлечение составило 45,22%. Следует отметить, что значительное количество WO_3 теряется с хвостами.

Потери вольфрама с хвостами можно объяснить тем, что минералы вольфрама имеют тонкодисперсный характер, в связи с чем измельчение продукта до 80% класса -0,074 мм не обеспечивает полное вскрытие вольфрама от сростков. Более тонкое измельчение продуктов до -0,044 мм может создать условия для повышения образования шламовой фракции, что также отрицательно влияет на процесс флотации.

На основании выполненных опытов и заключения минералогического анализа можно сделать следующие выводы, по поводу получения неудовлетворительных результатов флотационного обогащения:

- тонкодисперсный характер основных минералов вольфрама (шеелит 0,01-0,035 мм, вольфрамит 0,01-0,03 мм) отрицательно влияет на извлечение их в концентрат, и предопределяет их потери с хвостами;

- вольфрамит находится в ассоциации с сульфидами, в связи с чем часть вольфрама теряется в сульфидном концентрате;

- шеелит в основном определен в контактирующих участках жильного кварца с вмещающими породами пробы, где более развита карбонатная минерализация. Минерал также выявлен в сильно измененных окварцованных, карбонатизированных, хлоритизированных, серицитизированных алевросланцах и сланцах, где находится в ассоциации с кальцитом и метасоматическим кварцем. В связи с этим, при флотационном обогащении шеелит переходит в хвосты флотации;

- наличие в пробах легко шламуемых слюдястых минералов (хлорит и серицит) отрицательно влияют на процесс флотации – легко переходят в концентрат и снижают качество концентрата.

Тот факт, что вольфрам представлен в исследуемых пробах в различных формах нахождения, является одним из основных отрицательно влияющих факторов на извлечение вольфрама и разработке технологии обогащения.

На основании проведенных испытаний следует вывод, что получение положительных результатов с применением одного метода обогащения не представляется возможным. В связи с этим для обогащения проб необходимо применение комбинированных схем гравитации и флотации.

Поэтому полученный черновой гравеоцентрат, в результате обогащения хвостов гравитации на концентрационном столе, подвергли сульфидной флотации по схеме, представленной на рис. 1.

Таблица 2

Результаты флотационного обогащения чернового гравеоцентрата

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание WO_3 , %	Извлечение WO_3 , %
Сульфидный концентрат	93,52	0,045	11,2
Черновой шеелитовый концентрат	6,48	5,15	88,8
Итого	100	0,376	100

Как видно из приведенных данных в табл. 2, при флотационном обогащении чернового концентрата, основная часть трехоксида вольфрама концентрируется в камерном продукте – черновом шеелитовом концентрате.

При гравитационном обогащении камерного продукта сульфидной флотации, получен гравитационный концентрат с содержанием трехоксида вольфрама 60,55% при извлечении его 63% от операции.

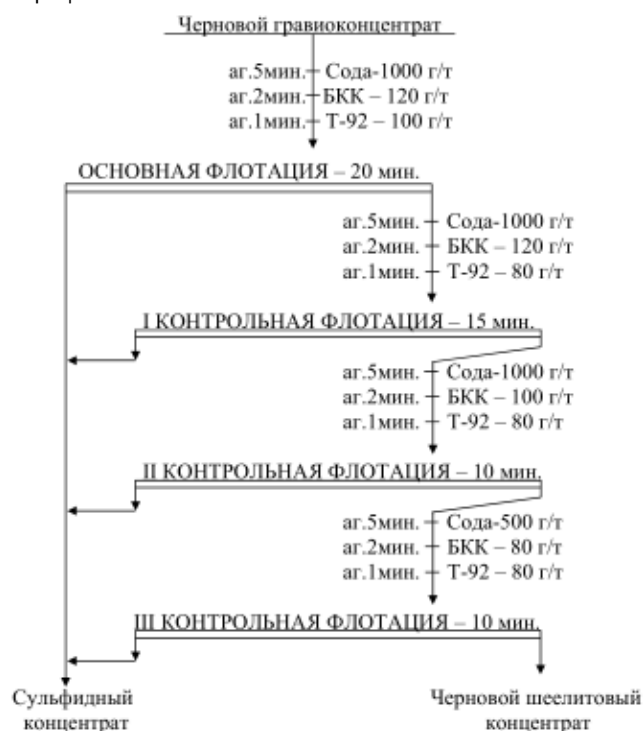


Рис. 1. Схема сульфидной флотации чернового гравеоцентрата

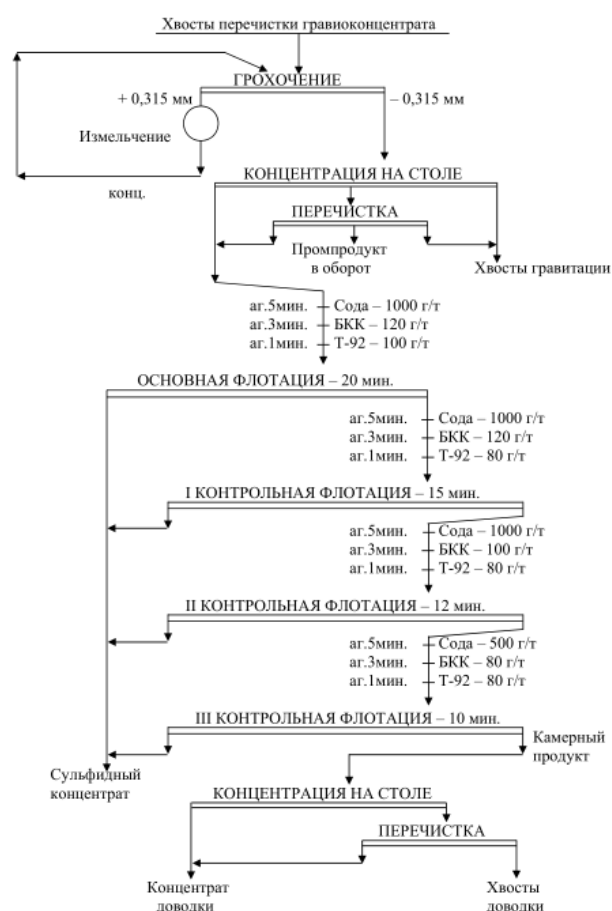


Рис. 2. Рекомендуемая схема получения вольфрамового концентрата

При сульфидной флотации черного гравиконоцентрата получен черновой вольфрамовый концентрат, содержащий 5,15% WO_3 при извлечении его 88,8%, что говорит об эффективности процесса флотации.

Еще одной причиной необходимости сульфидной флотации является тот факт, что основная часть золота и серебра переходит в сульфидный концентрат, тем самым вольфрам отделяется от золота и серебра. С целью повышения качества и получения кондиционного концентрата камерный продукт сульфидной флотации подвергался обогащению на концентрационном столе. Результаты гравитационного обогащения черного шеелитового концентрата сульфидной флотации приведены в табл. 3.

Таблица 3

Результаты гравитационного обогащения камерного продукта сульфидной флотации

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание WO_3 , %	Извлечение WO_3 , %
Гравиокоцентрат	5,36	60,55	63,0
Хвосты гравитации	94,64	2,014	37,0
Итого	100	5,15	100

По результатам выполненных лабораторных технологических исследований для переработки хвостов гравитации рекомендуется комбинированная гравитационно-флотационная схема (рис.2), включающая гравитационное обогащение исходных хвостов, измельченных до крупности $-0,315+0$ мм с получением черного гравиокоцентрата; флотационное обогащение черного гравиокоцентрата с получением сульфидного концентрата и камерного продукта с последующим доводочным гравитационным обогащением камерного продукта с получением вольфрамового концентрата.

Применение рекомендуемой схемы обогащения хвостов гравитации позволит получить вольфрамовый концентрат с содержанием WO_3 – 60,55%. С целью изучения возможности дальнейшего повышения качества вольфрамового концентрата, проведены эксперименты по обогащению на сухом магнитном сепараторе, результаты которых приведены в табл. 4.

Таблица 4

Результаты сухой магнитной сепарации

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание WO_3 , %	Извлечение WO_3 , %
Магнитная фракция	18,89	6,53	2,04
Немагнитная фракция	81,11	73,13	97,96
Итого	100	60,55	100

Необходимо отметить, что при сухой магнитной сепарации вольфрамового концентрата основная часть трехоксида вольфрама переходит в немагнитную фракцию в связи с чем значительно повышается его содержание в этом продукте. Так, при сухой магнитной сепарации содержание WO_3 достигает 73,13% при извлечении его 97,96% от операции. На основании проведенных исследований следует, что при переработке хвостов гравитации по рекомендуемой схеме можно получить кондиционный вольфрамсодержащий концентрат (WO_3 – 60,55 %).

Полученный концентрат отвечает требованиям ГОСТ 213-83, по содержанию основного компонента соответствует марке КШ1 (концентрат шеелитовый первого сорта) и является пригодным для производства ферровольфрама или вольфрамового ангидрида для твердых сплавов.

При необходимости содержание трехоксида вольфрама в концентрате можно повысить до 73% с помощью применения сухой магнитной сепарации.

Библиографический список:

1. Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Том II. Технология обогащения полезных ископаемых. М., 2004, 510 с.
2. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. М., Недра, 1984, 383 с.
3. Фишман М.А., Соболев Д.С. Практика обогащения руд цветных и редких металлов. Том IV. Обогащение руд редких металлов. М., Госгортехиздат, 1963. 364 с.
4. Лазаренко Е.К. Курс минералогии. М., «Высшая школа», 1971, 608 с.



**СТАНОК ТОКАРНЫЙ УНИВЕРСАЛЬНЫЙ
С СИСТЕМОЙ ЧПУ МОДЕЛИ**

НТ-250-01

Государственное предприятие НГМК
Производственное объединение
«Навоийский машиностроительный завод»
Адрес: г. Навои, ул. Инспекторов, 5
Тел: (7922)7-62-14, 7-64-23,
Факс: (7922)3-48-78.
Email: infonmz@ngmk.uz

АНАЛИЗ РАБОТЫ СИСТЕМ ОХЛАЖДЕНИЯ РУДНИЧНЫХ ПОРШНЕВЫХ КОМПРЕССОРНЫХ УСТАНОВОК



Абдуазизов Н.А.,
проректор по учебной
работе НГГИ, д.т.н.



Хатамова Д.Н.,
старший преподаватель кафедры «Гор-
ное дело», НГГИ



Джураев Р.У.,
доцент кафедры «Горная электромеханика»,
НГГИ, к.т.н.

Ushbu maqolada kon kompressor qurilmalarini sovutish tizimining ishlashi tahlil qilingan. Olib borilgan tahlillarga ko'ra, kompressor uskunasining sovutish tizimining samarali ishlashi kompressor qurilmasining energiya sarfini kamaytirishga, surtma moylarining yonishi bilan bog'liq avariylarni bartaraf etishga va uskunaning ish sharoitlarini yaxshilashga yordam beradi.

Kompressor qurilmalarining ishlashini tahlili shuni ko'rsatadiki, porshenli kompressorlarida havoning har bir 5-6 °C yetarli darajada sovutilmaganligi elektroenergiyaning sarfini 1% ga oshiradi, qurilmaning ish unumdorligi 8-10% kamayadi, bu esa siqilgan havoni ishlab chiqarishda sezilarli iqtisodiy yo'qotishlarga olib keladi.

Bugungi kunda kompressorlarning sovutish tizimlarida qurilmaning ekspluatatsion xususiyatlari bilan bog'liq bo'lgan bir qator kamchiliklar mavjud. Ishda sovutish tizimining ishlashini yaxshilashning turli usullari ko'rib chiqilgan, ularning amalga oshirilishi kompressor qurilmalarining energiya sarfini kamaytirishga yordam beradi.

Tayanch iboralar: kompressor, sovutish tizimi, temperatura, siqilgan xavo, issiqlik uzatish, gradirnya, oraliq sovutgich, issiqlik almasinuvi, so'ngi sovutgich, elektroenergiya sarfi.

В данной статье выполнен анализ работы системы охлаждения рудничных компрессорных установок. Из анализа выявлено что, эффективная работа системы охлаждения компрессорной установки способствует снижению энергоёмкости компрессорной установки, исключению аварийных ситуаций, связанных с воспламенением смазочных масел, и улучшению условий эксплуатации установки.

Анализ эксплуатации компрессорных установок показывает, что недоохлаждение воздуха в поршневых компрессорах на каждые 5-6 °C увеличивает расход электроэнергии на сжатие воздуха на 1 %, а производительность снижается на 8-10%, что приводит к ощутимым экономическим потерям при производстве сжатого воздуха.

Существующие системы охлаждения компрессорных установок имеют ряд существенных недостатков, обусловленных особенностями их эксплуатации, в работе рассмотрены различные способы улучшения работы системы охлаждения, реализация которых способствует снижению энергоёмкости эксплуатации компрессорных установок.

Ключевые слова: компрессор, система охлаждения, температура, сжатый воздух, теплопередача, градирня, промежуточный холодильник, теплообменник, концевой холодильник, расход электроэнергии.

Во многих отраслях промышленности наряду с электрической энергией широко используется пневматическая энергия, или энергия сжатого воздуха. Сжатый воздух, являясь одним из основных видов потребляемой энергии на шахтах и рудниках, используется для приведения в действие вентиляторов и насосов, в эрлифтных установках при откачке пульпы или воды, бурсобоечных, буровых, проходческих, добычных и погрузочных машин, при пневматической закладке подземных горных выработок, в пневмобаллонных креплениях. Помимо этого, сжатый воздух используется для пневмозакладки подземных выработок, для приведения в действие стопоров, затворов толкателей и других оборудования технологического комплекса горного предприятия. На машиностроительных и металлургических предприятиях сжатый воздух применяется при производстве стального и чугуна, для дутья в доменных печах, а также штамповок и поковок. Широкое применение сжатого воздуха в горнодобывающей промышленности обусловлено тем, что пневматическое оборудование является безопасным, особенно в шахтах, опасных по газу и пыли, в тех случаях, когда использование электроэнергии при подземной добыче полезных ископаемых является опасным по причине внезапных выбросов газа. На ряду с этим пневмоэнергия имеет ряд существенных недостатков.

К основному недостатку сжатого воздуха в качестве энергоносителя относится его высокая стоимость относительно электроэнергии, обусловленная потреблением компрессорами большого

количества электрической энергии при производстве сжатого воздуха.

Рудничные компрессоры являются энергоёмкими установками, удельный вес которых в потреблении горными предприятиями электрической энергии составляет значительную долю.

Учитывая столь широкое применение пневматического вида энергии, необходимо снизить эксплуатационные затраты, путём разработки ресурсосберегающих технических решений в процессе производства сжатого воздуха на промышленных предприятиях. Эффективная работа компрессорной установки в значительной степени зависит от охлаждения. Система охлаждения компрессорной установки решает три задачи – снижает энергоёмкость процесса сжатия в цилиндре, исключает вероятность возгорания смазочных масел и способствует улучшению условий эксплуатации рабочих узлов компрессора. Нарушения работы системы охлаждения, как правило, сопряжены с вынужденной остановкой компрессора и повышенным удельным расходом электроэнергии на выработку сжатого воздуха.

В большинстве промышленных предприятий страны система охлаждения стационарных компрессоров выполнена циркуляционной по разомкнутой схеме. На рис. 1 представлена разомкнутая схема системы охлаждения двух ступенчатого поршневого компрессора.

Анализ эксплуатации компрессорных установок показывает, что недоохлаждение воздуха в промежуточных холодильниках

поршневого компрессора на каждые 5-6 °С увеличивает расход электроэнергии на сжатие воздуха на 1% [1].

Существующие системы охлаждения компрессорных машин имеют существенные недостатки, вызванные особенностями их эксплуатации.

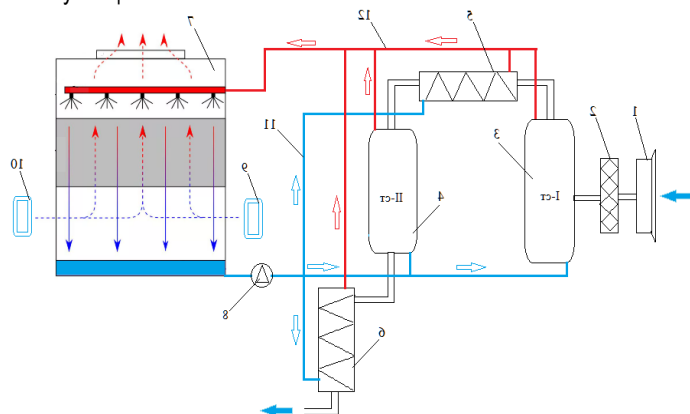


Рис.1. Схема разомкнутой системы охлаждения двухступенчатого поршневого компрессора

1 - воздухозаборник, 2 - фильтр, 3 - первая ступень компрессора, 4 - вторая ступень компрессора, 5 - промежуточный холодильник, 6 - конечный холодильник, 7 - градирня, 8 - насос, 9, 10 - вентиляторы, 11 - трубопровод охлажденной воды, 12 - трубопровод нагретой воды

Вода, используемая для охлаждения, обладает повышенным содержанием солей и различных примесей. В большинстве случаев общая жесткость воды, достигая более 20 мг-экв/л, почти в 3 раза превышает допустимых значений, что является основной причиной быстрого загрязнения теплообменных поверхностей. Понижение интенсивности теплообменных процессов, в связи с ростом отложений в виде накипи, способствует уменьшению безопасности и экономичности работы компрессорного оборудования.

Наличие слоя накипи толщиной в 0,1 мм приводит к снижению охлаждения воздуха в холодильнике на 10-15%. Слой накипи снижает коэффициент теплопередачи за счет добавления дополнительного термического сопротивления [2].

На выходе из промежуточного холодильника нормальная температура сжатого воздуха не должна превышать температуру охлаждающей воды на входе более, чем на 5-10 °С. Если же перепад температур увеличивается до 20 °С, расход электроэнергии при прочих равных условиях может увеличиться на 14%. Накипь на внутренних стенках трубок резко снижает передачу тепла охлаждающей воде, на рис.2 приведена графическая зависимость коэффициента теплопередачи от толщины слоя накипи [2].

Из графика, приведенного на рис. 2, наблюдается что, при увеличении толщины слоя накипи ухудшается коэффициент теплопередачи.

Превышение температуры сжатого воздуха 150 °С может привести к самовозгоранию нагаромасляных отложений в воздушных коммуникациях, являющегося причиной детонационных взрывов. Анализ эксплуатации компрессорных установок, работающих на промышленных предприятиях Узбекистана, показывает, что температура сжатого воздуха на выходе из компрессора достигает 170-180 °С и выше.

Еще одним из немаловажных факторов, влияющих на эффективную работу компрессорных установок, является подогрев воздуха в процессе всасывания, обусловленный сопротивлениями всасывающего тракта и теплообменом с нагретыми узлами оборудования. Снижение массовой производительности и объемной подачи компрессора, приведенной к нормальным атмосферным условиям, обусловлено меньшей плотностью нагретого воздуха, относительно нормального атмосферного.

Влияние подогрева воздуха на производительность компрессора оценивают его температурным коэффициентом, величина которого ориентировочно равна отношению нормальной атмосферной температуры T_0 к температуре воздуха T_1 в цилиндре в конце всасывания [3]:

$$\lambda_T \approx \frac{T_0}{T_1}; \quad (1)$$

Необходимо подчеркнуть, что повышение атмосферной температуры приводит к увеличению температуры T_1 и понижению производительности компрессорной установки.

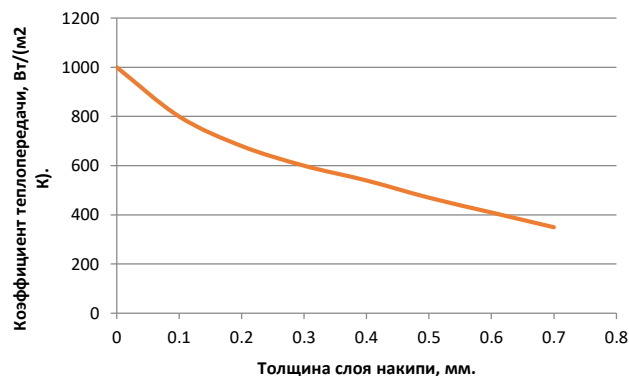


Рис.2. Изменение коэффициента теплопередачи в зависимости от толщины слоя накипи

В Узбекистане в жаркий период года, особенно в период с мая до сентября, температура воздуха может достигать 40-45 °С и выше, что приводит к значительному подогреву всасывающего компрессором воздуха. Повышение температуры и снижение плотности воздуха способствует снижению производительности компрессора на 8-10%, что приводит к ощутимым экономическим потерям при производстве сжатого воздуха [4].

Эффективность системы охлаждения компрессорных установок также зависит от работы градирни. При циркуляционной системе водоснабжения холодильников охлаждающая вода от компрессора поступает в градирню для охлаждения. Для оптимальной работы компрессора, перепад температур охлаждающей воды между входом и выходом должен быть не более 15 °С. Температура воды не должна превышать +25 °С на входе и +40 °С на выходе из системы охлаждения [5].

Основная часть используемых градирен на компрессорных станциях построена по проектам 70-80-х годов прошлого века, большинство из них находятся в неудовлетворительном состоянии, технические решения, заложенные в проектах этих градирен, устарели [6]. В результате, обратная вода недоохлаждается, особенно в теплый период года, что ведет к перерасходу энергоресурсов и другим негативным последствиям.

На основе проведенного анализа эксплуатации систем охлаждения компрессорных станций выявлен ряд причин, приводящих к снижению их эффективности:

- повышенная температура атмосферного воздуха на входе к компрессорной установки, способствующая увеличению затрат электрической энергии на сжатие и снижению производительности;
- неудовлетворительная работа градирневых охладителей, особенности в жаркий период года, испарение воды из градирни приводит к увеличению концентрации жестких солей;
- частые образования загрязнений на теплообменных поверхностях, снижение интенсивности теплообмена, наблюдающееся по причине образования слоя накипи на стенках промежуточных и конечных холодильников.

На сегодняшний день одним из эффективных способов совершенствования существующих градирен является модернизация

оросительных и водораспределительных систем с применением современных полимерных материалов. Применение новых оросительных и водораспределительных систем позволит увеличить эффективность охлаждения циркулирующей воды в градирни. Одним из эффективных решений может являться применение закрытой системы охлаждения высокого давления, на основе обессоленной жидкости. Повышение эффективности работы системы охлаждения компрессоров можно достичь за счет интенсификации процесса теплообмена между охлаждаемым (сжатый воздух) и охлаждающим (вода) теплоносителями.

Это прежде всего реализуется предотвращением отложений накипи и шлама в холодильниках. Для этого необходимо смягчить жесткость воды химическим способом или подвергнуть воду соответствующей обработке: ультразвуковой или электромагнитной [7]. Температура сжатого воздуха, выходящего из промежуточного холодильника, не должна превышать для поршневых компрессоров + 60°C, а для турбокомпрессоров + 70°C [8]. Также эффективности работы системы охлаждения компрессоров можно добиться путем снижения температуры всасываемого воздуха, снижение температуры воздуха на входе к компрессору приводит

к увеличению массовой производительности, если не лимитирует мощность привода.

Искусственным охлаждением можно добиться повышения массовой производительности в летнее время, что в ряде случаев дает возможность повысить годовую производительность эксплуатируемой компрессорной установки, избежать установки дополнительных компрессоров или замены существующих на более мощные и т.п., что может дать существенный экономический эффект. Из анализа работы систем охлаждения рудничных компрессорных установок выявлено, что основными причинами снижения эффективности системы охлаждения являются плохая интенсификация процесса теплообмена за счет образования накипи и шлама в промежуточных холодильниках, подогрев воздуха в процессе всасывания и не эффективная работа градирных охладителей. Решение выше приведенных проблем в работе системы охлаждения компрессорных установок позволит снизить энергетические затраты процесса сжатия воздуха в цилиндре, исключить аварийные ситуации и повысить эксплуатационные показатели рабочих узлов компрессора, благодаря чему уменьшится себестоимость производства сжатого воздуха.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2021, № 1 (84) pp 105-107

RESEARCH OF OPERATION OF COOLING SYSTEMS OF MINING PISTON COMPRESSOR UNITS.

Xatamova D.N. Senior teacher, Department of Mining work, Navoi State Mining Institute

Abduazizov N.A. Vice-rector for academic Affairs of the Navoi state mining Institute, DSc.

Djuraev R.U. Assistant Professor, Department of Mining and Electromechanical Engineering, Navoi State Mining Institute.

