

О'zbekiston

KONCHILIK XAVARNOMASI

3

№ 78

ILMIY-TEXNIK VA ISHLAB CHIQRISH JURNALI

Iyul-Sentabr 2019

Воробьев А.Е., Чекушина Т.В.,
Тчаро Х.
Перекрытия и экраны для
кучного выщелачивания.
С. 4-6.

Agnieszka Malinowska,
Ryszard Hejmanowski.
Gis-based approach for
sinkhole occurrence risk
mitigation in urban areas for
historic wieliczka salt mine
С. 14-17