Navoi State Mining Institute, Navoi, Uzbekistan

Abstract

This article analyzes the operation of the cooling system of mine compressor units. The analysis revealed that the efficient operation of the cooling system of the compressor unit helps to reduce the energy consumption of the compressor unit, eliminate emergency situations associated with the ignition of lubricating oils and improve the operating conditions of the unit.

An analysis of the operation of compressor units shows that the undercooling of air in reciprocating compressors by every 5-6°C increases the power consumption for air compression by 1%, and the productivity decreases by 8-10%, which leads to tangible economic losses in the production of compressed air.

The existing cooling systems of compressor units have a number of significant drawbacks due to the peculiarities of their operation, the work considers various ways to improve the operation of the cooling system, the implementation of which helps to reduce the energy consumption of the operation of compressor units.

Key words: Compressor, cooling system, temperature, compressed air, heat transfer, cooling tower, intermediate cooler, heat exchanger, end cooler, power consumption.

References:

1. Minyaev Y.N. Energy saving in the production and distribution of compressed air at mining enterprises. // – Ekaterinburg: USMU Publishing House, - 2010. – 138 p.
2. Minyaev Y. N. Energy survey of pneumatic facilities of industrial enterprises. // - Yekaterinburg: Publishing house of the USMGA, – 2003. – 131 p.
3. Grishko A.P. Stationary machines. - Volume 2. Mine drainage, ventilator and pneumatic installations // Textbook for universities. - M. : Publishing house "Gornaya kniga", – 2007. – 586 p.
4. Merkulov M.V., Djuraev R.U., Leontyeva O.B., Makarova G.Y., Tarasova Y.B. Simulation of thermal power on bottomhole on the bases of experimental studies of drilling tool operation // International Journal of Emerging Trends in Engineering Research. Volume 8, No.8, 2020. - pp. 4383-4389.
5. Djuraev R.U., Shomurodov B.Kh., Khatamova D.N., Tagirova Y.F. Modernization of the cooling system of reciprocating compressor units // Materials of the IX International Scientific and Technical Conference on the topic: "Achievements, problems and current trends in the development of the mining and metallurgical complex." – Navoi, 2017. – 176 p.
6. Djuraev R.U., Khatamova D.N., Shomurodov B.Kh. Utilization of secondary energy resources of a compressor station using a heat pump // Materials of the IX International Scientific and Technical Conference on the topic: "Achievements, problems and current trends in the development of the mining and metallurgical complex." – Navoi, 2017. – 537 p.
7. Djuraev RU, Merkulov MV, Kosyanov VA, Limitovskiy AM Improving the efficiency of rock cutting tool when drilling wells with air blowing based on the use of a vortex tube. // Mining journal. - Ed. "Ore and Metals". – Moscow, –2020. - No. 12. DOI: 10.17580 / gzh.2020.12.16
8. Stapel A.G. Wege zu einer bessezen Qualitat der Druckluft. // Klepzig Fachderichte, 1972. No. 3 g. pp. 145-146
9. Externalities of Energie. Vol. 2 - Methodology. Science Research European Comission. Brussel - Luxemburg, 1995. 125 p.
10. Minyaev Y. N., Ugolnikov AV. Energy inspection and recommendations for reducing energy losses in pneumatic networks of industrial enterprises // All-Russian conference - Energy and resource saving. – Ekaterinburg: USTU, – 2003. – pp. 15-17.

УДК 669.849

© Ашуров Х.Б., Назаров В.Ф., Курбанов М.А., Ганиева Д.С. 2021 г.

ПОЛУЧЕНИЕ МЕТАЛЛИЧЕСКОГО РЕНИЯ ИЗ ПЕРРЕНАТА АММОНИЯ В ВОДОРОДНОЙ ПЛАЗМЕ



Ашуров Х.Б.,
директор Института ионно-плазменных и лазерных технологий им. У.А. Арифова АН РУз, д.т.н., профессор



Назаров В.Ф.,
директор Рудоуправления №5 НГМК



Курбанов М.А.,
зам. главного инженера РУ-5 НГМК, к.т.н.



Ганиева Д.С.,
инженер-геотехнолог Инновационного центра, НГМК

Ammoniy perrenatdan metall reniyini vodorod bilan tiklash jarayonlari ko'rib chiqildi. Shu maqsadda, Labora-metall reniyini tiklashning termal va plazmokimyoviy jarayonlarini amalga oshirishga imkon beruvchi tor o'rnatish yaratildi. O'rnatish plazma hosil qilish uchun o'rnatilgan elektrodlar bilan quvvurli pechdir. Haroratni to'g'ri sozlash bilan kom-natnadan 1000°Cgacha bo'lgan harorat oralig'i. Ammoniy perrenatning metall reniyga aylanishi 100% ga teng bo'lgan shartlar topilgan, reniyning tozaligi esa 99,97% edi.

Tayanch iboralar: metall reniy, ammoniy perrenat, vodorod yangilanishi, plazma, plazmokimyo, ionlanish darajasi, kimyoviy faoliyat, reaksiya.

Рассмотрены процессы водородного восстановления металлического рения из перрената аммония. Для этой цели создана лабораторная установка, позволяющая проводить как термический, так и плазмохимический процессы восстановления металлического рения. Установка представляет собой трубчатую печь со встроенными электродами для формирования плазмы. Температурный диапазон от комнатной до 1000 °C с плавной регулировкой температуры. Найдены условия, где конверсия перрената аммония в металлический рений достигает 100%, чистота рения при этом составил 99,97%.

Ключевые слова: рений металлический, перренат аммония, водородное восстановление, плазма, плазмохимия, степень ионизации, химическая активность, реакция.

В низкотемпературной плазме реализуются неравновесные процессы, которые практически не существуют и неизвестны в традиционной химии. Они играют все возрастающую роль в плазмохимической промышленной технологии и, в частности, позволяют получать твердые вещества с необычной структурой и уникальными свойствами (например, ультрадисперсные порошки с заданной формой или пленки с однородно распределёнными наночастицами в объеме) [1]. Роль плазмы при восстановительных процессах с участием водорода важна еще с той точки зрения, что атомарный и возбужденный водород намного эффективнее, чем молекулярный водород при восстановлении из стабильных оксидов или других соединений. В дополнение к атомным и ионным частицам плазма также содержит колебательно-возбужденные молекулы. Молекулярно-возбужденные молекулы играют существенную и чрезвычайно важную роль в физике плазмы и химии молекулярных газов [2]. Для лучшего понимания особенностей плазмохимических процессов и разработки принципиально новых технологических и экономически эффективных методов получения химических продуктов, создания новых материалов со специфическими свойствами в настоящей работе рассмотрены физико-химические процессы, протекающие в плазме при восстановлении металлического рения из перрената аммония. Для изучения

процессов водородного восстановления рения из перрената аммония создана лабораторная установка, позволяющая проводить как термический, так и плазмохимический процессы восстановления металлического рения. Схема установки представлена на рис. 1. Установка также позволяет проводить процессы как при избыточном давлении водорода или его смесей, так и при разреженной среде водорода. В последнем случае будет задействован вакуумный насос.

Конструкция трубчатой печи имеет следующие возможности:

- подача газов или их смесей (2 канала);
- контроль температуры в непосредственно в поддоне в рабочей зоне;
- создание вакуума;
- ввод электродов для генерации плазмы;
- плавное изменение температуры до 950 °C;
- визуализация процессов через смотровое окно;
- оценка целесообразности замкнутой линии водорода;
- оценка потерь обрабатываемого материала.

Кроме того, лабораторная установка имеет возможность дозированной подачи газов или их смесей, для чего приспособлены 2 поплавковых ротаметров и на их основе создана система дозированной подачи газов.

Таблица 1

Сравнение термического плазмохимического процессов

Способ восстановления	Температура восстановления, °C	Продолжительность процесса*	Конверсия, %	Выход продукта от стехиометрического содержания, %	Чистота рения, %
Термический	850	490	100	>95	>99,97
Плазмо-химический	400	130	100	>95	>99,95

В качестве исходного материала использовался перренат аммония марки AP-0, производства РУ-5, НГМК.

Плазма создавалась путем подачи мощности высокочастотного генератора 50 кГц на пластины, расположенные параллельно в реакционной зоне реактора. Расстояние между пластинами составило до 30 мм, причем на поверхность нижней пластины загружается лодочка с перренатом аммония.

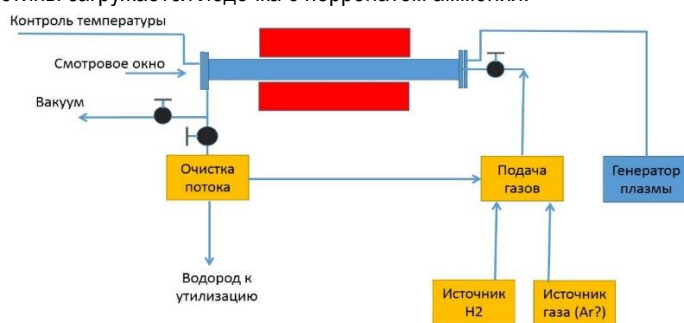


Рис. 1. Схема лабораторной установки

Проводились исследования спектра излучения в диапазоне 200-900 нм методом эмиссионной спектроскопии с монохроматором Jobin Yvon FHR 640. Изучение спектрального состава осуществлено без загрузки в камеру перрената аммония, с подачей в реактор только водорода с чистотой 99,9995% из генератора водорода. Интенсивность плазмы контролировалась по линии излучения молекулярного H_2 (752,4 нм) и атомарного H (656,2 нм) серии Бальмера - через смотровое окно реактора.

На рис. 2 представлена зависимость интенсивности излучения водородной плазмы по линии излучения молекулярного H_2 (752,4 нм) от мощности ВЧ генератора при давлениях водорода в реакторе 5 и 10 мбар. Как видно из рисунка, зависимость интенсивности излучения водородной плазмы от мощности имеет линейный характер и с изменением давления водорода в камере линейность зависимости сохраняется. Хотя с увеличением давления водорода характер зависимости сохраняется, но её крутизна уменьшается, что объясняется с уменьшением длины свободного пробега электронов.

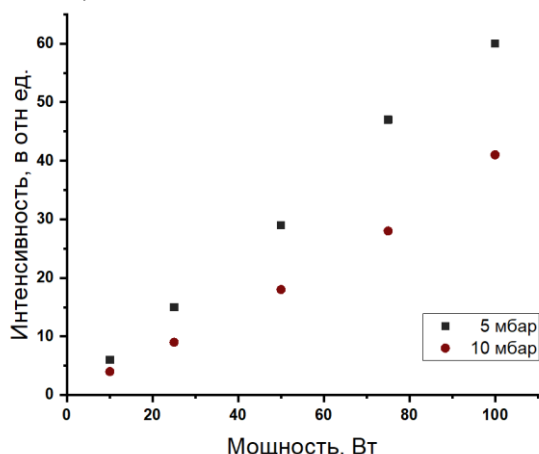
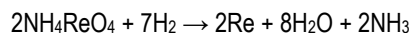


Рис. 2. Зависимость интенсивности излучения водородной плазмы от мощности ВЧ генератора

Для сравнительного изучения термического и плазменного процессов восстановления рения сначала было проведен термический процесс в следующих условиях: вес перренат аммония 50 г; температура 320°C и 850°C, продолжительность процесса 120 мин и 100 мин для первой и второй стадий, соответственно. Восстановление металлического рения из перрената аммония термическим способом обычно происходит по следующей общей схеме:



где, продукты реакции удалялись избыточным потоком водорода. Процесс проводили при давлении 1 бар, скорость потока составила 2 л в мин.

Восстановление металлического рения из перрената аммония в водородной плазме проводили в следующих условиях: вес перренат аммония 50 г; температура 400°C, скорость нагрева 40°C в мин, продолжительность процесса 60 мин, давление 10 мбар, скорость потока водорода 400 мл в мин. Интенсивность плазмы контролировалась по линии излучения атомарного H (656,2 нм). Характер изменения интенсивности излучения плазмы во время проведения восстановительного процесса иллюстрирован на рис.3. По истечении 1-2 мин после подачи водорода и генерации плазмы наблюдается снижение интенсивности излучения плазмы, которое продолжается до 6 минуты процесса, затем излучение с некоторыми флуктуациями стабилизируется до 24 минуты процесса, далее начинает увеличиваться вплоть до 28 минуты, приближаясь по уровню сигнала исходной интенсивности излучения. Можно смело предположить, что причиной изменения интенсивности излучения плазмы является появление дополнительных компонент в плазменной среде из продуктов реакции восстановления. Причем эти добавки, возможно, приводят к изменению параметров электронной компоненты плазмы в условиях нарушения баланса процессов рождения и гибели заряженных частиц. На основе этого предположения следует также ожидать, что причиной восстановления исходного значения интенсивности плазмы свидетельствует о завершении процесса восстановления. Это хорошо согласуется с выводами авторов [3-5]. Как видим, оптико-эмиссионная спектроскопия может служить хорошим инструментом контроля за ходом плазмохимического процесса.

Анализ продуктов, полученных после передела перрената аммония в металлический рений в ходе исследований, проводили с помощью методов Рентгеновской дифракции на Shimadzu XRD-6100 и Оптико-эмиссионной спектроскопии с индуктивно-связанной плазмой (ИСП ОЭС) на AGILENT 710.

С целью контроля окончания процесса восстановления образцы также исследовались с помощью Рамановской спектроскопии на приборе inVia Raman Renishaw.

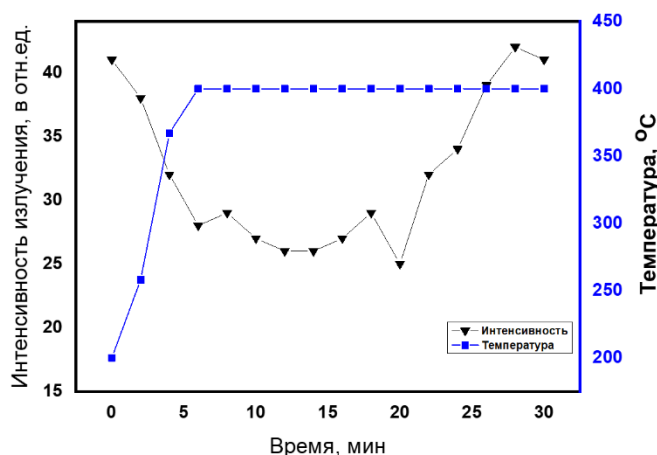


Рис. 3. Характер изменения интенсивности излучения плазмы во время восстановления металлического рения из перрената аммония в водородной плазме.

Пробы для анализа на Рентгеновском дифрактометре XRD-6100 подготавливались в виде таблеток путем прессования порошкообразного материала. На рис. 4 представлена рентгеновская дифрактограмма образца металлического рения, полученного с применением плазмы металлическому рению.

Никакие другие пики, характеризующие примесные атомы в пределах чувствительности метода не обнаружены.

Более детально образцы исследовались методом рамановской спектроскопии. Ниже на рис. 5-6 представлены раман спектры перрената аммония (для сравнения) и восстановленного образца, которые при сравнении показывают исчезновение характерных пиков перрената аммония, что подтверждает полное восстановления металлического рения из перрената аммония. Некоторые "шумовые" пики на спектрах характеризуются пост процессным окислением поверхностей тонких порошков металлического рения. Отсутствие подобного шума на спектрах рентгеновской дифракции подтверждает этот факт.

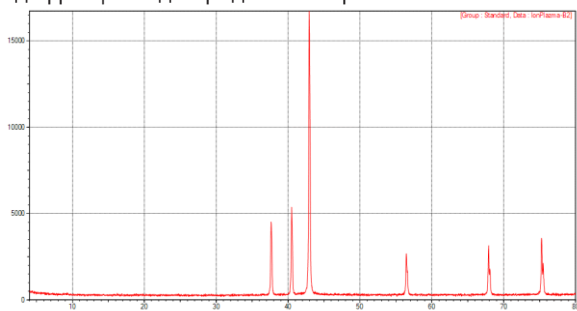


Рис. 4. Дифрактограмма таблетированного образца металлического рения

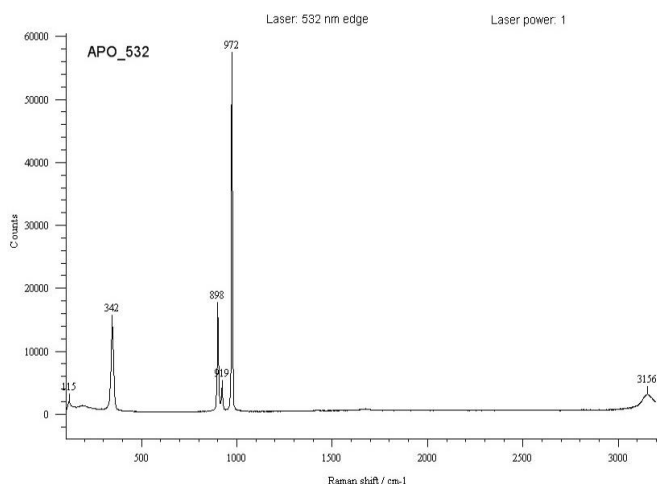


Рис. 5. Раман спектр перрената аммония.

Элементный состав полученных образцов изучен с помощью метода ИСП ОЭС. Результаты анализа контрольного образца, полученного с применением сверхчистого водорода в исключительно термическом режиме содержит сравнительно меньше примесей.

Более заметными примесями являются Rb - 55 ppm, Sb - 29 ppm, Bi - 10 ppm, S - 5 ppm, остальные примеси менее заметны и находятся намного ниже уровня, регламентируемого ТУ 48-4-195-87. Содержание рения в данном образце определяется как 99,98%,

что ближе к марке Ре-1. Что касается образцов S1-S6, восстановленных сверхчистым водородом в присутствии плазмы, здесь заметны такие примеси, как Rb - 168,2 ppm, Sb - 54,8 ppm, P - 23,3 ppm, Te - 9,5 ppm, Au - 18,1 ppm, Pt - 13,7 ppm, S - 6,4 ppm. Содержание рения в данных образцах определяется от 99,95 до 99,96%, что также ближе к марке Ре-1.

Результаты представлены в таблице.

* - продолжительность процесса включает время от загрузки сырья до выгрузки продукта из реактора.

Результаты показывают, что при сопоставимых показателях выхода продукта плазмохимический процесс является более эффективным, поскольку данный способ реализуется в более низких температурах за более короткие временные промежутки.

Как видим, дифрактограмма, представленная на рис. 4 содержит только пики, соответствующие по базе только

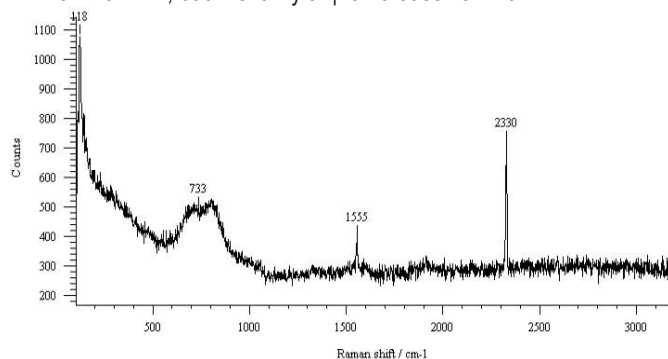


Рис. 6. Раман спектр образца металлического рения

В частности, водородная плазма не только обеспечивает улучшенные условия восстановления, но также обеспечивает высокую температуру плазмы для интенсификации процессов восстановления, тем самым обеспечивая возможность проведения процессов в одной стадии, которые, в свою очередь, делают металлургическое оборудование меньшим по размеру, чем традиционные оборудования. Полученные результаты показывают, что плазма способствует более эффективному протеканию процесса восстановления рения из перрената аммония. Причем это приводит к заметному увеличению производительности процесса, снижению энергопотребления и расхода водорода. Детальный анализ процессов восстановления рения термическим способом и с применением плазмы показывает, что применение плазмы позволяет снизить расходы на единицу продукта электроэнергии - в два раза, водорода - до трех раз. Общую производительность установки можно увеличить на 60-100% также за счет увеличения толщины слоя загрузки перрената аммония. При этом заметных изменений гранулометрического состава металлического рения не обнаруживаются, видимо гранулометрический состав определяется в большей степени характеристиками исходного порошка перрената аммония.

Библиографический список:

1. F. Djurabekova et al. /Fundamental processes of radiation modification of semiconductor nanostructures/ Phys. Status Solidi C 10, No. 4, 685-688 (2013) / DOI 10.1002/pssc.201200751
2. Fridman A., Kennedy L (2004) Plasma physics and engineering. Taylor and Francis, NY
3. Gomez-Alexandre C, Sanchez O., Castro A., Albella J.M. Optical Emission Characterization of CH₄ + H₂ Discharges for Diamond Deposition // J. Appl. Phys. 1993. V. 74. pp. 3752.
4. Лебедев Ю.А., Солдатова И.В., Холодкевич О.И. Спектроскопия метансодержащей водородной плазмы СВЧ-разряда // Прикладная физика. 1994. Вып. 4. С. 11.
5. Ю. А. Лебедев, И. В. Солдатова, И. Л. Эпштейн, О. И. Холодкевич, Резонаторный СВЧ-разряд в смеси водорода с метаном, ТВТ, 1998, том 36, выпуск 1, С. 5-12

УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗДЕЛЕНИЯ МЫШЬЯКА ОТ ЖЕЛЕЗА ИЗ КИСЛЫХ РАСТВОРОВ, ОБРАЗУЮЩИХСЯ ПРИ БИОВЫЩЕЛАЧИВАНИИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО ФЛОТОКОНЦЕНТРАТА



Санакулов У.К.,
доктор PhD



Тажибаев Д.Ю.,
заведующей лабораторией
института ядерной физики АН РУз

Maqolada yangi ud-19 reagentini ishlatib, arsenikni temirdan tanlab ajratish bo'yicha tadqiqotlar natijalari keltirilgan. Temirni arsenikdan ajratish, ishlab chiqarishning haqiqiy echimlari bo'yicha katta hajmdagi tadqiqot va analitik ishlarni olib borish, temirni atrof-muhitga ta'sir qilmaydigan kichik energiya va moddiy xarajatlarda qazib olishni ta'minlaydigan yangi ajratish texnologik sxemasini ishlab chiqishga imkon berdi.

Tayanch iboralar: temir, arsenik, bio-to'yintirish, flotokonsentrat, kislotali eritmalar, ishlab chiqarish chiqindilari.

В статье представлены результаты исследований по селективному разделению мышьяка от железа с применением нового реагента УД-19. Проведение большого объема исследовательских и аналитических работ по разделению железа от мышьяка, на реальных растворах производства, позволило разработать новую технологическую схему разделения, обеспечивающую извлечение железа при малых энергетических и материальных затратах, не влияющих на окружающую среду.

Ключевые слова: железа, мышьяк, биовыщелачивания, флотоконцентрат, кислые растворы, отходы производства.

В ходе технологической операции биовыщелачивания золотосульфидного флотоконцентрата образуются кислые растворы, содержащие железо, серу, мышьяк и другие металлы. Данные растворы нейтрализуются известняком (CaCO_3) и сбрасываются в хвостохранилище. При нейтрализации в основном образуются два вещества: гидроокись железа и гипс, которые содержат серу, железо и мышьяк, другие тяжелые металлы (медь, никель, кобальт и др.). Каждый из этих веществ в отдельности является полезным. Гидроокись железа является источником получения пигментов для красок, при необходимости ее (гидроокись железа) можно использовать для получения железа (чугуна, стали). Гипс очень востребован в строительстве [1-3].

В связи с этим переработка образовавшихся при биовыщелачивании сбросных кислых растворов с получением отдельных полезных веществ является весьма актуальной задачей. Однако при проведении исследований выяснилось, что вместе с железом осаждается и мышьяк, который находится в исходных растворах. Поэтому главной проблемой использования ценных компонентов из отходов Гидрометаллургического завода №3 Навоийского горно-металлургического комбината (далее ГМЗ-3), является значительное количество мышьяка, вредного для основной части промышленных производств. Ранее проведенными исследованиями рассмотрена возможность переработки сбросных кислых растворов ГМЗ-3 для получения полезных продуктов из серы и железа, и исключения из процесса нейтрализации применения известняка с очисткой данных продуктов от мышьяка.

В результате исследований разработана технология получения из растворенной серы – сульфата аммония, из растворенного железа - гидроокиси железа, а мышьяк в виде труднорастворимого минерала скородита сбрасывается в хвостохранилище. В настоящее время нами, за разработанную технологию, получен патент [4]. Рекомендована технологическая схема извлечения железа, включающая осаждение железа и мышьяка из кислых стоков аммиачной водой и удаление мышьяка из остатка раствором едким натром. Хотя разработанный способ переработки

кислых сбросных растворов процесса биовыщелачивания для получения железа является коммерчески выгодной технологической схемой, проводились исследования по пути удешевления схемы. В данной работе приводятся результаты исследований по селективному разделению мышьяка от железа с применением нового реагента УД-19. Проведение большого объема исследовательских и аналитических работ по разделению железа от мышьяка, на реальных растворах производства, позволило разработать новую технологическую схему разделения, обеспечивающую извлечение железа при малых энергетических и материальных затратах, безопасность химических процессов, не влияющих на окружающую среду.

Таблица 1

Осаждение мышьяка из кислых растворов реагентом УД-19

№ п.п.	Содержание $\text{As}_{\text{общ}}$ в растворе, мг/л	pH	Расход УД-19, мл
Исходная проба	1742	1,4	-
2	1373	1,5	20
3	1384	1,7	50
4	2300	3,1	70
5	441	4,0	100
6	125	6,3	120
7	635	6,4	150
8	717	6,9	200

При выборе метода и технологической схемы процесса очистки, преимущественно рассматривался метод осаждения мышьяка из железосодержащих кислых растворов.

Кислые отходы процесса биоокисления ГМЗ-3 в зависимости от состава сырья имеют pH=1,2 и концентрацию ионов $[\text{Fe}^{2+}]=1,2$ г/л, $[\text{Fe}^{3+}]=25$ г/л, $[\text{As}^{3+}]=0,2$ г/л, $[\text{As}^{5+}]=5,5$ г/л, $[\text{SO}_4^{2-}]=71$ г/л.

При разработке технологии очистки от мышьяка железосодержащих кислых отходов процесса биоокисления ГМЗ-3 в производственных условиях, были выбраны следующие этапы:

Первый этап включает обработку сернокислых отходов процесса биовыщелачивания реагентом УД-19 для осаждения мышьяка из кислого раствора. При этом железо остается в кислом растворе. Эксперимент проведен на семи параллельных пробах. Результаты приведены в табл. 1, где также представлен расход реагента УД-19 на один литр кислого отхода процесса биовыщелачивания. При проведении лабораторных испытаний в большом объеме на кислых растворах процесса биоокисления ГМЗ-3 реагентом УД-19 определено, что при pH=6,1 осаждение мышьяка происходит в максимальном количестве. Видимо реагент УД-19 хорошо выщелачивается при pH=6,1 и это подтверждено рентгено-радиометрическим анализом. Результаты рентгено-радиометрического анализа проб приведены в табл. 2.

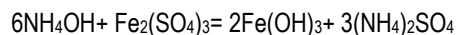
Таблица 2

Результаты рентгено-радиометрического анализа

№	Наименования	Ед. изм.	As	Fe
1	Исходная проба	г/л	5,8	26
2	Осадок после обработки реагентом УД-19	%	5,8	5
3	Фильтрат после обработки реагентом УД-19	г/л	-	19

Второй этап включает обработку слабокислого раствора (фильтрата) аммиаком (25%) для осаждения железа.

В процессе обработки слабокислого раствора аммиаком, железо осаждается в виде гидроксида:



После осаждения железа, осадок сушили, нагревали при 800°C и провели повторный химический анализ, при этом не было обнаружено мышьяка в оксиде железа. Отсюда видно, что железо можно разделить двухступенчатой обработкой сернокислотного раствора процесса биовыщелачивания с применением реагента УД-19, которая кроме удешевления значительно упрощает схему для его внедрения.

Таким образом, разработана упрощенная схема разделения мышьяка от железа из сернокислых отходов процесса биоокисления ГМЗ-3. Разработанный метод основывался на осаждение мышьяка новым реагентом УД-19 в сернокислотном растворе, увеличивая рентабельность и экономичность процесса.

По результатам проведенных исследований можно сделать следующие выводы:

1. Применение нового реагента УД-19 обеспечивает селективное разделение мышьяка от железа из сернокислых отходов биовыщелачивания золотосодержащего флотоконцентрата;
2. На основе полученных результатов разработана упрощенная схема получения гидроксида железа в виде товарного продукта;
3. Разработанная схема основывается на низких энергетических и материальных затратах, увеличивая рентабельность процесса;
4. Вследствие переработки кислых отходов согласно предложенной схемы уменьшаются объемы промышленных отходов;
5. Разработанный способ позволяет утилизировать мышьяк в безопасном виде с решением экологических проблем.

«GORNII VESTNIK UZBEKISTANA», 2021, № 1 (84) pp 111-112

IMPROVEMENT OF THE TECHNOLOGY FOR THE SEPARATION OF ARSENIC FROM IRON FROM ACIDIC SOLUTIONS FORMED DURING THE BIOLEACHING OF GOLD-CONTAINING FLOTATION CONCENTRATE

Sanakulov U.K., Doctor PhD,

Tazhibayev D.Yu., Head of the Laboratory

Institute of Nuclear Physics of the Academy of Sciences of the Republic of Uzbekistan, Tashkent, Uzbekistan

Abstract

The article presents the results of studies on the selective separation of arsenic from iron using a new reagent UD-19. Carrying out a large amount of research and analytical work on the separation of iron from arsenic, on real production solutions, allowed us to develop a new technological separation scheme that ensures the extraction of iron at low energy and material costs that do not affect the environment.

Key words: iron, arsenic, bio-leaching, flotation concentrate, acid solutions, production waste.

References

1. Sanakulov K.S., Mukhiddinov B.F., Khasanov A.S. Chemical elements: properties, preparation, application Tashkent: Muharrir nashriyoti, 2019 - 508 p.
2. Fokina S.B. Review of methods for cleaning arsenic-containing wastewater from metallurgical industries // Gorniy informatsionno-analiticheskiy bulletin. - 2012. - No. 2. - pp. 406-409.
3. Bulaev A.G., Melamud V.S., Vorobyova K.S., etc. Biooxidation of sulfide arsenic-containing concentrates // Scientific bases and practice of processing ores and technogenic raw materials: materials of the XXIII International Scientific and Technical Conference. Yekaterinburg. - 2018. - pp. 228-232.
4. Sanakulov U.K., Tadjibaev D.Yu. A method for processing acid waste solutions of the process of bio-oxidation of sulfide flotation concentrates // Patent for the invention of the Republic of Uzbekistan No. FAP 05376. 2018.

УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗДЕЛЕНИЯ МЫШЬЯКА ОТ ЖЕЛЕЗА ИЗ КИСЛЫХ РАСТВОРОВ, ОБРАЗУЮЩИХСЯ ПРИ БИОВЫЩЕЛАЧИВАНИИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО ФЛОТОКОНЦЕНТРАТА



Рузиев Н.Р.,
Начальник департамента
НГМК, к.т.н., доцент

Maqolada faqat texnogen chiqindilar (fosfogips, mis ishlab chiqarish, ohaktosh trivya qayta ishlangan shlaklari) xom-ashyo aralashmasining tarkibiy qismlari sifatida ishlatiladigan 1150-1600°C da sulfozhelezisty klinkerlarni sintez qilish va ularning asosida sement xususiyatlarini o'rganish bo'yicha tadqiqotlar natijalari keltirilgan.

Tayanch iboralar: klinker, fosfogips, texnogen chiqindilar, tsement, cūruf, yuqori reaktiv xomashyo aralashmalari, energiya tejovchi texnologiyalar

В статье приведены результаты исследований по синтезу сульфожелезистых клинкеров при 1150-1200°C с использованием в качестве компонентов сырьевой смеси только техногенных отходов (фосфогипса, переработанных шлаков медеплавильного производства, известняковой мелочи) и изучению свойств цементов на их основе.

Ключевые слова: клинкер, фосфогипс, техногенные отходы, цемент, шлак, высокореакционные сырьевые смеси, энергосберегающие технологии

Широкий размах промышленного и гражданского строительства в Республике Узбекистан, существенные различия условий их эксплуатации требует создание все новых видов вяжущих материалов с особыми техническими свойствами и разнообразие используемых строительных материалов и конструкций. При этом особое внимание необходимо уделить разработке и внедрению энергосберегающих технологий производства цементов и цементных композиционных материалов со специальными свойствами и пониженной себестоимостью. Решение этих задач приобретает особую важность еще и тем, что существующий на сегодня льготный уровень цен на топливно-энергетические ресурсы (ТЭР) с углублением рыночных отношений непрерывно растет, что отражается в себестоимости строительной продукции, особенно цемента. В настоящее время, после резкого роста цен на ТЭР, затраты на них в себестоимости цемента на цементных предприятиях достигают 60% и более [1]. В связи с этим, особую народнохозяйственную значимость приобретает снижение затрат ТЭР на единицу продукции при производстве цемента, что диктует необходимость разработки и внедрения прогрессивных энергосберегающих технологий и составов цемента с масштабным вовлечением в технологический процесс техногенных сырьевых ресурсов, использование которых позволяет экономить природное сырье и улучшить охрану окружающей среды. Решение этих проблем соответствует основным целям развития и прогресса страны в плане локализации промышленного производства и мерам, направленным на преодоления мирового финансово-экономического кризиса в условиях Узбекистана.

Одним из рациональных вариантов энергосбережения при производстве цемента является формирование высокореакционных сырьевых смесей, способных вступать в химическое взаимодействие при более низких температурах обжига, чем портландцементные сырьевые смеси. К числу таких смесей относятся сульфатсодержащие сырьевые смеси, обеспечивающие низкотемпературный синтез клинкера при температуре, значительно ниже, чем температура обжига традиционного клинкера [2]. Наличие сульфатсодержащего компонента в сырьевой смеси способствует при обжиге внедрению ионов SO_4 в структуру C_3A и C_4AF , что за счет образования дефектности в структуре и кристаллизации их низкотемпературных сульфатсодержащих аналогов при более низких температурах приводит к изменению свойств клинкеров и цементов на их основе. В этом плане особый интерес вызывают сульфоферрит содержащие (САФ) клинкеры, основу которых составляют силикаты и твердые растворы сульфоалюмината и сульфоферрита кальция, цементы из которых обладают рядом

специальных свойств, таких как высокая атмосферо-, морозо- и сульфатостойкость, способность при твердении расширяться и самонапрягаться. При синтезе САФ клинкеров в качестве компонентов сырьевой смеси, наряду с природными материалами, могут быть использованы также карбонат-, сульфат- и железосодержащие отходы производств, высокая дисперсность которых обеспечивает снижение производственных затрат, связанных с добычей, дроблением и помолем сырьевых материалов. К числу таких отходов, в первую очередь, можно отнести отход сернокислотного разложения природных фосфоритов – фосфогипса, образующегося при производстве фосфорных удобрений в ОАО «Аммофос-Максам», а также отвалы и переработанные шлаки медеплавильного производства АО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат», запасы которых в отвалах достигли более 60 млн.т и 15 млн.т. соответственно и вопрос их утилизации с получением полезной строительной продукции является одним из приоритетных направлений развития промышленности строительных материалов Республики Узбекистан.

Фосфогипс Алмалыкского АО «Аммофос-Максам» представлен легкокомкующимся дисперсным материалом с насыпной плотностью 2,2 кг/см³, насыпной массой 0,5 – 1,02 г/см³, состоит в основном из двухводного гипса с примесью кремнезема, пятиоксида фосфора, фтора и некоторого количества полутонных оксидов (табл. 1).

Известняковая мелочь, образуется как отсев известняка дробильно-сортировочного отделения, направляемого во вращающуюся печь для обжига извести на известковом заводе АО «Алмалыкский горно-металлургический» комбинат и представлена фракцией отсева дробленного известняка Ахангаранского месторождения в виде щебня размером частиц от 0,1 до 100-120 мм. Гранулометрический состав известняковой мелочи представлен фракциями зерен размерами (%): 10-15 мм – 10%; менее 9, более 3 мм – 58%; более 1 – менее 3 мм – 19%; менее 1 - 3%. Зерна известняковой гальки плотные, объемная масса их составляет 2460-2700 кг/м³, удельный вес – 2,75 г/см³, влажность – 4,8%. Основным составляющим известняковой мелочи является карбонат кальция, присутствуют алюмосиликаты, магниевые и железистые соединения с включениями сульфатов, примеси калиевых и натриевых соединений (табл. 1).

Отход переработки шлаков медеплавильного производства АО «Алмалыкский ГМК, используемый в качестве одного из основных компонентов сульфоалюможелезистой сырьевой смеси, представляет собой сыпучий порошкообразный материал черного цвета, минеральную часть которого составляет в основном алюмосиликаты и ферроалюмосиликаты кальция.

Он образуется в процессе доизвлечения меди и других цветных и редких металлов из высокожелезистых шлаков медеплавильного производства, содержит повышенное количество силикатов железа - FeSiO_4 и $2[(\text{Fe}_{0,04}\text{Mg}_{0,06})\text{O}_x\text{SiO}_2]$, дифрактограмма шлака обнаруживает сильные отражения - Fe_2O_3 при $d/n=0,296$; 0,252; 0,240; 0,209; 0,148 нм и FeSiO_4 с $d/n=0,396$; 0,355; 0,282; 0,262; 0,256; 0,249; 0,230; 0,177; 0,162; 0,161; 0,152; 0,151 нм, причем последний содержит в виде включений ионы Mg^{2+} , Ca^{2+} и др. После прокалывания выделяющийся при разложении силиката кальция кремнезем находится в высокодисперсном рентгеноаморфном состоянии, а железистые соединения присутствуют в виде Fe_2O_3 , что позволяет прогнозировать высокую реакционную способность шлака при его использовании в качестве компонента сульфожелезистой сырьевой смеси.

В процессе обжига указанного отхода в диапазоне 600-1000 °С происходят некоторые изменения его фазового состава, т.е. закись железа переходит в оксид железа и силикат железа распадается на Fe_2O_3 и SiO_2 , для которых на дифрактограммах характерны отражения при $d/n=0,366$; 0,349; 0,268; 0,251; 0,219; 0,184; 0,167; 0,160; 0,159; 0,148; 0,144 нм и $d/n=0,407$ нм соответственно. Следовательно, при высоких температурах с одной стороны Fe_2O_3 переходит в Fe_2O_3 , а с другой – ионы Fe^{2+} в Fe_2SiO_4 окисляются до Fe^{3+} , в результате силикаты железа разлагаются с выделением кремнезема, в основном, в виде стеклофазы, которая при использовании шлаков в качестве компонентов сульфожелезистой сырьевой смеси способствует раннему появлению силикатного расплава, необходимого для образования силикатов кальция.

Таблица 1.

Химический состав исходных материалов

Наименование материала	Содержание оксидов, %										
	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	R_2O	P_2O_5	SO_3	п.п.п.	Пр.	Σ
Фосфогипс	15,19	1,09	0,62	27,4	1,05	-	1,30	38,9	13,1		
Известняковая мелочь	6,58	2,50	1,15	50,49	0,80	0,36	-	0,33	39,5		
Переработанный шлак МПЗ	36,45	7,68	48,07	2,76	02,29	2,01	-	0,92	0,1	1,22	

Химический анализ исходных компонентов выполнен по ГОСТ 5382-91 «Цементы и материалы цементного производства. Методы химического анализа». Расчет состава сульфожелезистых сырьевых композиций и определение минералогического состава клинкеров на их основе производили по методике, разработанной Т.А. Атакузиевым [2], задавая значения коэффициента насыщения КН и сульфосиликатного модуля n_s . Для изучения реакционной способности новых сырьевых шихт и нахождения оптимальной температуры обжига клинкера они обжигались при температурах 800, 900, 1000, 1100, 1150, 1200, 1250, 1300, 1350 °С. Обжиг опытных сырьевых смесей производили в лабораторной силитовой печи с экспозицией 1 час. Фазовый состав продуктов обжига устанавливали рентгенофазовым методом анализа на установке «ДРОН-2», физико-механические свойства клинкеров и цементов проводили по ГОСТ 310.1-310.3-76; ГОСТ 310.4-81 «Цементы. Методы испытания».

Для синтеза САЖ клинкеров расчет сырьевой композиции на основе отсева дробленого известняка – отхода известкового завода ОАО «Алмалыкский ГМК», фосфогипса Алмалыкского АО «Аммофос» и отхода переработки шлаков медеплавильного производства АО «Алмалыкский ГМК» выполнили при КН=0,667 и 0,80; $n_s=1,0,1,5, 2,0$. При этом содержание отхода переработки шлаков МП в сырьевых композициях составило от 9,6 до 17,6%, фосфогипса – от 25,63 до 42,16%, отсева дробленого известняка – от 48,2 до 57,21% (табл. 2). В зависимости от значений КН и n_s содержание минералов САЖ клинкеров находится в пределах, приведенных в табл. 3. Реакционная способность новых САЖ сырьевых композиций изучалась в температурном интервале 800-1250 °С с экспозицией через каждые 100 °С. При этом установлено интенсивное прохождение реакций взаимодействия компонентов сырьевой шихты с полным усвоением свободного кальция, образованием сульфоминералов и завершением процесса клинкерообразования на низкотемпературной стадии.

Дифрактограмма продуктов обжига сульфожелезистой шихты, рассчитанной при КН=0,667 и $n_s=1,0$ при 1100 °С обнаруживает дифракционные отражения основных клинкерных минералов и промежуточных соединений. Фазовый состав клинкера включают всю гамму силикат-, железо-, алюминий и сульфатсодержащих фаз устойчивых и неустойчивых форм: сульфосиликата кальция $\text{C}_5\text{S}_2\text{S}$ ($d/n=0,462$; 0,409; 0,334; 0,297; 0,285; 0,186 нм), сульфоалюмината кальция $\text{C}_4\text{A}_3\text{S}$ ($d/n=0,410$; 0,370; 0,215; 0,164 нм), несвязанного

сульфата кальция CS $d/n=0,349$; 0,334; 0,309; 0,297; 0,285; 0,186 нм, сульфогеррита кальция $\text{C}_4\text{F}_3\text{S}$ ($d/n=0,268$; 0,254; 0,246; 0,225; 0,184 нм), и свободного CaO при $d/n=0,239$; 0,240; 0,169 нм (рис. 1). Наличие на дифрактограммах отражений CaO свидетельствует о незавершенности процесса минералообразования.

Таблица 2.

Соотношение ингредиентов в составе САЖ сырьевых смесей

КН	n_s	Содержание компонентов смеси, %		
		ОПШ МПЗ	Фосфогипс	Известняковая мелочь
0,667	1,0	17,16	25,63	57,21
	1,5	14,54	33,16	52,30
	2,0	9,9	51,1	39,0
0,80	1,0	14,81	26,92	58,27
	1,5	10,85	40,82	48,33
	2,0	9,6	42,16	48,24

Таблица 3.

Минералогический состав САЖ клинкеров на основе отходов переработки шлаков МПЗ и фосфогипса

КН	n_s	Содержание минералов, %			
		$\text{C}_4\text{A}_3\text{S}$	$\text{C}_4\text{F}_3\text{S}$	$\text{C}_5\text{S}_2\text{S} + \text{C}_2\text{S}$	$\text{C}\text{S}_{\text{изб}}$
0,667	1,0	8,17	20,23	78,40	-
	1,5	7,26	17,39	76,96	3,88
	2,0	5,83	11,67	74,04	19,69
0,80	1,0	4,00	18,00	76,00	-
	1,5	6,28	12,68	71,08	11,9
	2,0	6,32	11,88	72,72	13,07

Об этом говорит также появление на дифрактограммах межплоскостных линий двухвалентного феррита C_2F при $d/n=0,736$; 0,531; 0,273; 0,270; 0,268; 0,157 нм достаточно высокой интенсивности и малоинтенсивных линий маенита C_{12}A_7 при $d/n=0,492$ нм. Сильное усиление интенсивности основных линий C_2F при $d/n=0,273$; 0,270; 0,268 происходит из-за того, что на них накладываются линии $\text{C}_4\text{F}_3\text{S}$. В то же время при $d/n=0,263$ нм дают отражение также и кристаллы $\text{C}_4\text{A}_3\text{S}$, следовательно, усиление интенсивности этой линии происходит за счет того, что накладываются

друг на друга линии трех минералов: C_4F_3S , C_4A_3S , C_2F и в результате эта линия смещается к $d/n=0,268$ нм. То же самое можно говорить и об усилении интенсивности некоторых линий CS при $d/n=0,349$, $0,334$ нм за счет наложения на них линий C_5S_2S .

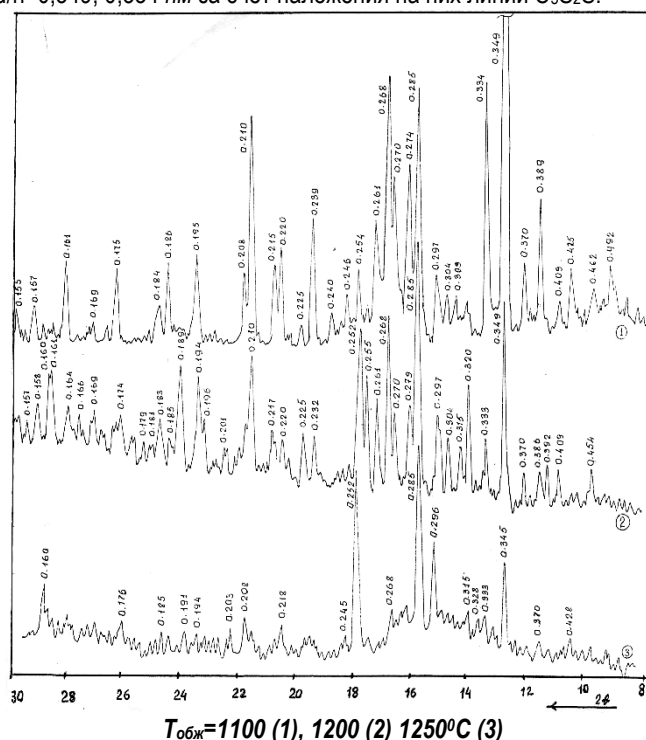


Рис. 1. Дифрактограммы сульфожелезистых клинкеров, синтезированных обжигом сырьевой смеси с $KN=0,667$ и $n_s=1,0$

С повышением температуры обжига картина минералообразования на дифрактограмме претерпевает существенные изменения: уменьшается интенсивность дифракционных отражений CS , CaO , C_2F , что свидетельствует о повышении степени взаимодействия компонентов шихты и образовании устойчивых клинкерных фаз, которые представлены преобладающим сульфоферритно-

сульфосиликатным составом. На дифрактограммах сульфожелезистых клинкеров с $KN=0,80$; $n_s=1,0$; $1,5$; $2,0$, обожженных при $1250^\circ C$, отмечаются интенсивные дифракционные отражения C_4A_3S ($d/n=0,416$; $0,375$; $0,216$; $0,162$ нм), C_4F_3S ($d/n=0,266$; $0,252$; $0,186$ нм), и C_5S_2S при $d/n=0,285$; $0,232$; $0,220$ нм. Данные дифрактограмм позволяют сделать заключение о том, что в отличие от ранее известных сульфоферритных клинкеров, синтезированный продукт обжига представлен сульфоалюминатно-сульфоферритно-сульфосиликатным составом. Эффективный температурный диапазон, обеспечивающий образование трех видов сульфо-минералов и завершения процесса клинкерообразования является $1150-1200^\circ C$. Оптимальная температура синтеза клинкера с $KN=0,667$ и $0,80$ составляет $1150^\circ C$, а $KN=0,90$ и $1,0$ - $1200^\circ C$ [3,4]. Последовательность процесса минералообразования и формирование фазового состава САЖ клинкера в зависимости от значений KN и n_s , подчиняются тем закономерностям, выявленным при обжиге аналогичных сырьевых композиций, содержащих в качестве железосодержащего ингредиента гематитовые руды Чимкурганского месторождения [3, 4]. Фазовый состав синтезированных клинкеров, определенных методом рентгенофазового анализа, подтверждает полное соответствие их фактического минералогического состава расчетным данным. Электронно-микроскопические исследования поверхности скола САЖ клинкера с $KN=0,667$ и $n_s=1,0$, обожженного при $1200 - 1250^\circ C$, позволили установить его микроструктуру, рельеф которого представлен оплавленной массой из мельчайших округлых зерен сульфоферрита кальция, в которой растворены подобные зерна сульфоалюмината и удлиненные с оплавленными краями хаотично расположенные зерна сульфосиликата кальция. Иногда эти зерна расположены блоками, а иногда – по кругу (рис. 2).

Рельеф поверхности скола клинкера с $KN=0,667$; $n_s=1,5$ приобретает более мелкозернистое строение, он представлен высокопористым искусственным конгломератом, в котором основная масса зерен с оплавленной поверхностью не имеют определенную геометрическую форму и они по всей вероятности относятся к C_4F_3S , C_2F и C_5S_2S .

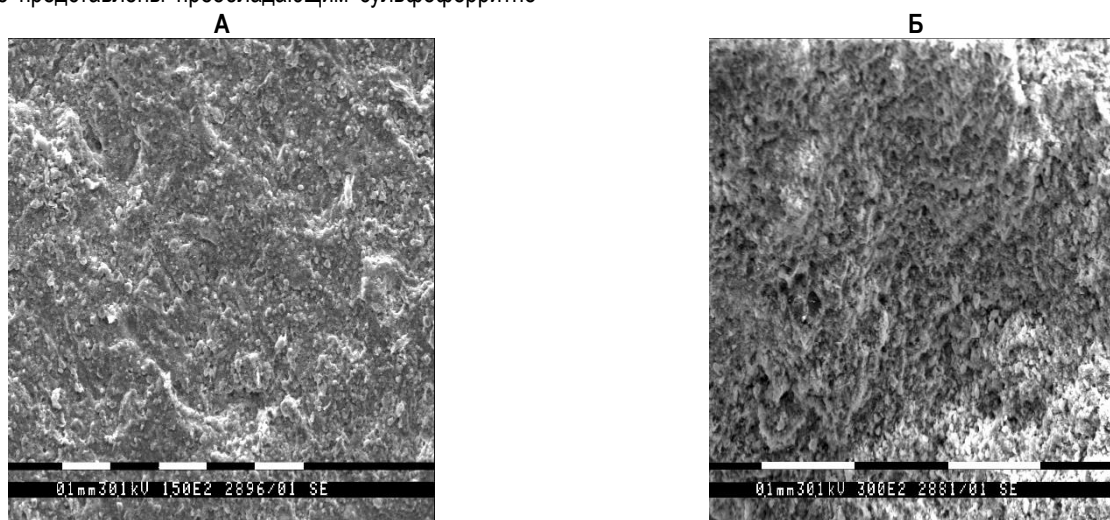


Рис. 2. Микроструктура САЖ клинкера с $KN=0,667$; $n_s=1,0$, синтезированного при $1200^\circ C$ (А) и $1250^\circ C$ (Б)

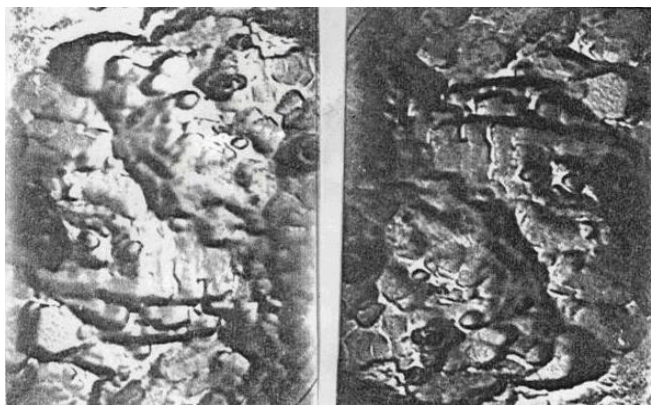


Рис. 3. Электронные микрофотографии с поверхности скола САЖ клинкеров с $KH = 0,667$; $n_s = 1,5$, синтезированных при $1150^\circ C$ (1) и $1200^\circ C$ (2). $\times 1300$

Общая шероховатость рельефа свидетельствует о присутствии множества пор, образованных, видимо, вследствие выделения SO_2 в процессе обжига сульфоалюможелезистой сырьевой шихты в результате частичного разложения C_4F_3S и C_5S_2S на C_2F , C_2S и C_2S , C_2S соответственно (рис. 3). В порах между этими зернами расположены зерна круглой формы, относящиеся, видимо к C_2S и C_4A_3S . Определение физико-механических свойств САЖ цементов на основе синтезированных клинкеров показало, что нормальная плотность цементного теста составила $18,5 \pm 19,4\%$. Начало схватывания цементного теста наступает через $1ч 10 мин \pm 1ч 40 мин$; конец через $2ч 20 мин \pm 2ч 40 мин$ (табл. 4). Установлена зависимость прочности САЖ цементов от значений KH , n_s и продолжительности твердения, показатели которой через 3, 7 и 28 сут на малых образцах-кубиках размером $4 \times 4 \times 4$ см состава 1:0 составляют от 8,6 до 14,1 МПа, от 8,8 до 17,2 МПа, от 8,9 до 20,3 МПа соответственно, причем, при всех значениях KH цементы проявляют относительно низкие показатели прочности при $n_s = 1,0$. Оптимально высокими показателями прочности как в начальные

сроки, так и при более продолжительном твердении, характеризуются САЖ цементы с $n_s = 2,0$, в составе которых присутствует от 14,27 до 15,01% C_2S , необходимого для образования этtringита, ферроэтtringита и гидросульфосиликатов кальция: их прочность через 28 сут в 2 раза выше, чем у цементов $n_s = 1,0$.

Прочность цементов на основе синтезированных клинкеров, определенная в соответствии с ГОСТ 310.4-91 на стандартных образцах-балочках размером $4 \times 4 \times 16$ см состава 1:3, в зависимости от значений KH и n_s , находилась в пределах от 48,8 до 56,2 МПа, что обеспечивает их марку 400-500 с большим запасом прочности.

Разработаны рекомендации по формированию низкотермичных составов сульфожелезистых сырьевых композиций с использованием местных минеральных (известняк, железистая руда) и техногенных (фосфогипс, шлаки медеплавильного производства и отходы их переработки, известняковая мелочь) сырьевых ресурсов и освоению малозэнергоёмкой технологии получения САЖ клинкеров и цементов на их основе. Установлено, что оптимальными значениями задаваемых параметров KH и n_s для приготовления сырьевых композиций являются соответственно 0,667 и 1,5 – 2,0, оптимальной температурой синтеза САЖ клинкеров-1150-1200°C. Отмечено, что повышение температуры обжига сверх этого предела приводит к разложению как C_4F_3S , так C_5S_2S соответственно на C_2F , C_2S и C_2S , C_2S с последующей диссоциацией C_2S на CaO и SO_2 . Выявлено, что независимо от природы железосодержащего компонента сырьевой смеси, прочность САЖ цементов находится в прямой зависимости от значений KH , n_s и температуры сырьевых композиций с $KH=0,667$ и $n_s=1,5-2,0$, проявляют более высокие показатели прочности, чем цементы с $n_s = 1,0$. Показатели их прочности на 35-85% выше, чем у традиционного портландцемента, чему способствует формирование плотной микроструктуры сульфожелезистого композита при твердении новых цементов, гидравлическая которых обеспечивает их марку 400-500. Повышение температуры синтеза САЖ клинкера свыше $1200^\circ C$ приводит к снижению прочностных показателей САЖ цементов независимо от значений KH сырьевых композиций.

Таблица 4.

Физико-механические характеристики сульфоалюможелезистых цементов

Значения		Сроки схватывания час-мин		Предел прочности при сжатии в МПа, через сутки:		
KH	n_s	начало	конец	3	7	28
0,667	1,0	1-10	2-15	8,6	8,8	8,9
	1,5	1-22	2-20	10,18	16,3	19,5
	2,0	1-40	2-32	10,10	12,0	12,3
0,80	1,0	1-12	2-10	9,4	8,2	18,8
	1,5	1-26	2-14	17,6	17,2	20,3
	2,0	1-32	2-15	12,3	12,2	12,8

Библиографический список:

1. Akramov E.M. Вопросы энергосбережения на предприятиях АК «Узстройматериалы» // The 5th Annivevsary International Central Asia Conference "The Cement Industry and the market" – Tashkent, 2005. – pp. 3-10.
2. Атакузиев Т.А., Шарипов Т.Я. О возможности расширения производства декоративных цементов // Инф. Сообщение. – Ташкент: Фан, 1981, № 256. – 20 с.
3. Рузиев Н.Р., Искандарова М., Негматов С.С. и др. Технологические основы получения низкотемпературных сульфоалюможелезистых цементов // Композиционные материалы. №4. 2008 г. – С. 47-50.
4. Искандарова М., Рузиев Н.Р., Негматов С.С. Рациональные пути энергосбережения при производстве цемента // Тезисы докл. Республ. НТК «Композиционные материалы на основе техногенных отходов и местного сырья: структура, свойства и применение», Ташкент, 15-16 апреля 2010 г. – С. 246.

МНОГОКОНТУРНЫЕ МАГНИТНЫЕ ЦЕПИ КОЛЬЦЕВЫХ ЭЛЕКТРОМАГНИТНЫХ ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЕЙ ИЗМЕРЕНИЯ РАСХОДА ЖИДКОСТИ



Амиров С.Ф.,
заведующего кафедрой «Электро-
снабжение железных дорог» ТашГТУ
им. И. Каримова, д.т.н., профессор



Атауллаев А.О.,
доцент кафедры «Электроэнергетика»
НГГИ, к.т.н.



Мелик-Шахназарова И.А.,
заведующего кафедрой «Российский
государственный университет нефти и
газа, к.т.н., доцент



Сайидов М.К.,
ассистент кафедры «Электроэнерге-
тика» НГГИ

Suyuqlik sarfini o'lchovchi halqasimon kanalli elektromagnit o'zgartirgichlar magnit zanjirlarining matematik modellari zanjirlar parametrlari taqsimlanishi va ishchi bo'lmagan havo oraliqlari orqali birlashayotgan sochilma magnit oqimlarini inobatga olgan holda ishlab chiqilgan. O'zaro koaksial joylashtirilgan konsentrik ferromagnit o'zaklar magnit qarshiliklaridagi ularning aylana uzunliklaridagi farqi hisobidan yuzaga keladigan farq ushbu o'zaklar qalinliklarini tanlash orqali bartaraf etish mumkinligi ko'rsatilgan. Magnit oqimining konsentrik ferromagnit o'zaklarda burchak koordinata bo'ylab taqsimlanishi nochiq, magnit induksiyasi esa halqasimon kanalda burchak va radial koordinatalar bo'ylab notekis taqsimlanishi aniqlangan. Magnit maydonining magnit o'tkazgich bo'ylab so'nish koeffitsienti qiymati ortganda halqasimon kanaldagi magnit induksiyasini burchak koordinata bo'ylab notekis taqsimlanish darajasini ortishi, radial koordinata bo'ylab esa o'zgarmay qolishi aniqlangan.

Tayanch iboralar: elektromagnit o'zgartirgich, halqasimon kanal, magnit zanjirlari, konsentrik ferromagnit o'zaklar, magnit oqimi, magnit induksiyasi, matematik model, taqsimlangan parametr, sochilma magnit oqimlari.

Разработаны математические модели одно- и многоконтурных магнитных цепей электромагнитных преобразователей расхода с кольцевым каналом с учетом распределённости параметров магнитной цепи и потоков рассеяния, замыкающихся через нерабочие воздушные зазоры. Показана возможность компенсации разности магнитных сопротивлений коаксиально расположенных концентрических ферромагнитных сердечников из-за разности их длины окружности подбором толщины сердечников. Установлено, что магнитный поток в концентрических ферромагнитных сердечниках распределен по угловой координате нелинейно, а магнитная индукция в кольцевом канале неравномерно распределена по угловой и радиальной координатам. Выявлено, что с увеличением значения коэффициента затухания магнитного поля в магнитопроводе степень неравномерности магнитной индукции в кольцевом канале по угловой координате возрастает, а по радиальной координате она остается постоянной.

Ключевые слова: электромагнитный преобразователь, кольцевой канал, магнитные цепи, концентрический ферромагнитный сердечник, магнитный поток, магнитная индукция, математическая модель, распределенный параметр, магнитные потоки рассеяния.

При измерении расхода жидкости в системах управления технологическими процессами наравне с другими преобразователями широко применяются электромагнитные преобразователи расхода (ЭПР) [1]. Наряду с серийно выпускаемыми ЭПР [2,3] используются специальные ЭПР для управления и контроля некоторыми технологическими процессами (для управления и контроля количества и качества молочной продукции, теплоснабжения, потока жидких металлов и различных кислот и др.) [4,5].

Метрологические характеристики ЭПР в основном зависят от состояния магнитного поля в рабочем канале преобразователя. Поэтому большое внимание уделяется исследованию магнитных полей этих преобразователей. При этом требуется определить закон изменения магнитной индукции в кольцевом канале между коаксиально расположенными ферромагнитными сердечниками в зависимости от координат α , ρ и z .

Как известно [1], электромагнитные процессы наиболее полно описываются уравнениями электромагнитного поля, т.е. уравнениями Максвелла.

Но они применительно к исследованию магнитных полей электроизмерительных преобразователей мало пригодны, т.е. полученные решения неудобны для инженерных расчетов характеристик преобразователей. Поэтому магнитные поля измерительных преобразователей чаще всего исследуются в виде цепей [6]. Магнитные цепи электромагнитных преобразователей расхода с кольцевыми каналами относятся к цепям с распределенными параметрами [7]. К этим параметрам относятся погонные

значения магнитных сопротивлений кольцевых коаксиально расположенных ферромагнитных сердечников ($Z_{\mu n}$) и магнитной емкости (магнитной проводимости по классической аналогии электрических и магнитных цепей) кольцевого воздушного канала ($C_{\mu n}$) между ними, приходящиеся в единицу угловой координаты α . Анализ публикаций, посвященных исследованию магнитных цепей преобразователей электрических и неэлектрических величин показал [6], что они практически во всех случаях рассматриваются как одноконтурные магнитные цепи с распределенными параметрами и неучет распределенности параметров в смежных контурах цепей существенно снижает точность их расчета.

Поэтому данная статья посвящена разработке математических моделей многоконтурных магнитных цепей нескольких ЭПР с кольцевым каналом, разработанных с участием авторов [8, 9].

Конструктивная схема магнитной цепи ЭПР с кольцевыми каналами, разработанного с участием авторов статьи, и схема замещения её элементарных участков приведены на рис. 1 [9]. Разработку математических моделей многоконтурной магнитной цепи начнем с составления схемы замещения для её элементарного участка длиной dx (рис. 2). Дифференциальные уравнения, составленные на основе законов Кирхгофа для элементарного участка многоконтурной магнитной цепи с распределенными параметрами, имеют следующий вид:

$$\frac{dQ_{\mu 1}}{dx} = U_{\mu 12} C_{\mu 12}, \quad (1)$$

$$\frac{dU_{\mu 12}}{dx} = -f_{\text{в}} + Z_{\mu n 2} Q_{\mu 2} + Z_{\mu n 1} Q_{\mu 1}, \quad (2)$$

$$\frac{dQ_{\mu 2}}{dx} = U_{\mu 23} C_{\mu \pi 23} + U_{\mu 12} C_{\mu \pi 12}, \quad (3)$$

$$\frac{dU_{\mu 23}}{dx} = -[Z_{\mu \pi 3} Q_{\mu 3} - Z_{\mu \pi 2} Q_{\mu 2}], \quad (4)$$

$$\frac{dQ_{\mu 3}}{dx} = -[U_{\mu 34} C_{\mu \pi 34} + U_{\mu 23} C_{\mu \pi 23}], \quad (5)$$

$$\frac{dU_{\mu 34}}{dx} = Z_{\mu \pi 4} Q_{\mu 4} - Z_{\mu \pi 3} Q_{\mu 3}, \quad (6)$$

$$\frac{dQ_{\mu 4}}{dx} = U_{\mu 45} C_{\mu \pi 45} + U_{\mu 34} C_{\mu \pi 34}, \quad (7)$$

$$\frac{dU_{\mu 45}}{dx} = -[Z_{\mu \pi 5} Q_{\mu 5} - Z_{\mu \pi 4} Q_{\mu 4}], \quad (8)$$

$$\frac{dQ_{\mu 5}}{dx} = -U_{\mu 45} C_{\mu \pi 45}, \quad (9)$$

где - f_b – погонное значение F_b .

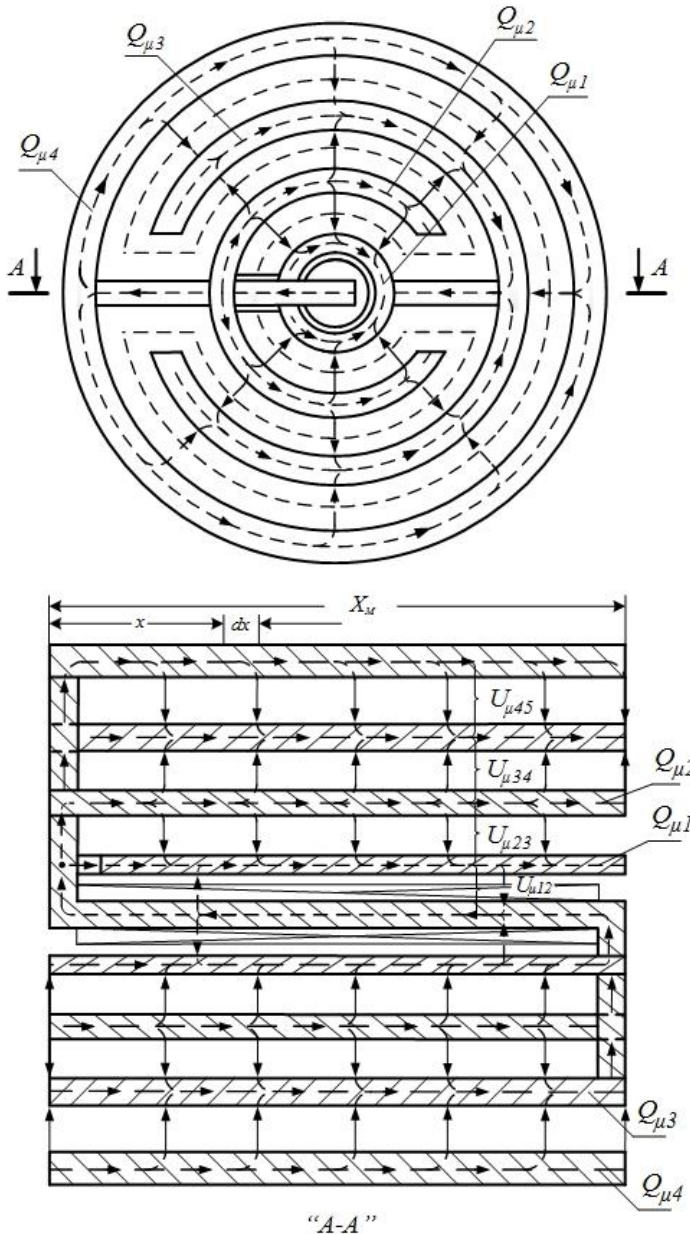


Рис. 1. Конструктивная схема многоконтурной магнитной системы ЭПР с кольцевыми каналами

Дифференцируя уравнений (2), (4), (6) и (8) по координате x и подставляя в них (1), (3), (5), (7) и (9) получим следующую систему дифференциальных уравнений второго порядка с постоянными коэффициентами:

$$\begin{cases} \frac{d^2 U_{\mu 12}}{dx^2} = (Z_{\mu \pi 1} + Z_{\mu \pi 2}) C_{\mu \pi 12} U_{\mu 12} + Z_{\mu \pi 3} C_{\mu \pi 23} U_{\mu 23}, \\ \frac{d^2 U_{\mu 23}}{dx^2} = Z_{\mu \pi 2} C_{\mu \pi 12} U_{\mu 12} + (Z_{\mu \pi 2} + Z_{\mu \pi 3}) C_{\mu \pi 23} U_{\mu 23} + \\ \quad Z_{\mu \pi 3} C_{\mu \pi 34} U_{\mu 34}, \\ \frac{d^2 U_{\mu 34}}{dx^2} = Z_{\mu \pi 3} C_{\mu \pi 23} U_{\mu 23} + (Z_{\mu \pi 3} + Z_{\mu \pi 4}) C_{\mu \pi 34} U_{\mu 34} + \\ \quad Z_{\mu \pi 4} C_{\mu \pi 45} U_{\mu 45}, \\ \frac{d^2 U_{\mu 45}}{dx^2} = Z_{\mu \pi 4} C_{\mu \pi 34} U_{\mu 34} + (Z_{\mu \pi 4} + Z_{\mu \pi 5}) C_{\mu \pi 45} U_{\mu 45}. \end{cases} \quad (10)$$

$$\begin{cases} \frac{d^2 U_{\mu 12}}{dx^2} = (Z_{\mu \pi 1} + Z_{\mu \pi 2}) C_{\mu \pi 12} U_{\mu 12} + Z_{\mu \pi 3} C_{\mu \pi 23} U_{\mu 23}, \\ \frac{d^2 U_{\mu 23}}{dx^2} = Z_{\mu \pi 2} C_{\mu \pi 12} U_{\mu 12} + (Z_{\mu \pi 2} + Z_{\mu \pi 3}) C_{\mu \pi 23} U_{\mu 23}. \end{cases} \quad (11)$$

Характеристическое уравнение системы имеет следующий вид:

$$\begin{vmatrix} (a_{11} - k^2) & a_{12} \\ a_{21} & (a_{22} - k^2) \end{vmatrix} = 0, \quad (12)$$

здесь $a_{11} = (Z_{\mu \pi 1} + Z_{\mu \pi 2}) C_{\mu \pi 12}$; $a_{12} = Z_{\mu \pi 3} C_{\mu \pi 23}$; $a_{21} = Z_{\mu \pi 2} C_{\mu \pi 12}$; $a_{22} = (Z_{\mu \pi 2} + Z_{\mu \pi 3}) C_{\mu \pi 23}$.

Корни характеристического уравнения (12):

$$k_{1,2} = \pm \sqrt{\frac{(a_{11} + a_{22}) + \sqrt{(a_{11} + a_{22})^2 - 4(a_{11} a_{22} - a_{12} a_{21})}}{2}} = \pm \gamma_1,$$

$$k_{3,4} = \pm \sqrt{\frac{(a_{11} + a_{22}) - \sqrt{(a_{11} + a_{22})^2 - 4(a_{11} a_{22} - a_{12} a_{21})}}{2}} = \pm \gamma_2.$$

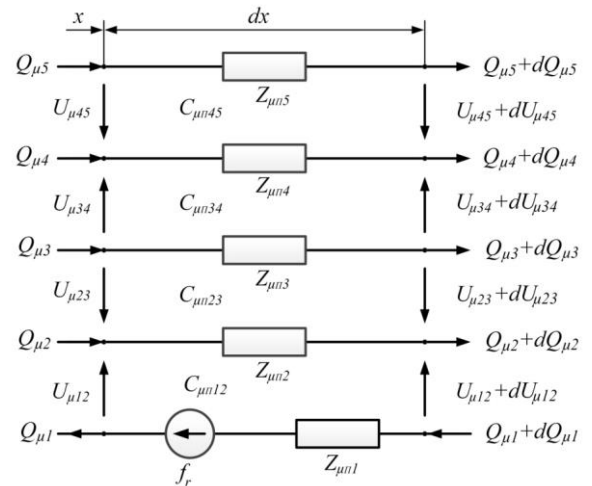


Рис. 2. Схема замещения элементарной участки многоконтурной магнитной цепи с распределенными параметрами

Общие решения системы дифференциальных уравнений (11) пишутся как:

$$U_{\mu 12} = A_1 m^{(1)} e^{\gamma_1 x} + A_2 m^{(2)} e^{-\gamma_1 x} + A_3 m^{(3)} e^{\gamma_2 x} + A_4 m^{(4)} e^{-\gamma_2 x}, \quad (13)$$

$$U_{\mu 23} = A_1 n^{(1)} e^{\gamma_1 x} + A_2 n^{(2)} e^{-\gamma_1 x} + A_3 n^{(3)} e^{\gamma_2 x} + A_4 n^{(4)} e^{-\gamma_2 x}, \quad (14)$$

здесь $A_1 \div A_4$ – постоянные интегрирования; $m^{(1)} \div m^{(4)}$ и $n^{(1)} \div n^{(4)}$ – постоянные коэффициенты, соответствующие корням характеристического уравнения ($k_1 \div k_4$).

Для исследуемой двухконтурной магнитной цепи выполняется следующее условие:

$$Q_{\mu 1}(x) = Q_{\mu 2}(x) + Q_{\mu 3}(x). \quad (15)$$

Из (15) находим $Q_{\mu 3}(x)$, подставляем его в (33) и вместе с (31) получим следующую систему уравнений:

$$\begin{cases} Z_{\mu n1} Q_{\mu 1} + Z_{\mu n2} Q_{\mu 2} = \frac{dU_{\mu 12}}{dx} + f_B, \\ Z_{\mu n3} Q_{\mu 1} - (Z_{\mu n2} + Z_{\mu n3}) Q_{\mu 2} = -\frac{dU_{\mu 23}}{dx}. \end{cases} \quad (16)$$

Решая систему алгебраических уравнений (15) находим значения $Q_{\mu 1}$ и $Q_{\mu 2}$:

$$Q_{\mu 1} = -\frac{(Z_{\mu n2} + Z_{\mu n3}) \frac{dU_{\mu 12}}{dx} + \frac{Z_{\mu n2}}{\Delta_2} \frac{dU_{\mu 23}}{dx} - \frac{(Z_{\mu n2} + Z_{\mu n3})}{\Delta_2} f_B}{\Delta_2} \quad (17)$$

$$Q_{\mu 2} = -\frac{Z_{\mu n3}}{\Delta_2} \frac{dU_{\mu 12}}{dx} - \frac{Z_{\mu n1}}{\Delta_2} \frac{dU_{\mu 23}}{dx} - \frac{Z_{\mu n3}}{\Delta_2} f_B, \quad (18)$$

здесь $\Delta_2 = -(Z_{\mu n1} Z_{\mu n2} + Z_{\mu n1} Z_{\mu n3} + Z_{\mu n2} Z_{\mu n3})$.

Значения $Q_{\mu 3}$ находится на основе (15):

$$Q_{\mu 3} = Q_{\mu 1} - Q_{\mu 2} = -\frac{Z_{\mu n2}}{\Delta_2} \frac{dU_{\mu 12}}{dx} + \frac{(Z_{\mu n1} + Z_{\mu n2})}{\Delta_2} \frac{dU_{\mu 23}}{dx} - \frac{Z_{\mu n2}}{\Delta_2} f_B. \quad (19)$$

Дифференцируя (13) и (14) по x и подставляя их в (17), (18) и (19) получим:

$$Q_{\mu 1} = \left[\frac{(Z_{\mu n2} n^{(1)} - (Z_{\mu n2} + Z_{\mu n3}) m^{(1)})}{\Delta_2} A_1 \gamma_1 e^{\gamma_1 x} + \frac{((Z_{\mu n2} + Z_{\mu n3}) m^{(2)} - Z_{\mu n2} n^{(2)})}{\Delta_2} A_2 \gamma_1 e^{-\gamma_1 x} + \frac{(Z_{\mu n2} n^{(3)} - (Z_{\mu n2} + Z_{\mu n3}) m^{(3)})}{\Delta_2} A_3 \gamma_2 e^{\gamma_2 x} + \frac{((Z_{\mu n2} + Z_{\mu n3}) m^{(4)} - Z_{\mu n2} n^{(4)})}{\Delta_2} A_4 \gamma_2 e^{-\gamma_2 x} - \frac{(Z_{\mu n2} + Z_{\mu n3})}{\Delta_2} f_B \right] \quad (20)$$

$$Q_{\mu 2} = -\left[\frac{Z_{\mu n1} n^{(1)} + Z_{\mu n3} m^{(1)}}{\Delta_2} A_1 \gamma_1 e^{\gamma_1 x} + \frac{Z_{\mu n1} n^{(2)} + Z_{\mu n3} m^{(2)}}{\Delta_2} A_2 \gamma_1 e^{-\gamma_1 x} - \frac{Z_{\mu n1} n^{(3)} + Z_{\mu n3} m^{(3)}}{\Delta_2} A_3 \gamma_2 e^{\gamma_2 x} + \frac{Z_{\mu n1} n^{(4)} + Z_{\mu n3} m^{(4)}}{\Delta_2} A_4 \gamma_2 e^{-\gamma_2 x} - \frac{Z_{\mu n3}}{\Delta_2} f_B \right] \quad (21)$$

$$Q_{\mu 3} = \left[\frac{(Z_{\mu n1} + Z_{\mu n2}) n^{(1)} - Z_{\mu n2} m^{(1)}}{\Delta_2} A_1 \gamma_1 e^{\gamma_1 x} + \frac{(Z_{\mu n2} m^{(2)} - (Z_{\mu n1} + Z_{\mu n2}) n^{(2)})}{\Delta_2} A_2 \gamma_1 e^{-\gamma_1 x} + \frac{((Z_{\mu n1} + Z_{\mu n2}) n^{(3)} - Z_{\mu n2} m^{(3)})}{\Delta_2} A_3 \gamma_2 e^{\gamma_2 x} + \frac{(Z_{\mu n2} m^{(4)} - (Z_{\mu n1} + Z_{\mu n2}) n^{(4)})}{\Delta_2} A_4 \gamma_2 e^{-\gamma_2 x} - \frac{Z_{\mu n2}}{\Delta_2} f_B \right] \quad (22)$$

С целью упрощения анализа рассматриваемой магнитной цепи принимаем следующие условия:

$$Z_{\mu n1} = Z_{\mu n2} = Z_{\mu n3} = Z_{\mu n}; \quad C_{\mu n12} = C_{\mu n23} = C_{\mu n}. \quad (23)$$

Следует отметить, что для большинства ЭПР с кольцевым каналом условия (23) выполняются. С учетом (23) корни характеристического уравнения (12) принимает следующий вид:

$$k_{1,2} = \pm \gamma_1 = \sqrt{3Z_{\mu n} C_{\mu n}}; \quad k_{3,4} = \pm \gamma_2 = \sqrt{Z_{\mu n} C_{\mu n}}. \quad (24)$$

Значения коэффициентов $m^{(1)} \div m^{(4)}$ и $n^{(1)} \div n^{(4)}$ определяются последовательной подстановкой корней k_i ($i = 1 \div 4$) в следующую систему уравнений и решением ее относительно $m^{(i)}, n^{(i)}$:

$$\begin{cases} (a_{11} - k_i^2) m^{(i)} + a_{12} n^{(i)} = 0, \\ a_{21} m^{(i)} + (a_{22} - k_i^2) n^{(i)} = 0, \end{cases} \quad (25)$$

$$m^{(1)} = 1; \quad m^{(2)} = 1; \quad m^{(3)} = 1; \quad m^{(4)} = 1; \quad (26)$$

$$n^{(1)} = 1; \quad n^{(2)} = 1; \quad n^{(3)} = -1; \quad n^{(4)} = -1. \quad (27)$$

Подставляя (26) и (27) соответственно в (13) и (14), получим следующие выражения для магнитных напряжений:

$$U_{\mu 12} = A_1 e^{\gamma_1 x} + A_2 e^{-\gamma_1 x} + A_3 e^{\gamma_2 x} + A_4 e^{-\gamma_2 x}, \quad (28)$$

$$U_{\mu 23} = A_1 e^{\gamma_1 x} + A_2 e^{-\gamma_1 x} - A_3 e^{\gamma_2 x} - A_4 e^{-\gamma_2 x}. \quad (29)$$

С учетом (23), (26) и (27) уравнения (20), (21) и (22) принимают следующий вид:

$$Q_{\mu 1} = \frac{\gamma_1}{3Z_{\mu n}} A_1 e^{\gamma_1 x} - \frac{\gamma_1}{3Z_{\mu n}} A_2 e^{-\gamma_1 x} + \frac{\gamma_2}{Z_{\mu n}} A_3 e^{\gamma_2 x} - \frac{\gamma_2}{Z_{\mu n}} A_4 e^{-\gamma_2 x} + \frac{2}{3Z_{\mu n}} f_B, \quad (30)$$

$$Q_{\mu 2} = \frac{2\gamma_1}{3Z_{\mu n}} A_1 e^{\gamma_1 x} - \frac{2\gamma_1}{3Z_{\mu n}} A_2 e^{-\gamma_1 x} + \frac{1}{3Z_{\mu n}} f_B, \quad (31)$$

$$Q_{\mu 3} = -\frac{\gamma_1}{3Z_{\mu n}} A_1 e^{\gamma_1 x} + \frac{\gamma_1}{3Z_{\mu n}} A_2 e^{-\gamma_1 x} + \frac{\gamma_2}{Z_{\mu n}} A_3 e^{\gamma_2 x} - \frac{\gamma_2}{Z_{\mu n}} A_4 e^{-\gamma_2 x} + \frac{1}{3Z_{\mu n}} f_B. \quad (32)$$

Постоянные интегрирования $A_1 \div A_4$ определяются с помощью следующих граничных условий:

$$U_{\mu 23}(x)|_{x=0} = Q_{\mu s} W_{\mu s} - Q_{\mu 3\tau} Z_{\mu de}; \quad Q_{\mu 3}(x)|_{x=x_m} = 0; \quad (33)$$

$$U_{\mu 12}(x)|_{x=0} = Q_{\mu s} W_{\mu s} + Q_{\mu 1\tau} Z_{\mu cd}; \quad U_{\mu 12}(x)|_{x=x_m} = -Q_{\mu 1}(x)|_{x=x_m} Z_{\mu ab}; \quad (34)$$

здесь $Q_{\mu 1\tau} = Q_{\mu 1}(x)|_{x=x_m}$; $Q_{\mu s} = Q_{\mu 2}(x)|_{x=0}$; $Q_{\mu 3\tau} = Q_{\mu 3}(x)|_{x=0}$; $Z_{\mu ab}$, $Z_{\mu cd}$ и $Z_{\mu de}$ – магнитные сопротивления участков магнитной цепи “ab”, “cd” и “de” соответственно. При выполнении условий (35) можно принять $Z_{\mu cd} = Z_{\mu de} = Z_{\mu \tau}$.

Подставив в (33) и (34) значения магнитных потоков и магнитных напряжений, соответствующих граничным условиям, получим следующую систему алгебраических уравнений:

$$\begin{cases} A_1 + A_2 - A_3 - A_4 = Q_{\mu s} W_{\mu s} - Q_{\mu 3\tau} Z_{\mu} = U_{\mu 23}(0), \\ -\frac{\gamma_1}{3Z_{\mu n}} e^{\gamma_1 x_m} A_1 + \frac{\gamma_1}{3Z_{\mu n}} e^{-\gamma_1 x_m} A_2 + \frac{\gamma_2}{Z_{\mu n}} e^{\gamma_2 x_m} A_3 - \frac{\gamma_2}{Z_{\mu n}} e^{-\gamma_2 x_m} A_4 = -\frac{1}{3Z_{\mu n}} f_B, \\ A_1 + A_2 + A_3 + A_4 = Q_{\mu s} W_{\mu s} + Q_{\mu 1\tau} Z_{\mu} = U_{\mu 12}(0), \\ \left(1 + \frac{\gamma_1 Z_{\mu ab}}{3Z_{\mu n}}\right) e^{\gamma_1 x_m} A_1 + \left(1 - \frac{\gamma_1 Z_{\mu ab}}{3Z_{\mu n}}\right) e^{-\gamma_1 x_m} A_2 + \left(1 + \frac{\gamma_2 Z_{\mu ab}}{Z_{\mu n}}\right) e^{\gamma_2 x_m} A_3 + \left(1 - \frac{\gamma_2 Z_{\mu ab}}{Z_{\mu n}}\right) e^{-\gamma_2 x_m} A_4 = -\frac{2Z_{\mu ab}}{3Z_{\mu n}} f_B. \end{cases} \quad (36)$$

Таким образом, в статье разработаны математические модели многоконтурных магнитных цепей ЭПР с распределенными параметрами.

Они могут быть использованы при определении конструктивных параметров магнитных цепей и исследовании статических и динамических характеристик ЭПР с кольцевыми каналами.

MULTI-CIRCUIT MAGNETIC CIRCUITS OF RING ELECTROMAGNETIC CONVERTERS FOR MEASURING LIQUID FLOW

¹Amirov S.F. Doctor of Technical Sciences, Professor, amin8181@list.ru.

²Atullaev A.O. Ph.D. (PhD) Senior Researcher, amin8181@list.ru.

³Melik – Shaxnazarova I.A. docent of the Department of "Theoretical Electrical Engineering and Electrification of the Oil and Gas Industry" irinams@yandex.ru

⁴Sayidov M.K. assistant, Sayidov_m@mail.ru

¹Tashkent Institute of Railway Transport Engineers, Head of the Department of Power Supply, Tashkent, Uzbekistan

²Navoi State Mining Institute Associate Professor of the Department of "Electric Power Engineering" Navoi, Uzbekistan

³National University of Oil and Gas «Gubkin University», Tashkent, Uzbekistan

⁴Navoi State Mining Institute Assistant of "Electric Power Engineering" Navoi, Uzbekistan

Abstract: Mathematical models of magnetic circuits of electromagnetic flow transducers with an annular channel have been developed, taking into account the distribution of the parameters of the magnetic circuit and leakage fluxes closed through non-working air gaps. The possibility of compensating for the difference in magnetic resistance of coaxially arranged concentric ferromagnetic cores due to the difference in their circumference by selecting the thickness of the cores is shown. It is established that the magnetic flux in concentric ferromagnetic cores is nonlinearly distributed along the angular coordinate, and the magnetic induction in the annular channel is unevenly distributed along the angular and radial coordinates. It is revealed that with an increase in the value of the magnetic field attenuation coefficient in the magnetic circuit, the degree of non-uniformity of the magnetic induction in the annular channel with respect to the angular coordinate increases, and with respect to the radial coordinate it remains constant.

Key words: electromagnetic converter, ring channel, magnetic circuits, concentric ferromagnetic core, magnetic flux, magnetic induction, mathematical model, distributed parameter, magnetic flux of scattering.

References

1. Velt I.D., Mikhailova Yu.V. Flow and level measurement of electrically conductive liquids: Monograph. LAP LAMBERT Academic Publishing. Germany, 2018. -- 155 p.
2. Pugach E.E. Development of a high-precision electromagnetic flowmeter of liquids for agricultural production: diss. ... Ph.D. Moscow, 2007. -- 134 p.
3. Loginov N.I. Electromagnetic transducers of liquid metal consumption. - Moscow: Energoizdat, 1981. -- 104 p.
4. 4.A.S. No. 1377587. Electromagnetic flow converter / Zaripov M.F., Amirov S.F., Petrova I.Yu., Mamadzhonov A.M.// Bulletin of the invention, 1987, No. 8.
5. Amirov S.F. Electromagnetic sensors of motion parameters for control systems of irrigation and drainage facilities: diss. ... Doctor of Technical Sciences Astrakhan, 1997. -- 374 p.
6. Zaripov M.F. Distributed parameter converters for automation and information and measurement technology. Moscow: Energy. 1969. -- 176 p.

NO'A va A ML

Import o'rnini bosuvchi mahsulot (RKU) satihni nazorat qilish qurilmasi



(RKU) satihni nazorat qilish qurilmasi - avtomatik nazorat qilish, tartibga solish va texnologik jarayonlarni boshqarish tizimlarida bir yoki bir nechta rezervuarlarda elektr o'tkazgich suyuqliklarining uchta chegara darajasini mustaqil nazorat qilish uchun mo'ljallangan.

ICHAB NKMK

NO'A va A ML

Import o'rnini bosuvchi mahsulot Elektr motorini himoya qilish birligi MP-301



MP-301 alohida dvigatelni himoya qilish vositasi sifatida ishlatilishi yoki modulli boshqaruv tizimiga o'rnatilishi mumkin. MP-301 elektr motoriga ulangan va oqim transformatorlari orqali amalga oshiriladi. Dvigatelni boshqarish. Agar kuzatilgan parametrlar texnik talablarga javob bersa, himoya bloki elektr motorini ishga tushirish uchun signal beradi, agar texnik tavsiyalar bajarilmasa, MP-301 bloki starterni o'chiradi va chiqish parametrini uchuvchi xotirasiga yozadi. Parametrlar tugmalar yordamida suyuq kristall indikatorni tanlash orqali boshqariladi.

ICHAB NKMK

САНОАТ КОРХОНАЛАРИ ЭЛЕКТРОТЕХНОЛОГИК ҚУРИЛМАЛАРИНИНГ ЭЛЕКТР ЭНЕРГИЯ ИСТЕЪМОЛИНИ КЎП ОМИЛЛИ МАТЕМАТИК МОДЕЛИ



Каршибаев А.И.,
НДКИ, ЭМФ декани, т.ф.д



Нарзуллаев Б.Ш.,
НДКИ, докторанти



Расулова Б.И.,
НДКИ магистранти

Ushbu maqolada mavjud usullardan farqli ravishda, sanoat korxonalaridagi elektrotexnologik qurilmalarning elektr energiya iste'molini ko'p omilli matematik modeli ishlab chiqilgan. Natijada elektrotexnologik qurilmalarining elektr energiya iste'moli rejimlarini boshqarish samaradorligini oshirishga hamda energiya va resurslarni tejashga erishilgan. Elektrotexnologik qurilmalarning elektr energiya iste'molini ko'p omilli matematik modeli, Navoiy mashinasozlik zavodi Dastgohsozlik bo'limidagi NT-250 dastgohini energetik parametrlari asosida qurilgan.

Tayanch iboralar: dastgoh, energiya resurslari, tejamkorlik, elektr motorlari, elektr energiya samaradorligini oshirish, ish rejimlari, matematik modellashirish, elektrotexnologik qurilma, elektr energiya iste'molini boshqarish.

В данной статье, в отличие от существующих методов, разработана многофакторная математическая модель потребления электрической энергии электротехнологическими устройствами на промышленных предприятиях. В результате достигнуто повышение эффективности управления режимами потребления электрической энергии электротехнологическими установками и энергосбережение. Многофакторная математическая модель энергопотребления электротехнологических устройств построена на основе энергетических параметров станка NT-250 в отделе станкостроения Навоийского машиностроительного завода.

Ключевые слова: цех, энергоресурсы, экономия, электродвигатели, повышение энергоэффективности, режимы работы, математическое моделирование, электротехническое устройство, управление

Саноат корхоналаридаги металлларга турли хил ишлов берувчи NT-250 дастгоҳлари турли хил иш режимларида ишлайди. Шу сабабли, электр энергия истеъмолига таъсир қилувчи омиллар мавжуд. Ушбу омилларни аниқлаш, ҳисобга олиш, электр энергия истеъмолини ўрганиш ва таҳлил қилишнинг муҳим вазифасидир. Электр технологик қурилмаларнинг электр энергиясини истеъмол қилиш жараёнида сезиларли ўзгаришларга олиб келадиган кескин тез оқим ўзгаришлар мавжуд бўлмаган тақдирда, корхоналарнинг электр энергия истеъмолини режалаштириш учун олинган вақтинчалик электр энергия истеъмоли моделларидан фойдаланиш самаралидир. Саноат корхоналарининг электр энергия истеъмолини бошқариш самарадорлигини ошириш учун электр истеъмоли режимларининг технологик, ташкилий ва бошқа омилларга боғлиқлигини қўллаш мақсадга мувофиқдир.

Асосий технологик омиллардан фойдаланиш, улар ҳақидаги маълумотларнинг махфийлиги билан боғлиқ. Шу сабабли асосий технологик омилларни билвосита тавсифловчи режали ишлаб чиқариш омилларидан фойдаланиш тавсия этилади. Бундай омилларга қуйидагилар киради: Дастгоҳсозлик ускунасининг ишлов берадиган маҳсулотлари сони, уларнинг умумий массаси, металнинг зичлиги ва ҳарорати. Саноат корхоналаридаги NT-250 дастгоҳининг электр энергия истеъмолининг омил моделларини олиш учун Навоий машинасозлик заводининг 4 йиллик статистик маълумотлари тўпланди.

Навоий машинасозлик заводининг NT-250 дастгоҳини асосий статистик маълумотлари 1-жадвалда келтирилган.

Тадиқот методологиясида берилган маълумотлардан келиб чиққан ҳолда, NT-250 дастгоҳи учун дастлабки статистик маълумотлар олинган ва О-ЭИ матрицалари қурилган.

2-жадвалда келтирилган статистик маълумотлар таҳлили шуни кўрсатадики, омиллар тақсимоли бир модаллик, ўртача

қийматлар орасида оз миқдорда тарқалишлар кузатилади, асимметрия ва эксцесснинг ҳисобий қийматлари гипотетик қийматлардан сезиларсиз фарқ қилади. Бундан келиб чиқиб, аргумент омилларининг тақсимланиши нормал қонунларга яқин эканлигин айтиш мумкин.

$$\{O - ЭИ\} = \begin{bmatrix} W(1) & F_1(1) & F_2(1) & F_3(1) & F_4(1) \\ \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \vdots \\ W(t) & F_1(t) & F_2(t) & F_3(t) & F_4(t) \\ \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \vdots \\ W(N) & F_1(N) & F_2(N) & F_3(N) & F_4(N) \end{bmatrix}, \quad (1)$$

бу ерда ифоданинг биринчи устун - $W(t)$ кВт; NT-250 дастгоҳининг ойлик электр истеъмолининг матрица қаторига мос келиши; иккинчи устун $F_1(t)$ - NT-250 дастгоҳи ишлов берадиган метал зичлиги; учинчи устун $F_2(t)$ - NT-250 дастгоҳининг ишлов берган маҳсулотлар сони; тўртинчи устун $F_3(t)$, - NT-250 дастгоҳи ишлов берадиган метал массаси; бешинчи устун $F_4(t)$, - атроф муҳит ҳарорати.

Электр энергия истеъмолига таъсир этувчи омил-аргументлар босқичли регрессия усули ёрдамида моделга электр энергия истеъмоли билан корреляция коэффициентига эга омилларни кетма-кет қўшиш ва электр энергия истеъмоли моделининг адекватлигини кўрсатувчи характеристикаларнинг ҳар бир қадамидаги ҳисоблашлар орқали аниқланди.

Жуфт корреляция коэффицентларини таҳлили (масалан, NT-250 дастгоҳининг корреляция матрицаси 3 - жадвалда келтирилган) шуни кўрсатадики, турли режимлар учун энергия сарфи ва омиллар ўртасидаги боғлиқлик ҳар хил. $W(t)$ ва $F_1(t)$ омиллари - аргументлар орасидаги боғлиқлик чизиқлилик шартига зид келмайди.

$W(t)$ га таъсир қиладиган омил-аргументларларнинг даражасини аниқлаш $W(t)$ билан энг катта корреляция коэффициентига эга бўлган омилларни моделига кетма-кет қўшиш

орқали босқичма-босқич регрессия усули билан амалга оширилади ва тавсифларнинг ҳар бир қадамидаги ҳисоб-китоблар электр энергия истеъмолининг модели адекват эканлигини кўрсатади. Юқоридагилардан келиб чиқиб, НТ-250 дастгоҳи учун кўп омилли модели қуйидагича ишлаб чиқилди:

1-Жадвал

НТ-250 дастгоҳининг тўрт йил давомидаги ҳақиқий ва солиштирма электр энергия истеъмоли ва унга таъсир этувчи омилларнинг ўртача қийматлари

Ой, йил	W кВт*соат	ω кВт*с/дона	ρ Кг/м³	n дона	m кг	t_{yp} С°
Январь	1083	0.83	7.8	1276	12224	8
Февраль	752	0.71	7.8	1020	8342	9
Март	1074	0.82	7.8	1285	12615	11
Апрель	1041	0.78	7.8	1316	13838	20
Май	1016	0.84	7.8	1202	11443	23
Июнь	966	0.77	7.8	1250	12520	33
Июль	903	0.77	7.8	1161	11165	37
Август	1102	0.87	7.8	1240	11902	37
Сентябрь	896	0.72	7.8	1230	11060	32
Октябрь	979	0.78	7.8	1231	12036	24
Ноябрь	938	0.75	7.8	1231	11144	17
Декабрь	957	0.76	7.8	1254	12277	12

2-жадвал

Электр энергия истеъмолига таъсир этувчи омилларнинг статистик характеристикалари

Омил-аргумент	Ўр. мате. м.	Стандарт хатолик	Вариация коэффициента %	Дисперсия	Стандарт оғиш	Одатийлик	
						асимметрия	эксцесс
$W(t)$	987,33	1,24	0,43	18,66	4,3	0,51	0,97
$F_1(t)$	7,80	0,0056	1,32	0,0007	0,0351	1,72	0,84
$F_2(t)$	1235,75	21,96	6,21	5787,52	76,07	1,85	4,52
$F_3(t)$	11,64	0,39	11,64	1,83	1,35	1,09	2,74
$F_4(t)$	22,23	3,18	49,57	121,43	11,01	0,19	1,56

3-жадвал

Корреляцион матрица

Омиллар	W(t)	F ₁ (t)	F ₂ (t)	F ₃ (t)	F ₄ (t)
W(t)	1,00	0,62	0,015	0,038	0,080
F ₁ (t)	0,62	1,00	0,189	0,377	0,267
F ₂ (t)	0,015	0,189	1,00	0,945	0,0001
F ₃ (t)	0,038	0,377	0,945	1,00	0,051
F ₄ (t)	0,080	0,267	0,0001	0,051	1,00

$$W(t) = A_0 + A_1 F_1(t) + A_2 F_2(t) + A_3 F_3(t) + A_4 F_4(t), \quad (2)$$

Библиографик рўйхат:

- Қаршибаев А.И., Нарзуллаев Б.Ш., Муродов Х.Ш. "Models and methods of optimization of electricity consumption control in industrial enterprises" APITECH II Journal of Physics: Conference Series 2020. С 174-176.
- Қаршибаев А.И., Нарзуллаев Б.Ш., Расулова Б.И. "Саноат корхоналаридаги электр энергия истеъмолиларининг иш режимларини ахборот-мантиқий схема ёрдамида бошқариш" Кончилик хабарномаси журнали 2020 й. 2-сон. С 110-113.
- Қаршибаев А.И., Нарзуллаев Б.Ш., Суяров О.Т., Расулова Б.И. "Саноат корхоналарининг энергия самарадорлигини баҳолаш". Журнал "Специальный выпуск проблемы энерго- и ресурсосбережения" Тошкент. 2019г. С 124-125.
- Karshibaev A.I, Narzullaev B.Sh. "Saving Energy and Resources through Electric Power Consumers Management" International Journal of Advanced Research in Science, Engineering and Technology Vol. 6, Issue 6, June 2019. pp. 76-79.
- Белан А.В., Гордеев В.И. Прогнозирование электропотребления на основе многофакторного, регрессионного и корреляционного анализ. // Проблемы энергосбережения. №7. 1991. С. 54-59.

бу ерда $W(t)$ - электр энергия истеъмоли, кВт*с; A_0, A_1, A_2, A_3, A_4 - электр энергия истеъмолига таъсир этувчи омилларнинг таъсир даражасини миқдорий аниқлайдиган регрессион тенгламанинг параметрлари.

Моделлаштириш натижасида юқоридаги усул ёрдамида электр энергия истеъмолидаги регрессион моделининг параметрлари 4-жадвалда келтирилган.

Олинган кўп фактор моделининг адекватлигини баҳолаш учун фактор моделдан олинган қийматларни ҳақиқий истеъмол қилинган электр энергия қиймати билан таққослаш керак.

6-жадвалдаги моделнинг адекватлигини текшириш натижасида модел маълумотлари ва ҳақиқий истеъмол қилинган электр энергия ўртасида 3,7% ни ташқил этганлигини кўришимиз мумкин.

Кўп омилли моделнинг адекватлигини текшириш учун электр энергия истеъмоли жараёнини моделлаштириш амалга оширилди.

Моделлаштириш натижалари ва НТ-250 дастгоҳининг 4 йил давомида истеъмол қилган электр энергиясининг ҳақиқий қийматлари 6- жадвалда келтирилган.

4-жадвал

Машинасозлик заводининг НТ-250 дастгоҳининг элетр энергия истеъмоли моделининг регрессион параметрлари

Қурилма тури	Регрессия тенгламасининг коэффициентлари				
	A_0	A_1	A_2	A_3	A_4
НТ-250	939,4	0,85	0,007	0,0082	0,06

Демак, НТ-250 дастгоҳининг қувват истеъмоли режимларининг кўп омилли модели 6-жадвалда кўрсатилган.

5-жадвал

Машинасозлик заводининг НТ-250 дастгоҳининг қувват истеъмоли режимларининг кўп омилли модели

Қурилма тури	Мутлоқ қийматлардаги омилли модел	r	Ўр.кв. хатолик
НТ-250	$W(t) = 939,4 + 0,85 * F_1(t) + 0,007 * F_2(t) + 0,0082 * F_3(t) + 0,06 * F_4(t)$	0,98	3,17

Тадқиқот натижасида электр энергия истеъмолини аниқлаш учун ишлаб чиқилган омил модели Навоий машинасозлик заводи цехлари иш жараёнининг ўзгаришига қараб, электр энергия истеъмолини оператив режалаштиришнинг баҳолашини аниқлаш ва шу билан бирга, бу моделлар электр энергия харажатларининг қийматларини тузатилишини таъминлаш мақсадида қўлланилади. Натижада электртехнологик қурилмаларнинг электр энергия истеъмоли режимларини бошқариш самарадорлигини оширишга ҳамда ресурсларни тежашга эришилади.

МАШИНАСОЗЛИК ВА МЕТАЛЛУРГИЯ САНОАТИ КОРХОНАЛАРИНИНГ ЁНГИН ХАВФСИЗЛИГИНИ ТАКОМИЛЛАШТИРИШ МАСАЛАЛАРИ



Камолов Л.А.,

ФВВ Академияси катта ўқитувчиси, майор



Бахронов Б.Д.,

ФВВ Академияси курсанти

Ушбу мақолада металлургия саноати корхоналарининг ёнгин хавфсизлигини таъминлаш, уларни олдини олиш ва бартараф қилиш мақсадида бажарилиши лозим бўлган ишлар тўғрисида тавфсиялар ишлаб чиқилган. Бундан ташқари ёнгин-қутқарув хизмати шахсий таркибининг ёнгиндаги ҳаракатлари тўғрисида маълумотлар берилган.

Таянч тушунчалар: мурожаатнома, фавқулодда вазият, ёнгин, ёнгин хавфсизлиги, ҳуқуқбузарлик, маъмурий жавобгарлик, давлат инспектори, жарима, портлаш, низом, конституцион ҳуқуқ.

В данной статье даны рекомендации по проведению работ по обеспечению пожарной безопасности предприятий металлургической отрасли, их предупреждению и устранению. Кроме того, была предоставлена информация о действиях пожарно-спасательного персонала при пожаре.

Ключевые слова: обращение, чрезвычайная ситуация, пожар, органы внутренних дел, пожарная безопасность, правонарушение, административная ответственность, государственный инспектор, штраф, взрыв, устав, санкция, конституционное право.

Давлат ҳокимияти ҳамда бошқарув органларининг изчил, келишилган ва мувофиқлаштирилган фаолиятини илм-маърифат ва рақамли иқтисодиёт ёрдамида таъминлаш мамлакатимизни ривожлантиришнинг бугунги босқичида кенг кўламли ислохотларни амалга ошириш шароитларида муҳим аҳамият касб этмоқда. “Бугун жамиятимиз аъзоларининг билими, савиясини ошириш учун аввало илм-маърифат юксак маънавият керак. Илм йўқ жойда қолоқлик, жаҳолат ва албатта, тўғри йўлдан адашиш бўлади. Шарқ донишмандлари айтганидек, “Энг катта бойлик - бу ақл-заковат ва илм, энг катта мерос – бу яхши тарбия, энг катта қашшоқлик – бу билимсизликдир.” Шу сабабли ҳаммамиз учун замонавий билимларни ўзлаштириш, чинакам маърифат ва юксак маданият эгаси бўлиш узлуксиз ҳаётий эҳтиёжга айланиши керак.

Шуни алоҳида таъкидлаш лозимки, ҳозирги кунда фуқароларимизнинг қонуний манфаатларини, фаровон турмуш кечириши ва хавфсизлигини таъминлаш мамлакатимизда амалга оширилаётган ислохотларнинг устувор вазифаларидан биридир. Президентимизнинг 2019 йил 10 апрелда қабул қилган “Ўзбекистон Республикасида фавқулодда вазиятларнинг олдини олиш ва бартараф этиш ҳамда ёнгин хавфсизлигини таъминлашнинг сифатли янгича тизимини тадбиқ этиш тўғрисида”ги Фармони ҳамда ҳукуматнинг 2019 йил 9 сентябрдаги “Аҳолини фавқулодда вазиятларда ҳаракат қилишга ва фуқаро муҳофазаси соҳасида тайёрлаш тартибини такомиллаштириш тўғрисида”ги Қарорининг қабул қилиниши фикримизнинг яққол ифодасидир. Айниқса Президентимиз фармонда аҳолини ва ҳудудларни табиий ҳамда техноген ҳусусиятли фавқулодда

вазиятлардан муҳофаза қилиш бўйича таъсирчан чора-тадбирларни амалга ошириш, ёнгинларга қарши курашиш комплекс тизимини шакллантириш борасидаги камчиликларга алоҳида урғу бериб, фавқулодда вазиятларни олдини олиш ва уларни бартараф этиш тизимида мазкур соҳани илмий жиҳатдан таъминловчи таянч олий таълим муассаси ҳамда маҳсус тадқиқот маркази ташкил этиш тўғрисида топшириқ бердилар. Олий таълим муассасаси соҳага салоҳиятли, замонавий фикрлайдиган, жисмонан бақувват, маънан етук кадрлар тайёрлаш билан бир қаторда, фуқароларимизни турли хил кўринишдаги фавқулодда вазиятлардан муҳофаза қилиш соҳасига тайёрлаш вазифаларини бажариши лозимлигини алоҳида таъкидладилар.

Машинасозлик ва металлургия саноати корхоналари катта майдонларни эгаллаб, куйидаги ҳудудлардан ташкил топади: ишлаб чиқариш,



энергетик қурилмалар, омборхона, корхона олди майдончалари. Ишлаб чиқариш ва омборхоналарнинг кўпчилиги асосан эски ва бир қаватли бўлиб, уларга маъмурий бинолар қўшиб қурилган. Бу биноларнинг қурилиш конструкциялари асосан ғиштли устун ва тўсинлари темирбетон том ҳамда ёруғлик фонарлари ёғоч материаллардан бажарилган. Бу корхоналар ҳар бир корпуси томининг умумий майдони 80-100 *минг* m^2 ни ташкил қилиши мумкин. Бундай томларда ёнғин тарқалишининг олдини олиш мақсадида кенглиги 5-6 метр келадиган ёнғинга қарши жойлар ташкил қилинади. Томларнинг усти битум асосига ётқизилган, биринчи қавати рубероиддан иборат бўлиб, йиллар давомида бу қатламнинг қалинлиги 6-10 см ни ташкил қилиши мумкин. Машинасозлик ва металлургия саноати корхоналари бир қаватли ишлаб чиқариш иншоотларига жойлаштирилиб, уларда кўприкли ва бошқа кўтариш кранлари ҳамда осма транспортёр тармоқлари ривожланган. Бу иншоотларнинг деворлари ёнмайдиган, бинолари темирли, енгиллаштирилган панелли плиталардан қурилади. Бинонинг том қисми эса темир ёки темирбетон фермалардан қурилган бўлиб, устидан иситгич ва профил тунука ётқизилган бўлади. Иситувчи материал сифатида пенополистирол, пенополиуретан ва миперант пахта плиталардан фойдаланилади. Бундай томларнинг ёнғин юкламаси 25 $кг/м^2$ гача етади. Катта бир қаватли ишлаб чиқариш биноларини ёритишда люминисцент ёритгичларидан фойдаланилади. Кўп қаватли ишлаб чиқариш биноларида асосан кичик деталлар ишлаб чиқарилади. Машинасозлик корхоналарининг механик ва йиғув цехлари жуда кўп турли хил станок ускуна жиҳозлари, конвейер автомат, машина ва бўёқ камералари билан жиҳозланган. Деталь ва двигателларнинг синов стендларида, ишқалаб ишлов бериш жараёнларида, пресслаш ускуналарида, темирга ишлов бериш цехларида, консервация ва упаковка участкаларида ёнувчи суюқликлар кўп ишлатилади. Бундай участкаларда ёнғин содир бўлганда 10-15 дақиқа ичида ёнғин катта майдонни эгаллайди. Ёнғин жараёнида ёнувчи суюқликларнинг оқиб ёниши ва отилиши мумкин, бунда ёнғин конвейер ости ариқчалари шамоллатиш тизими ҳамда ёнувчи материаллар сирт-юзасидан тарқалиши мумкин. Битум остидаги катта майдондаги томларда ёнғинлар жуда тез тарқалади.

Эриган ёнувчи суюқлик, яъни битум жуда тезлик билан цехга оқиб тушиб, ўзининг йўлида барча нарсани ёндириб кетади. Бунда томларнинг металл конструкциялари ўзининг мустақамлик хусусиятларини 15-20 дақиқадан сўнг йўқотади ва улар бузила бошлайди. Бўяш цехларида ёнғин жуда тез тарқалади, бунда бўяш камераларида бўялган маҳсулотлар бўйлаб ва қуритиш конвейерларида ёнғиннинг тарқалиш тезлиги 2,5 *м/дақиқа*ни ташкил этади.

Ёнғин шамоллатиш тизими ва техник ускуналар орқали тез тарқалиб, қуюқ тутун ва юқори ҳароратни келтириб чиқариши мумкин. Маҳсулотларни йиғиш цехларида ёнғиннинг тез тарқалишига сабаб бўлувчи омилларга ишлаётган конвейер ва транспортёрлар киради, чунки улардаги ёнувчи маҳсулот деталлар ва транспортёр тасмалари орқали ёнғин бир жойдан бошқа жойга осонгина ўтиб кетади.

Мисол, автомобиль йиғув цехи конвейерининг юкламаси кўпайиб кетганлиги сабабли, ҳаракатлантирувчи камарлар қизиб ёна бошлайди ва ёнғин транспортёр тасмаларига ва маҳсулотларга ўтиб кетади. Биринчи ёнғин ўчириш экипажлари етиб келганда, ёнғин 7 та транспортёрни эгаллаб, майдони 276х72 метр ўлчамли цех биноси ва томи бўйлаб тарқалиш хавфи пайдо бўлган эди. Ёнғин бартараф этишга 3 соатдан кўп вақт кетади. Ёнғин оқибатида 610 m^2 транспортёр тасмалари ва 5343 m^2 майдонда томнинг ёғочли қопламаси ёнган. Ёнғин жадаллик билан конвейер остидаги ариқчаларда қолиб кетган ёнувчи суюқликлар орқали ҳам тез тарқалиши мумкин.



Механизациялаштирилган юқори стеллажли омборларда содир бўлган ёнғинлар дастлаб жадал суръатлар билан тарқалади. Бунга сабаб катта миқдорда ёнувчи материалларнинг сақланиши, уларнинг тахланиши мойли ва катта ҳажмли бўлишидир. Омборларда турли хил материалларнинг сақланиши оловнинг тез тарқалишига, ҳароратнинг кўтарилишига ва тутун билан заҳарли моддаларнинг ажралиб чиқишига сабаб бўлиши мумкин. Ёнғиннинг ривожланиши учун ҳаво етарли бўлганлиги сабабли ёнғин стеллажлар орқали тезлик билан юқори томонга қараб ҳаракатланади, бино том қисмини қиздира бошлайди ва ўпирилиш хавфини туғдиради.



Катта майдонга эга ёнувчи томлар ёнганда, ЁУР бинонинг ичига ва томга ёнғин ҳолатини аниқлаш гуруҳларини бир неча йўналиш бўйича жўнатади. Бунда бино ичидаги технологик ускуналарнинг ҳолатига, ёниш ҳудудидаги турли хил материалларга, бинодаги ёнғин ўчириш ускуналарига ва ёнғин ўчириш учун дастакчиларга қулай жойларни белгилайди, томдаги ёнғинларни бино ичидан ёки юқоридаги майдончалардан туриб ўчириш имкониятини аниқлайди. Бундан ташқари, ёнғин ҳолатини аниқлаш ички ёнғин ўчириш жўмақларини ва қуруқ

кувурларнинг борлигини, ёнаётган томнинг конструктив хусусиятларини, ёнаётган жой, унинг майдони, ёнгин тарқалиш йўналишларини, ёнгинга қарши тўсиқлар борлигини ва ёнаётган битумнинг ёниб оқиши мумкин бўлган йўналишларини аниқлайди. Бино ичидаги ёнгинни ўчириш учун лафет дастаклари, ускуна ва материалларни ҳимоя қилиш учун эса сочма сув берувчи дастаклар берилади. Магистрал енг йўллари имконият даражасида ёнгинга қарши ҳудудлардан ўтказилади. Фронт бўйича ёнгиннинг тарқалишини тўхтатиш учун сув бериш жадаллигини 0,4-0,5 л/с·м² га етказиш керак. Томдаги ёнгинларни ўчириш учун ҚД-70 ва ҚД-50 дастаклари берилади, лекин ривожланиб кетган ёнгинларда лафет дастаклари ҳам ишлатилади. Магистрал енгларни томга олиб чиқиш учун кўзғалмас нарвон, автонарвон ва тирсакли автокўтаргичлардан фойдаланилади. Ёнаётган чўғлар учиб бошқа ёнгин ўчоқлари юзага келишнинг олдини олиш ва уни ўчириш мақсадида ЁЎР куч ва воситаларнинг бир қисмини ажратади. Том қисмининг бўшлиқларида содир бўлган ёнгинларни ўчириш учун ҚД-50 дастакларидан фойдаланилади. Жуда тез ривожланиб кетган ёнгинларни ўчиришда куч ва воситалар ёнгинга қарши тўсиқлар олдида тўпланади. Ёнгиннинг том бўшлиқлари орқали тарқалишининг олдини олиш мақсадида томнинг устки қисми очилиб, иссиқ тутувчи материал ва том конструкциялари совитилади. Куч ва воситалар етарли бўлганда ёнгин тарқалиши мумкин бўлган чегаралар бўйлаб том қисмини тасмасимон қилиб очиш керак, ёнган жойларнинг қолган қисми эса ёнгин бутунлай ўчирилгандан сўнг очилади. Куч ва воситалар етарли бўлганда том бўшлиқларидаги ёнгинни тўхтатиш мақсадида ҳар бир метр масофада тешиklar ҳосил қилинади ва бу тешиklarга сув юборилади. Ёнгин ўчириш жараёнида том конструкцияларининг мустаҳкамлиги доимий назоратда бўлиши, том қисмининг бузилиш хавфи туғилганда зудлик билан шахсий таркибни огоҳлантириш, бундан ташқари, томнинг ёнаётган жойи ва унинг остида шахсий таркибнинг йиғилиб туришига йўл қўймаслик керак. Ёнмайдиган томли биноларда ёнгинларни ўчиришда асосий куч ва воситалар цехдаги ёнгинни қуршаб олиш, бартараф этиш ва хавфли жойларни ҳимоя қилиш учун киритилади. Захира дастаклари эса цехнинг ёнаётган том қисми ораллиқларига ва агар керак бўлса техник қаватларга берилади. ЁЎР ёнгинларни ўчириш вақтида машинасозлик корхоналарининг турли хил цех ва участкалари хусусиятларини ҳам инобатга олиниши керак. Йиғув цехларида ёнгин содир бўлганда, биринчи навбатда, конвейер ишини тўхтатиш, шамоллатиш ва электр таъминоти тизимини ўчириш, маҳсулотларни ҳимоя қилиш учун сув ҳамда кўпик дастакларини бериш керак. Хавф остида қолган автомобиль, трактор, комбайн ва бошқа агрегатлар эвакуация қилинади. Эвакуация ишларини амалга оширишга корхонанинг ишчи ва хизматчилари ҳам жалб қилинади. Ёнгинни ўчириш жараёнидаю биринчи навбатда, турғун (стационар) ёнгин ўчириш тизимлари ишга туширилади. Ёнгин ривожланиб, ёқилғи қуйиш участкаларига етиб бормас-

лигининг чоралари кўрилади. Бўйаш цех ва участкаларида ёнгин содир бўлганда, биринчи навбатда, шамоллатиш тизими, конвейер ҳаракати тўхтатилиб, кўпик ёки сачратма сув бериб ўчирилади, агар турғун (стационар) ёнгин ўчириш ускунаси мавжуд бўлса, уни ишлатиш чоралари кўрилади. Бир вақтнинг ўзида шамоллатиш тизимида бўёқ қатламлари орқали ёнгин тарқалиб кетмаслигининг олдини олиш ва цех томига ёнгин ўтиб кетмаслигининг чораларини кўриши лозим. Цех биносини ушлаб турувчи конструкцияларни совитиш учун сув дастаклари узатилади. Механизациялаштирилган баланд стеллажли омборларда ёнгинларни ўчиришда ЁЎР сақланаётган материалларнинг сони ва уларнинг хусусиятларини, сақланиш жойи ҳамда қадоқланишини, эвакуация қилиш зарурияти ва тартибини, қандай ёнгин ўчириш воситаларини қўллаш зарурлигини, ёнгинни ўчиришга ҳамда ҳимояга дастакларни узатиш йўл ва усулларини аниқлайди. Ёнгинни ўчириш жараёнида асосий масалалардан бири бу моддий бойликларнинг эвакуацияси ва уларни ҳимоя қилиш ҳисобланади. Бу ишларни амалга ошириш учун ЁЎР олдиндан кўзда тутилган режа асосида корхона ишчи ва хизматчиларидан, ҳарбий қисм шахсий таркибидан, ортиш механизмларидан ҳамда транспорт воситаларидан кенг миқёсда фойдаланиши керак. Эвакуация ишларини олиб бориш билан бир вақтнинг ўзида ёнаётган секцияларнинг технологик ораллиқларига юқори қувватли дастаклар берилади. Ёнгинни ўчираётган дастакчилар стеллажлардаги ёнгинни ўчириш билан чекланмасдан, технологик ускуналарни, бинонинг том қисмини ва бошқа конструктив элементларни ҳам ҳимоя қилиши ҳамда совитиши лозим. Контейнерлардаги очиқ аланга бўлиб ёнаётган жойлар ҚД-50 дастаклари билан ўчирилади, стеллажлардаги ёнгинни ўчириш билан бир вақтда, бинонинг том қисми ҳам совитиб турилади. Ёнгинни ўчириш жараёнида стеллажлар қулаб тушиб, ёнгинни ўчириш ва эвакуация ишларини қийинлаштириши ҳамда шахсий таркибни хавф остида қолдириши мумкин. ЁЎР юқори стеллажли ва механизациялашган омборларда ёнгинни ўчириш вақтида, доимо металл конструкция ҳамда стеллажлар ҳолатини назорат қилиб туриш, шахсий таркиб хавф остида қолиши мумкин бўлган ҳолларда эса зудлик билан уларни огоҳлантириш, керак бўлса хавфсиз жойга чиқиб кетиш чораларини кўриши лозим. ГТХХ гуруҳлари билан алоқани имконият даражасида СПУ-3К ускунаси орқали ушлаб туриш керак, чунки омборлардаги контейнер ва металл конструкцияларнинг кўплиги доимий радиоалоқани ушлаб туришни қийинлаштиради. Юқорида билдириб ўтилган фикрлар ва тавфсияларга амал қилиш хозирги куннинг нақадар долзарб мавзуси эканлиги ҳес кимга сир эмас, зеро юртбошимиз таъкидлаганларидек "...Жамиятда тинчлик ва осойишталикни таъминлашда ҳеч ким четда турмаслиги, "Ўз болангизни, ўз уйингизни, ўз Ватанингизни кўз қорачиғидек асранг" деган шиор одамларимиз қалбидан чуқур жой олиши керак... тамойили асосида барқарорлик ва хавфсизликни таъминлаш ҳар бир давлат хизматчиси ва фуқароларимизнинг муқаддас вазифадир.

ОСНОВНЫЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ ЗАГРЯЗНЕНИЯ ПРИРОДНЫХ ВОД МЫШЬЯКОМ: ОТ ИРАНА ДО УЗБЕКИСТАНА



Воробьев А.Е.,
профессор РУДН, д.т.н.



Воробьев К.А.
ассистент РУДН



Аламгир М.Д.,
аспирант РУДН



Мадаева М.З.,
доцент ГГТУ, к.т.н.

Ichimlik suvlarida mishyak muammosi aniqlandi, bu odamlar sog'lig'ining buzilishiga olib keladi. Litosferadan ichimlik suviga mishyak olishning asosiy qonunlari va usullari ko'rsatilgan. Margimushni oson eruvchan shakllarga va tabiiy suvlardagi asosiy birikmalarga o'tishning kimyoviy reaksiyalari taqdim etiladi. Tabiiy toza suvlarning mishyak bilan kasallanish xavfi bo'yicha dunyo xaritasi batafsil. Tabiiy sirt va er osti suvlarida arsenikning ko'chishi mexanizmi tushuntirildi. Arsenikni er osti ifloslangan suvlardan texnogen geokimyoviy to'siqlarga joylashtirish usuli tasvirlangan.

Tayanch iboralar: er osti suvlari, marsenik, ifloslanish, odamlarga ta'sir qilish, yog'ingarchilik.

Раскрыта проблема мышьяка в питьевых водах, обуславливающая нарушение здоровья людей. Показаны основные закономерности и пути попадания мышьяка из литосферы в питьевые воды. Представлены химические реакции перехода мышьяка в легко растворимые формы и основные его соединения в природных водах. Детализирована карта мира по риску заражения мышьяком природных пресных вод. Объяснен механизм миграции мышьяка в природных поверхностных и подземных водах. Описан способ локализации мышьяка из подземных загрязненных вод на техногенных геохимических барьерах.

Ключевые слова: Подземные воды, мышьяк, загрязнение, влияние на людей, осаждение.

Человеческий мир обладает явно выраженной неравномерностью средней продолжительности жизни людей, проживающих на различных территориях: Япония – 82, Иран – 70, Индия – 68, Россия – 66, Узбекистан – 65, Пакистан – 63, Бангладеш – 62 лет и т.д. Зачастую это обусловлено генетическими особенностями человеческой популяции региона, в чем-то продолжительность жизни людей определяется социально-политическим устройством государства, расположенным в том или ином регионе (например, в свое время «красные кхмеры» резко подсократили среднюю продолжительность жизни своих граждан), но во всех регионах Земли средняя продолжительность жизни во-многом зависит от потребляемой населением воды (её состава) и пищи.

Необходимо отметить, что отдельные участки земной коры зачастую крайне неоднородны по своему минералогическому и химическому составу [7, 14, 15], что накладывает определенный отпечаток на состав их покрывающих почв, подземных и поверхностных (речных, озерных и т.д.) вод [7, 12, 13], а также биоты.

В частности, на протяжении тысячелетий мышьяк содержащие илистые отложения (образуемые из разрушенных речными водами и атмосферными осадками горных пород Гималаев) сформировали древнюю равнину в долинах и дельтах рек Ганг, Брахмапутра и Мегхна (рис. 1), которая в настоящее время представляет собой довольно густонаселенную (500 млн. жителей) территорию, площадью 700 тыс. км² [25]. При этом необходимо отметить, что равнины, находящиеся у подножий Гималаев, относятся к числу территорий Земли с наиболее высоким в мире содержанием мышьяка (при средней его концентрации в земной коре – 1,7·10⁻⁴ %). Из мышьяк содержащих аллювиальных отложений этот токсичный элемент (As) попадает в питьевые воды и постепенно отравляет использующее их население. Хотя обычное содержание мышьяка в подземных водах составляет 0,5–10 мкг/л [23], но в отдельных регионах Земли оно достигает 5 мг/л и более, что способно вызвать серьезное хроническое отравление людей [20]. В частности, мышьяком заражена вода практически почти всех крупных рек от Инда на западе до Янцзы на востоке, берущих своё начало в Гималаях. Результат их употребления: поражение

кожи людей, заболевание дыхательной и сердечно-сосудистой систем, возникновение некоторых видов рака, появление язв и развитие гангрены, а также возможны тяжелые нарушения в работе мозга и организма человека в целом. Из-за отравлений мышьяком, попадающим в организм людей с водой, по всему миру в год умирает 43 тыс. человек [21].

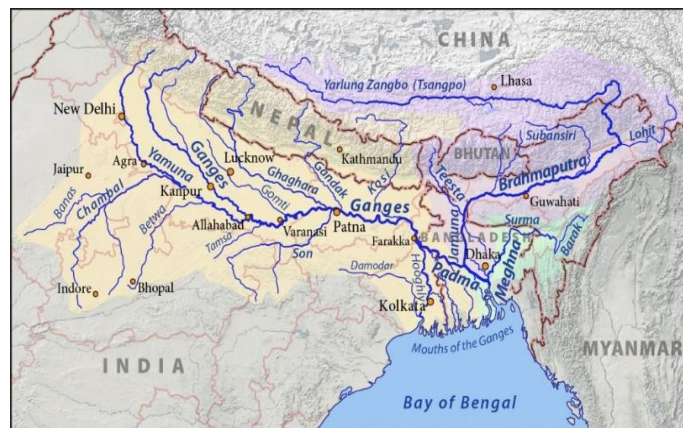


Рис. 1. Речная сеть Ганга, Мегхна и Брахмапутры

В XX в. Бангладеш столкнулась с самой крупной массовой интоксикацией в истории человечества: от мышьяка находящимся в грунтовых водах, используемых местным населением в качестве питьевых источников, в различной форме пострадало до 60 млн. чел. (а всего в мире под угрозой отравления мышьяком с природными водами находится до 220 млн. чел.).

Так, в 1992 г. было установлено, что в Бангладеш в некоторых близповерхностных грунтовых водах содержание мышьяка превышает концентрацию 0,05 мг/л [18], что намного превышает норму (0,01 мг/л), допустимую критериями ВОЗ. Аналогичная проблема стоит и перед пограничным индийским штатом Западная Бенгалия. При этом, в самых неглубоких питьевых колодцах была отмечена самая высокая концентрация мышьяка.

В ходе осуществляемых исследований было установлено, что мышьяк попадает в речные и подземные воды несколькими путями [18].

На интенсивность поступления мышьяка в поверхностные и подземные воды влияет целый комплекс условий [1]: особенности геохимических обстановок, наличие ионов мышьяка (образующих растворимые комплексы), наличие водопроводящих («живых») разломов [4, 6] и некоторые техногенные факторы.

Во-первых, мышьяк в природные воды поступает вследствие проявления довольно частой тектонической активности, наблюдаемой в районе Гималаев, Тянь-Шаня, Памира, Кавказа и др. других горных систем.

Во-вторых, путем вымывания на земную поверхность дождевой водой из приземной атмосферы, куда мышьяк (в среднем 0,03 мг/л) попадает в результате испарения с поверхности почв, ветровой эрозии, из вулканических эманаций или морских аэрозолей [23], а также в форме пылевых частиц (As_2O_3), образующихся при пылении на горных предприятиях [9, 11], сжигании угля и выплавки руды на металлургических заводах. Поэтому на его концентрацию в поверхностных и подземных водах значительное влияние оказывает объем дождевых осадков, которые к тому же приводят к быстрой эрозии вмещающих мышьяк горных пород [5], в результате чего мышьяк (обычно связанный с пиритом и другими сульфидами), проникает в речные системы и подземные воды.

Например, проникновение мышьяка в воду подземного питьевого горизонта происходит за счет окисления различных сульфидов (в том числе и серного колчедана), содержащих в своей минеральной матрице мышьяк. Химические реакции, в результате которых высвобождается мышьяк, могут быть запущены 2-мя способами [25]. В частности, при повышенном значении pH в щелочной среде вода способствует высвобождению мышьяка. То же самое происходит в водах богатых органикой.

Мышьяк (As) представляет собой анионогенный элемент двух (3+ и 5+) степеней окисления [23]. Поэтому в природных водах мышьяк находится в основном в виде неорганических форм As (III) и As (V), соотношение между которыми обуславливается значениями окислительно-восстановительных потенциалов и pH среды [17]. При чем, в окислительных условиях доминирующей формой мышьяка в природных водах является As (V), а в средневосстановительной среде наиболее термодинамически стабильным является As (III). Необходимо также отметить, что соединения As (III) в природных водах обычно присутствуют в форме слабой мышьяковистой кислоты H_3AsO_3 ($pK_a = 9,22$), а соединения As (V) – в форме более сильной мышьяковой кислоты H_3AsO_4 ($pK_a = 2,20$) и ее анионов $H_2AsO_4^-$ и $HA_2O_4^{2-}$ [17]. Таким образом, в водах в интервале pH 4–10 соединения As (III) электрически не заряжены, а соединения As (V) заряжены отрицательно.

Кроме того, поверхностные воды также могут содержать концентрации (от 10 до 60 % от общего количества мышьяка) мышьяка в виде органических форм, таких, как монометиларсенаты (ММА) и диметиларсенаты (ДМА) [17]. При этом необходимо отметить, что соединения As (III) в 60 раз токсичнее As (V), в то время как органические соединения мышьяка гораздо менее токсичны, чем неорганические.

Наиболее часто подземные воды с высоким содержанием As формируются в водоносных горизонтах, сложенных песчано-сланцевыми породами, в которых его концентрация обычно максимальна: в глинистых осадочных породах, включая сланцы и аргиллит, содержание мышьяка составляют до 900 мг/кг, т.к. арсенат-ионы легко фиксируются глинистыми частицами. При выщелачивании мышьяк накапливается преимущественно в водах HCO_3-Na и $HCO_3-Cl-Na$ состава [16]. Причина этого в значительно

более высокой растворимости натриевых солей мышьяковых кислот, по сравнению с кальциевыми. Так, растворимость арсената натрия составляет 203 г/дм³, а арсената кальция всего лишь 0,13 г/дм³. Поэтому в схеме вертикальной гидрохимической зональности обычно отмечается увеличение концентрации As при переходе от маломинерализованных HCO_3-Ca вод к более минерализованным HCO_3-Na водам

Кроме этого мышьяк может попадать в поверхностные и подземные воды в результате действия техногенных факторов (например, через выбросы от горной промышленности, металлургических и химических предприятий по производству удобрений, сельского хозяйства, массового водозабора и т.д.).

Так, массовое выкачивание вод из грунтовых горизонтов жителями Бангладеш свыше 50 лет для своих нужд и полива сельскохозяйственных посадок, привело к существенному понижению уровня подземных вод [18]. В результате мышьяк содержащие минералы (прежде всего - серный колчедан) и сопутствующие горные породы вступили в прямой контакт с кислородом атмосферного воздуха, который их окисляет. Это обстоятельство влечет за собой цепь химических реакций, позволяющих мышьяку перейти в легко растворимую, бесцветную и опасную для здоровья людей, форму:



В результате такой реакции образуется мышьяковая кислота, довольно хорошо растворимая в воде. При чем, на растворимость мышьяка оказывает существенное влияние значение pH вод. К настоящему времени известно, что в сильно кислых (с pH около 3,5 и Eh > 600 мВ) сульфатных водах количество мышьяка может достигать $n \cdot 100$ мг/дм³ [16]. Такие мышьяк содержащие подземные воды широко распространены во многих рудных провинциях, таких как Урал, Малый и Большой Кавказ и др.

В настоящее время такое заражение угрожает и Ханю (Вьетнам). Так, ранее этот город получал питьевую воду из чистого водоносного горизонта, в который поступала вода с территорий, довольно значительно удаленных от города [24]. Первоначально гидродинамический поток отталкивал от водозабора и чистых источников мигрирующие из соседних загрязненных участков воды. Но по мере роста столицы Вьетнама город забирал из чистого слоя всё больше и больше пресной питьевой воды, и направление гидродинамического потока изменилось. В результате воды из загрязненного слоя, находящегося рядом с рекой Хонгха, перенаправились в сторону ранее чистой, потребляемой городом.

Также возможно окисление содержащих мышьяк гидроокисей железа под воздействием органического углерода [18]. Кроме того, было установлено, что некоторые бактерии (с помощью специальных ферментов) запускают химические реакции, отцепляя оксиды железа, которые прежде удерживали мышьяк в связанном виде в составе его минералов-носителей [25].

Так, особая техногенная геозкологическая ситуация сложилась в дельте р. Ганга, где в 1970-х началось бурение скважин, чтобы люди не пили поверхностную воду, заражённую болезнетворными микроорганизмами [19]. Такие бактериологические проблемы стали появляться в 1960-х гг., когда в странах Юго-Восточной Азии многие поверхностные водные источники оказались заражены патогенными бактериями, т.к. не были защищены от попадания в них неочищенной канализации или сельскохозяйственных стоков [25].

Поэтому в 1969 г. при поддержке нескольких международных организаций (таких, как ЮНИСЕФ и др.) первоначально в Индии, а затем в других странах Юго-Восточной Азии, была запущена специальная программа (стоимостью \$125 млн.) бурения глубоких водяных скважин и в результате этого было создано свыше миллиона колодцев.

Тогда геологи не понимали, что эта, как им казалось, позитивная технология, приведёт к массовому проникновению мышьяка в питьевые водоносные горизонты. Так, большинство скважин были заложены до глубины 50-200 м и заканчиваясь сразу, как только достигали первого слоя воды, не содержащего поверхностных бактерий [25]. Но именно на этой глубине в последствие были обнаружены основные залежи мышьяка в недрах этого региона, о которых ранее не было известно.

Исследователи из Швейцарского федерального института водных наук и технологий (Eawag) разработали карту мира (рис. 2), где была обозначена степень риска попадания мышьяка в грунтовые воды, определенная на основе особенностей имеющихся условий территорий.

Благодаря наличию значительного количества кислорода в поверхностных водах, в сочетании с низким уровнем значения pH, питьевые воды некоторых районов Аргентины, Чили, Китая, Вьетнама, Индии, Бангладеш, Непала, Тайваня, Казахстана, Монголии, северо-запада США и некоторых др. стран попадают в эту группу риска [25]. Такой риск также повышен и там, где имеются богатые органикой воды (даже при низком содержании кислорода) - это характерно для районов, расположенных в дельтах рек (например, в Северной Индии, Бангладеш и бассейне Амазонки). Так, широкое исследование, проведенное в 14 округах провинции Синд (Пакистан) показало, что 77% водных ресурсов этой страны не безопасны для человека.

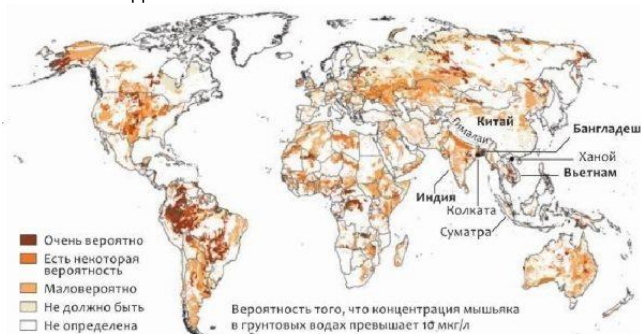


Рис. 2. Карта риска заражения мышьяком природных пресных вод [25]

В Узбекистан мышьяк попадает с водами р. Сырдарьи, где в её верховьях на территории Таджикистана воды содержат 1,4 мкг/л мышьяка.

В Казахстане, наблюдается значительная техногенная составляющая загрязнения вод мышьяком, обусловленная влиянием горной промышленности. Так, в отвалах Усть-каменогорского металлургического комбината уже скопилось около 300 тыс. т мышьяковистых продуктов, с ежегодным их прирост составляет 11 тыс. т. Также необходимо отметить, что на уровень загрязненности мышьяком озера Балхаш (занимающего 2-е место по объему в Казахстане) оказывают влияние сбросы ПО "Балхашмыс", со сточными водами которого (объемом 91041 тыс.м³ в год) в этот водоем ежегодно поступает 0,465 т этого элемента [3]. А концентрация мышьяка в водах р. Илек уже превышает допустимую в 400 раз [26]. Кроме того, в поверхностных водах озера Кобейтуз (рис. 3) были установлены довольно высокие (20,7 мг/дм³) концентрации мышьяка.

В России к регионам с повышенным содержанием мышьяка в подземных водах относятся территории [1]: Забайкальского, Пермского, Ставропольского и Хабаровского края, Магаданской и Пензенской областей, а также республик Тува и Дагестан. Так, по данным Н.Д. Буданова, подземные воды рудного поля Кочкарского месторождения золота на Урале (еще в 1964 г.) содержали мышьяк в количествах, значительно превышающих его предельно допустимую концентрацию того периода времени.

При этом, на многих этих территориях в артезианских бассейнах наблюдается четко выраженное изменение состава подземных вод (с увеличением концентрации мышьяка) и повышение их минерализации: от областей питания к областям разгрузки. Так, на территории артезианского бассейна Северного Дагестана была установлена явная зональность: в северо-восточном направлении от областей питания сульфатные кальциевые и натриевые воды замещаются типичными гидрокарбонатно-натриевыми водами, которые по мере приближения к долине р. Кумы и к прибрежной полосе Каспия довольно резко переходят в хлоридно-натриевые воды [1]. При чем, в том же направлении увеличивается (от 0,4 до 2-3 г/л) общая минерализация вод, оставаясь на подавляющей части территории менее 1 г/л.



Рис. 3. Озеро Кобейтуз, Акмолинская область, Казахстан

Это обусловлено тем, что в области сноса, т.е. северных склонах Главного Кавказского хребта, имеют широкое распространение мышьяковистые минералы [23]: реальгар AsS, аурипигмент As₂S₃, мышьяковистый колчедан, арсениопирит FeAsS, леллингит FeAs₂ и др. (всего известно 120 минералов и минеральных ассоциаций мышьяка). Такие особенности геологического строения данной территории способствуют формированию в поверхностных и подземных водах многочисленных аномалий (рис. 4) по содержанию мышьяка.

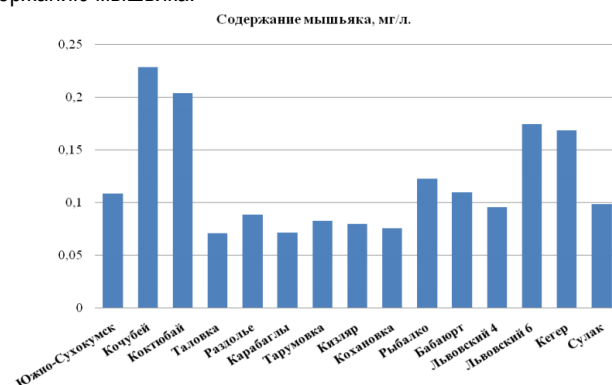


Рис. 4. Населенные пункты с содержанием мышьяка в питьевых водах, превышающем норматив ГОСТ (0,05 мг/л) [1]

По итогам комплексных исследований [24], на основе результатов химических анализов подземных вод по 370 артезианским скважинам, была составлена карта загрязнения мышьяком Северо-Дагестанского артезианского бассейна (рис. 5).

В ходе исследований наиболее значительные концентрации мышьяка были установлены в северо-восточной части этого бассейна [24]. При этом выделяется следующая закономерность: несмотря на разные области питания, содержание мышьяка существенно увеличивается в областях транзита и разгрузки

водоносных комплексов по направлению к северо-востоку (особенно в юго-восточной части равнинного Дагестана).

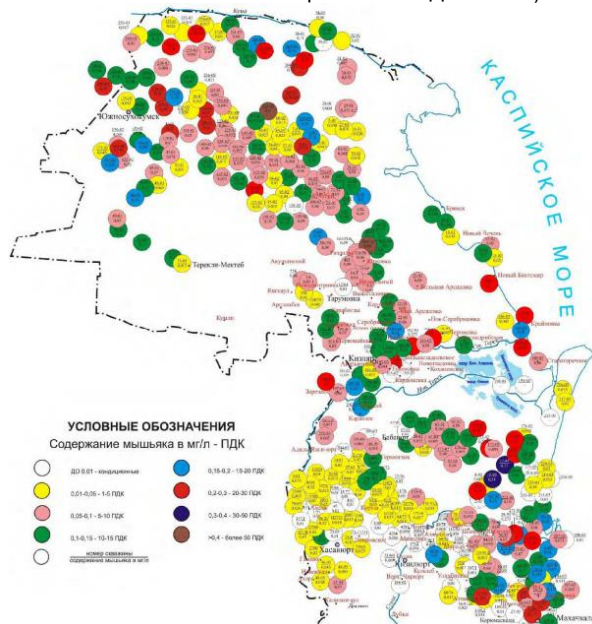


Рис. 5. Обзорная карта содержания мышьяка в артезианских водах Северо-Дагестанского бассейна [24]

Кроме того, исследования показали многочисленность скважин (рис. 6), воды которых оказались зараженными мышьяком. В настоящее время разработаны несколько технологий по утилизации мышьяка, в зависимости от его фазового состояния и вида соединений. Так, в ИИИТ РУДН нами разработана перспективная технология локализации мышьяка и других токсичных металлов при миграции загрязненных подземных вод в геологической среде [10], основанная на их осаждении на специально сформированных техногенных геохимических барьерах. В странах дальнего зарубежья минеральные отходы, содержащие мышьяк, утилизируют в металлических контейнерах, которые затем помещают в недействующие шахты и заливают их там бетоном [22]. В Северном Рейн-Вестфалии (ФРГ) в 1971 г. в выработанной шахте таким образом было захоронено 2800 т известковой суспензии с 10%-м содержанием мышьяка.

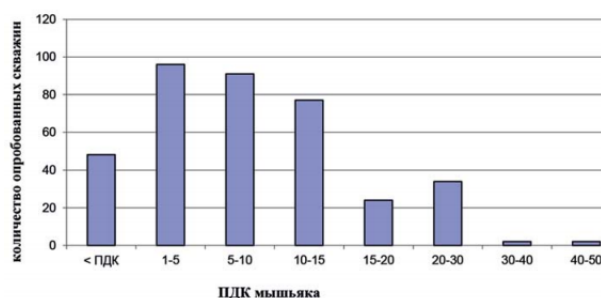


Рис. 8. Гистограмма количества скважин Северного Дагестана, артезианские воды которых заражены мышьяком (в единицах ПДК) [2]

Еще одна технология, получившая практическое применение на предприятиях Усть-Каменогорского металлургического комплекса, базируется на том, что мышьяк, содержащийся в перерабатываемом минеральном сырье, выводится на свинцовом производстве в форме арсената кальция. В последующем на Зыряновском горно-обогатительном комбинате (г. Усть-Каменогорск, Казахстан) целенаправленно переводят мышьякосодержащие отходы из 1-го класса опасности в 3-й (умеренно опасный), получая мышьяк в виде соединения с железом (труднорастворимый минерал скородит).

В дальнейшем в ТОО «Казцинк» была разработана технология смешивания мышьяксодержащие отходы (18 тыс. т) с цементом в отношении 1:10, а получаемые бетонные «кубики» захоранивают на полигоне в районе бывшей испытательной площадки «Балапан» (Семипалатинский ядерный полигон), а также в горных выработках Греховского рудника. В г. Свирске Иркутской области (РФ) для мышьяковых отходов, накопившихся при работе металлургического завода, был построен специальный саркофаг: 15 м в высоту, 50 м в ширину и более 1 км в длину, с вместимостью - 250 тыс. м³ [22].

В нем были захоронены 150 *тыс. т* мышьяковистых огарков, а также все сооружения и оборудование металлургического завода, 16 *тыс. т* строительного мусора и порядка 40 *тыс. т* зараженной почвы (на загрязненной территории 13 га она была снята на глубину 50–100 см, заменена чистым черноземом и засеяна травой).

Библиографический список:

1. Абдулмутаимов Т.О., Ревич Б.А. Сравнительный анализ содержания мышьяка в подземных водах Северного Дагестана // Юг России: экология, развитие. Т 7, N 2, 2012. С. 81-86.
2. Абдулмутаимов Т.О., Ревич Б.А., Газалиев И.М. Мышьяк в питьевых артезианских водах Северного Дагестана и риски здоровью населения // Разведка и охрана недр N 1. 2018. С. 37-42.
3. Водные ресурсы республики Казахстан и их загрязнители // <https://leksi.org/6-90149.html>.
4. Воробьев А.Е., Дьяконов В.В., Мадаева М.З., Сулейманов А.М. Водопроводящие разломы горной части Северной Осетии // XIII Международная конференция «Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр». Москва-Тбилиси, М., РУДН. 2014. С. 332-334.
5. Воробьев А.Е., Мадаева М.З. Динамика развития загрязнения поверхностной гидросферы Северной Осетии // Сборник статей VI Международной научно-практической конференции «Инновации в технологиях и образовании». Часть 2. Белово. КГТУ. 2013. С. 70-71.
6. Воробьев А.Е., Мадаева М.З. Миграция флюидов по активным разломам и зонам трещиноватости Северной Осетии // Материалы XII международной конференции «Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр» Москва (Россия) – Занджан (Иран). М., РУДН. 2013. С. 761-762.
7. Воробьев А.Е., Мадаева М.З. Основные особенности загрязнения подземных вод пород высокогорных территорий // X международная научно-практическая конференция «Инновации в технологиях и образовании». Ч 1. Белово. Изд-во филиала ун-та «Св. Кирилла и Св. Мефодия». Великово Тырново. Болгария. 2017. С. 50-52.
8. Воробьев А.Е., Мадаева М.З. Петрографические свойства горных пород Северной Осетии и оценка возможных геоэкологических рисков // Сборник научных статей международной научно-технической конференции «Проблемы и пути инновационного развития горно-металлургической отрасли». Часть 1. Ташкент. ТашГТУ. 2014. С. 171-173.
9. Воробьев А.Е., Мадаева М.З. Пылевая нагрузка от горнотехнических дорог Северного Кавказа на биосферу // Материалы III Международной конференции «Горное, нефтяное, геологическое и геоэкологическое образование в XXI веке», Москва - Горно-Алтайск, 2008. - Москва: РУДН, 2008. – С. 172-174.
10. Воробьев А.Е., Воробьев К.А., Мадаева М.З., Хаджиев А.А., Турлуев Р.А.-В. Способ захоронения жидких стоков в геологической среде // Патент на изобретение РФ №2713796. 2019.

11. Воробьев А.Е., Побыванец В.С., Мадаева М.З. и др. Экологическая нагрузка от горноперерабатывающих предприятий Северокавказского региона и обеспечение его промышленной безопасности // *Материалы III Международной конференции «Горное, нефтяное, геологическое и геоэкологическое образование в XXI веке», Москва - Горно-Алтайск, 2008. - Москва: РУДН, 2008. – С. 182-185.*
12. Воробьев А.Е., Роман А.Т., Мадаева М.З. Геологическая деятельность подземных вод // *Материалы XI Международной конференции «Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр», 18-21 сент. 2012 г. – Усть-Каменогорск: ВКГТУ, 2012. – Т. II. - 32 с.*
13. Воробьев А.Е., Роман А.Т., Мадаева М.З. Подземные воды, их геологическая и гидрогеологическая деятельность // *Материалы 11-ой международной конференции: Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр. М., РУДН. 2012. С. 252-255.*
14. Воробьев А.Е., Шамшиев О.Ш., Мадаева М.З., Толобаева Н.Т., Хаджиев А.А. Основные закономерности металлогении мезо-кайнозойских комплексов Южного Тянь-Шаня // В сборнике: *Горизонты науки: материаловедение и металлургия / Материалы Международной научно-практической конференции, посвященной 100-летию ФГБОУ ВО "ГГНТУ им. М.Д. Миллионщикова". ГГНТУ. Грозный. 2019. С. 104-111.*
15. Воробьев А.Е., Шамшиев О.Ш., Мадаева М.З. Структурно-петрографические свойства горных пород высокогорных территорий и особенности загрязнения подземных вод. Монография. Бишкек (Кыргызстан). ИЦ «Текник». 2013. 176 с.
16. Киреева Т.А. Гидрогеохимия. М., МГУ. 2016. 210 с.
17. Мельник Л.А., Бабак Ю.В., Гончарук В.В. Проблемы удаления соединений мышьяка из природных вод в процессе баромембранной обработки // *Химия и технология воды. т. 34, №3. 2012. С. 273-282.*
18. Над Бангладеш нависла угроза массового отравления мышьяком // https://yandex.ru/turbo/newsru.com/s/world/09dec2002/otravl_banglad.html.
19. Насырова Л.А., Сафаров А.М., Максотова А.М. Анализ основных показателей качества морской воды при добыче и транспортировке нефти на Каспии в Республике Казахстан // *X международная научно-практическая конференция. 2017. С. 254-256.*
20. Откуда мышьяк в бангладешских колодцах? // <https://earth-chronicles.ru/news/2011-10-27-10625>.
21. Пакистанцы подверглись воздействию повышенной концентрации мышьяка через загрязненную воду // <https://tass.ru/plus-one/5511809>.
22. Париков Ю.С., Мукаева А.Е. Экологическая безопасность отработки золото-мышьяковых месторождений Восточного Казахстана // *Геология и охрана недр. № 2 (67). 2018. С. 60-65.*
23. Самедов Ш.Г., Ибрагимова Т.И. Загрязнение подземных вод мышьяком равнинной части Дагестана // *Экология и промышленность России. Т 19. N 5. С. 61-63*
24. Самедов Ш.Г., Ибрагимова Т.И. Экологические аспекты содержания мышьяка в подземных водах равнинной части Дагестана // *Труды Института геологии Дагестанского научного центра РАН N 63. 2014. С. 278-281.*
25. Смертоносная вода // <https://scientifically.info/publ/7-1-0-260>.
26. Химически опасные воды // https://online.zakon.kz/Document/?doc_id=31200551#pos=3;-81.

СТАНОК ТОКАРНО-ВИНТОРЕЗНЫЙ
1M63





Государственное предприятие НГМК
Производственное объединение
"Навоийский машиностроительный завод"
www.ngmk.uz

Адрес: г. Навои, ул. Инспекторов, 5
Тел.: (+99879)227-62-14, 227-64-23
Факс: (+99879) 223-48-78
E-mail: inforngmk@ngmk.uz



УМР ДАФТАРИДАГИ ЗАРҲАЛ БИТИКЛАР

(Таниқли геолог олим, академик Ҳабибулла Акбаровнинг 85 йиллигига)

Илм-фан тараққиёти, олимларнинг яратувчанлиги, тинимсиз илмий изланишлари ва кашфиётлари муайян мамлакат равнақи ва халқнинг фаровонлигининг кафолати бўлади. Юртнинг иқтисодий ва ижтимоий ривожига юксак тафаккурли ва билимли кадрлар, салоҳиятли инсонларнинг фаолияти билан чамбарчас боғлиқ. Шундай инсонлар борки, ҳаётини сеvimли касбига, илм-фанга ва муносиб шогирдлар тарбиялаш билан Ватан равнақига хизмат қилишга бағишлайди. Ҳақиқий олимлик – бу игна билан қудуқ қазишдек машаққатли иш. Шундай масъулиятли ва айни пайтда шарафли йўлни танлаган, ўз ҳаётини илм-фанга бағишлаган фидойи инсонлардан бири – академик Ҳабибулла Акбаровдир.

Ҳабибулло Акбаров 1936 йилнинг 24 мартида Тошкент шаҳрида оддий ишчи oilасида таваллуд топди. Устоз 1943 йилда шаҳардаги 89-ўрта мактабга ўқишга бориб, уни тугаллаган 1953 йилда Ўрта Осиё политехника институтининг геология-қидирув факультетига ўқишга кирди. Бўлажак олим талабалик йилларидаёқ зукколиги ва теран фикрлари билан устозларининг назарига тушди. Институтни тугатгач, Ҳабибулло Акбаров Тошкентдаги Ўрта Осиё геология ва минерал хомашё илмий-тадқиқот институтига ишга таклиф қилинди. Институтда Ҳабибулло Асатович катта лаборант, кичик илмий ходим, катта муҳандис, аспирант, сектор ва бўлим бошлиғи, директорнинг илмий ишлар бўйича муовини лавозимига бўлган йўлни босиб ўтди.

Ҳ.А.Аkbаров институтдаги фаолияти давомида йирик геолог олимлар қаторида Ўрта Осиёнинг геологик ҳосил бўлиши, тузилиши ва геологик-саноат турлари турлича бўлган – Қўйтош, Чорух-Дайрон, Сумсар, Олтинтопан, Ҳайдаркон, Қўрғошинкон каби маъдан майдонлари конларини ўрганишда иштирок этиб, катта илмий мактабни ўтади. А.Королев, Қ.Бобоев ва С.Ибодуллаев каби геологиянинг етук илм дарғалари Ҳ.А.Аkbаровдан устоз сифатида билим ва маслаҳатларини аямадилар ва унинг ўз соҳасининг таниқли олими сифатида шаклланишига ҳисса қўшдилар. Илм-фаннинг юксак чўққиларини забт этишдек улуғвор мақсадлар йўлида тинимсиз меҳнат қилишни ўргатдилар. Ҳ.А.Аkbаровнинг эришган барча илмий ютуқлари мазкур институт билан боғлиқ. У дастлаб, А.Королев раҳбарлигида, кейинчалик геология-минералогия фанлари докторлари Ш.Фатхуллаев, М.Умархўжаев, В.Зималина, Д.Муқимова, Р.Исанов, М.Турапов, Ш.Эргашев, М.Тешабоева каби олимлар билан ҳамкорликда ҳосил бўлиши турлича бўлган маъдан

майдонларнинг тузилиши, литологияси, петрографияси ва тектоникасини ўрганди.

Аспирантурада олиб борган илмий-тадқиқотлари натижасида Ҳ.А.Аkbаров 1967 йилда “Ўрта Осиёда полиметалл маъдан майдонлари ва конларининг геологик-тузилиши турлари ва уларни қидириш хусусиятлари” мавзусидаги номзодлик диссертациясини муддатидан олдин ҳимоя қилиб, геология-минералогия фанлари номзоди илмий даражасини олди. Ёш геолог олим дала геология-қидирув экспедицияларида самарали меҳнат қилиб, маъданларнинг пайдо бўлиш шароитларини, жойлашиш қонуниятларини ўрганиб, маъданли майдонларининг геологик-башоратлаш харитасини тузди. Олиб борган тадқиқотлари натижасида Ҳ.А.Аkbаров ўзининг ер юзига чиқувчи фойдали қазilmаларни катта конларни кам учраши ва кон-металлургия саноати ривожланишининг истиқболлари чуқур қатламларда яширин жойлашган маъданларни илмий асосда қидириш ва баҳолаш зарурлигига боғлиқ эканлиги тўғрисидаги илмий ғояларини илгари сурди. Олимнинг илмий изланишлари маъдан конларининг пайдо бўлиш шароитлари ва жойлашиш қонуниятлари билан боғлиқ бўлган жуда кенг кўламли масалаларни қамраб олади. Ҳ.А.Аkbаров Ўрта Осиё маъданли майдонлар тузилиши геологияси мактабининг муносиб вакилидир. Ҳ.Абдуллаев, А.Королев, Н.Лаверов, А.Абдулин, П.Шехтман каби геолог олимларнинг маъданли майдонлар тузилиши геологияси бўйича илмий изланишларини давом эттириб, маъданли майдонлар геологик тузилишини ўрганишда ўз услубини ишлаб чиқди.



Ҳабибулло Акбаров маъданли майдонлар геологик тузилиши таҳлили, геология-тузилишини хариталаш, башоратлаш, қидириш, чуқур қатламлардаги маъданларнинг миқдорини баҳолаш усуллари бўйича йирик олим даражасига етишди.

Олим “Тянь-Шан полиметалл маъдан майдонларини ва конларини ўрганиш” бўйича монографиясида геологик хариталаш ва қидириш ишларини биринчи навбатда сурилмалар билан мураккаблашган, истиқболли геология-структура майдонларида олиб боришни тавсия қилди. Геологик-башоратлаш харитасида барча далилий ҳужжатларни умумлаштириб, маъданли конларнинг сифати ва миқдори бўйича ҳажмини аниқлаш мумкинлигини кўрсатиб берди.

Ҳабибулло Акбаров 1986 йилда 30 йиллик илмий-тадқиқот ишларининг натижаси бўйича Қозоғистон Фанлар академияси Геология институтининг бирлашган махсус Кенгашида “Тянь-Шан полиметалл маъдан майдонлари геологик тузилиши шароитлари ва уларни башоратлаш” мавзусида докторлик диссертациясини муваффақиятли ҳимоя қилди. Олимнинг мазкур илмий иши таниқли геолог олимлар томонидан юқори баҳоланди.

Мамлакатимизда фаолият олиб бораётган кон-металлургия саноатининг йирик корхоналарига малакали мутахассисларни тайёрлаб беришда ҳам бу илм фидойисининг хизматлари катта. Ҳ.А.Аkbаров Навоий кон-металлургия комбинатининг геолог мутахассисларга бўлган эҳтиёжини эътиборга олган ҳолда комбинатга малакали ёш мутахассисларни ишга юборишга куч-ғайратини сафарбар этди. Бугуни кунда олимнинг комбинатда меҳнат қилаётган юзлаб шогирдлари ўзларининг билим ва меҳнатлари билан мамлакатимиз иқтисодиётини мустаҳкамлашда муносиб ҳиссаларини қўшиб келмоқдалар. Ҳ.А.Аkbаров 700 дан ортиқ илмий ишларнинг муаллифидир. Атоқли олимнинг “Ўрта Осиё полиметалл конлари ва маъдан майдонларининг геология-тузилиши турлари”, “Ўрта Осиё эндоген маъданли майдонларининг саноат турларининг тузилиши атласи”, “Ўрта Осиё эндоген маъданли майдонларининг миқдорий башоратлари”, “Полиметалл конлар геологияси” каби кўплаб фундаментал илмий асарлари бугунги кунда ҳам геологлар учун муҳим илмий ва амалий қўлланмалар бўлиб хизмат қилмоқда. Ҳабибулла Акбаров катта илмий, ташкилотчилик ҳамда педагогик ва жамоатчилик фаолияти учун 1989 йилда Ўзбекистон Республикаси Фанлар академиясининг мухбир аъзоси, 1994 йилдан ҳақиқий аъзоси этиб сайланган. Устоз 60 йилдан ортиқ илмий-педагогик фаолияти давомида

ўнлаб фан номзодлари ва фан докторларининг диссертацияларига раҳбарлик қилиб, уларни соҳанинг етук мутахассислари бўлиб етиштириларида ўзининг муносиб ҳиссасини қўшди. Ўзбекистон Фанлар академияси Президиуми ва унинг институтлари структураларининг ўзгариши муносабати билан техника, табиий, гуманитар фанлар бўйича мажмуалар ташкил этилганда, Ҳ.А.Аkbаров Табиий фанлар бўлими раҳбарининг ўринбосари сифатида экологик муаммолар бўйича тадқиқотларни ташкил қилишда фаол иштирок этди.

У геоэкологиянинг БМТ, НАТО томонидан Марказий Осиё тоғли регионларининг барқарор ривожланиши, чўлланишга қарши кураш, чучук сувлардан унумли фойдаланиш, табиий офатлар, зилзилалар хавф-хатарини камайтириш, иқлим ўзгаришининг Республика ресурс имкониятларига таъсири ва бошқа глобал муаммолар бўйича ўтказилган кўплаб конференциялар, семинарлар ва кенгашларда иштирок этди.

1999 йили Саудия Арабистони қироли Ўзбекистон Республикасидан катта делегацияни меҳмон сифатида Ҳаж амалларини бажариш учун юртига таклиф қилди. Илм-фан ва маданият арбоблари, саноат ва қишлоқ хўжалиги соҳаси раҳбарлари ва илғорларидан таркиб топган Ўзбекистон делегацияси сафида Ҳабибулла Асатович ҳам бор эдилар. Маккаю-Мукаррама ва Мадинаю-Мунаввара шаҳарларини зиёрат қилиб Ҳаж амалларини бажардилар. Муборак 63 ёшга тўлган кунлари - 24 мартда Каъбатуллоҳни тавоф қилишдек улкан бахтга мушарраф бўлдилар.

Академик Ҳабибулла Акбаров нафақат илмий салоҳияти, балки адолатпарварлиги, хушфеъллиги ва инсоний фазилатлари билан ҳам ҳамкасблари ва шогирдлари орасида эътибор қозонди. Юксак эътиқоди ва тинимсиз меҳнати, фидойилиги ҳамда мақсад сари ишонч билан интилиши туфайли эришган барча ютуқлари Ҳабибулло Акбаровнинг умр дафтарига зарҳал ҳарфлар билан битилгандир.

Муҳтарам устозимизни қутлуғ 85 ёши билан Навоий кон-металлургия комбинати ва Навоий давлат кончилик институтида фаолият юритаётган шогирдлари номидан муборакбод этиб, домлага узоқ умр, мустаҳкам соғлиқ ва ижодига куч-қувват тилаймиз.

Қ.САНАҚУЛОВ

НКМК бош директори,
техника фанлари доктори, профессор



АКБАРОВ ХАБИБУЛЛА АСАТОВИЧ

Акбаров Хабибулла Асатович - видный ученый-геолог, академик Академии наук Республики Узбекистан, член-корреспондент Международной Инженерной Академии, иностранный член Академии Естественных наук Российской Федерации, доктор геолого-минералогических наук, профессор. Он родился 24 марта 1936 г. в городе Ташкенте в семье рабочего.

После окончания средней школы для продолжения учебы поступил на геологоразведочный факультет Среднеазиатского политехнического института (ныне ТашГТУ им. Абу Райхона Беруний). После окончания института его направляют в САИГИМ С (ныне научно-исследовательский институт минеральных ресурсов Государственного комитета Республики Узбекистан по геологии и минеральным ресурсам).

Научную деятельность начал в Отделе методики геологоразведочных работ. В 1967 г. защитил кандидатскую диссертацию на тему: «Геолого-структурные типы полиметаллических рудных полей и месторождений Средней Азии и особенности их разведки».

С 1980 г. Х.А. Акбаров, работая в САИГИМСе, активно включается в педагогическую деятельность, в ТашГТУ он читает курсы «Методика поисков и разведки месторождений полезных ископаемых», «Структуры рудных полей и месторождений», «Геолого-структурный анализ условий размещения оруденения и методика составления прогнозных карт».

В 1986 г. защитил докторскую диссертацию на тему: «Геолого-структурные условия размещения и прогнозирование оруденения на полиметаллических рудных полях Тянь-Шаня». В 1992 г. Хабибулла Асатович переходит на работу в ТашГТУ в качестве проректора для организации Учебно-научно-производственного центра по подготовке инженеров горно-геологических специальностей.

В 1996 г. Х.А. Акбаров переходит на работу в Президиум АН РУз и назначается председателем Отделения наук о Земле, а позднее избирается членом Президиума Академии наук Республики Узбекистан. Он, будучи заместителем председателя Комплекса естественных наук АН РУ, участвовал в организации тематических исследований по экологическим проблемам, участвовал на многих конференциях и семинарах, проводимых по линии ООН, НАТО по проблемам устойчивого развития горных регионов Средней Азии, борьбе с опустыниванием, рациональному использованию пресных вод, уменьшению риска природных катаклизмов, землетрясений, влиянию изменения климата на ресурсный потенциал республики и др. Много внимания Х.А. Акбаров уделяет научно-организационной и общественной работе. Разработанные Х.А. Акбаровым совместно с другими исследователями методы геологоструктурного анализа размещения оруденения и составления крупномасштабных карт при поисках и разведке эндогенных месторождений с 1966 рассматриваются на постоянно действующих семинарах по детальному количественному прогнозированию. Эта методика признана и апробирована не только в Узбекистане, но и на объектах Казахстана, Кавказа, Урала, Украины и Дальнего Востока.

Являясь с 1987 г. директором Научно производственного и учебного центра САИГИМС, он внес большой вклад в дело популяризации и внедрения в практику научных разработок в области методики поисков и разведки месторождений полезных ископаемых, техники и экономики геологоразведочных работ. Х.А. Акбаров является автором более семиста опубликованных работ. Он участник республиканских, отраслевых, научно-практических семинаров, совещаний, международных научных конференций, симпозиумов и конгрессов, проведенных в Узбекистане, Казахстане, России, США, Китае, Франции, Италии, Испании, Швейцарии, Индии, Бразилии, Норвегии и др. странах.

Под его руководством подготовлены докторские и кандидатские диссертации. За большой вклад в развитие геологической науки в 1989 г. Х.А. Акбаров избран членом-корреспондентом, а в 1994 г. — действительным членом Академии наук Республики Узбекистан, в 1992 г. иностранным членом Академии Естественных наук Российской Федерации и членом-корреспондентом Международной Инженерной Академии.

Он занесен в издание Международного каталога выдающихся деятелей Американского института биографии в знак признания особого вклада учёного в мировую науку в области геолого-структурных условий формирования и закономерностей размещения, а также прогнозирования, поисков и разведки рудных и нерудных месторождений полезных ископаемых; геоэкологии с наградой «Выдающийся деятель». Высокая трудоспособность и любовь к своему делу, энтузиазм, исключительная доброжелательность к людям и человечность снискали Х.А. Акбарову заслуженное уважение среди коллег не только Узбекистана, но и стран СНГ и дальнего зарубежья. В настоящее время, будучи действительным членом Академии наук Республики Узбекистан, также является профессором кафедры «Геология полезных ископаемых и разведочные работы» факультета Геологии и горного дела ТашГТУ имени Ислама Каримова. Хабибулла Асатович щедро отдает свои знания и богатый опыт развитию науки и подготовке высококвалифицированных специалистов геологов, научных и научно-педагогических кадров республики и вносит посильную лепту при решении проблем геологии, прогнозирования, поисков и разведки месторождений полезных ископаемых в условиях рыночной экономики суверенного Узбекистана.

Руководство ГП «Навоийский горно-металлургический комбинат» и АО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат», Ташкентский государственный технический университет им. И. Каримова, Навоийский государственный горный институт, Аф НИТУ «МИСИС», Аф ТашГТУ, ГУП «O'zGEORANGMETLITi», редакция журнала «Горный вестник Узбекистана» Сердечно поздравляет юбиляра, желает доброго здоровья и дальнейших больших успехов в научной, педагогической и общественной деятельности на благо Республики Узбекистан.



АКБАРОВ ТАХИРЖАН ГУЛЯМОВИЧ

Акбарову Тахиржану Гулямовичу кандидату технических наук, профессору исполнилось 80 лет. Акбаров Тахиржан Гулямович родился 14 марта 1941 года. Он в 1963 году окончил Ташкентский политехнический институт (ныне Ташкентский государственный технический университет) по специальности «Разработка месторождений полезных ископаемых». После окончания института работал на Алтын-топканском горно-металлургическом комбинате.

С 1964 года его вся дальнейшая жизнь с частичными перерывами связана с Ташкентским политехническим институтом. Прошел все ступени педагогической деятельности ассистент, старший преподаватель, доцент, профессор, заведующий кафедрой. Заведовал кафедрами «Технология и комплексная механизация подземной разработки месторождений полезных ископаемых», «Технология и комплексная механизация открытой разработки месторождений полезных ископаемых», «Разработка месторождений полезных ископаемых». В настоящее время является доцентом кафедры «Геотехнология угольных и пластовых месторождений» Ташкентский государственный технический университет.

Первым из горняков Узбекистана Акбаров Тахиржан Гулямович в 1972-1973 годах стажировался в старейшем мире горном учебном заведении Фрайберской горной академии в Германии, проходил стажировку также во Франции. В 1978-1982 годах находился на педагогической работе в Алжире, принимая участие в подготовке инженеров, геологов и горняков для молодой республики. В 1997-2008 годах Акбаров Тахиржан Гулямович находился на производственной работе, являясь директором горно-рудной компании ОАО «Тоғ Гули» и внес свой вклад на добычу драгоценных металлов.

Его научная деятельность связана с совершенствованием технологии добычи полезных ископаемых Узбекистана. Награжден знаком «Шахтерская слава» III, II и I степени. Был участником многих научных конференций, выступал с докладами. Был членом ученых советов горно-металлургического факультета, Ташкентского государственного технического университета, совета по присуждению ученых степеней кандидата наук. Им опубликованы более 100 научных статей, учебно-методических и учебных пособий.

Многогранность его таланта проявляется в широком охвате научной проблемы: от минералогии до тонкостей обогащения и выщелачивания целого ряда металлов.

Особое внимание Акбаров Тахиржан Гулямович уделяет подготовке высококвалифицированных специалистов. Под его руководством подготовлены докторские и кандидатские диссертации. Было организовано прохождение практики, выполнение дипломных работ бакалавров и диссертаций магистров в ведущих предприятиях горно-металлургической отрасли Узбекистана.

Руководство ГП «Навоийский горно-металлургический комбинат» и АО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат», Ташкентский государственный технический университет им. И. Каримова, Навоийский государственный горный институт, Аф НИТУ «МИСИС», Аф ТашГТУ, ГУП «O'zGEORANGMETLITI», редакция журнала «Горный вестник Узбекистана», а также научно-техническая общественность горно-металлургической промышленности, друзья и коллеги сердечно поздравляют Акбарова Тахиржана Гулямовича с 80-летним юбилеем и желают ему крепкого здоровья, счастья и новых творческих успехов на благо прогресса и процветания Республики Узбекистан.

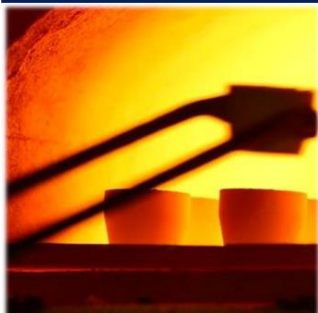
Лаборатория обработки керна

приём, резка, документирование,
подготовка проб для анализа,
складирование



Аналитическая лаборатория

анализ геологических, технологических
проб, включая отделения
пробоподготовки и пробирной плавки



Технологическая лаборатория

исследования физико-механических
свойств руд, процессов дробления,
измельчения, классификации,
гравитации, флотации, магнитной
сепарации, цианирования и др.



Телефоны/ WhatsApp для оперативной связи:

США +1 603 275 2000 ☎ СНГ +7 926 224 02 04 ☎ Узбекистан +998 91 162 1404

МОДУЛЬНЫЕ ФАБРИКИ «SEPRO»



Оптимальная
конфигурация
Стабильные
показатели
Высокая
Надёжность



Телефоны/ WhatsApp
для оперативной связи:
Узб. +998 91 162 1404
США +1 603 275 2000
СНГ +7 926 224 02 04



Инжиниринг
Проектирование
Изготовление
Поставка
Шеф-монтаж
Запуск



Scooptram ST4 Battery

Погрузочно-доставочные машины
с электроприводом для подземных работ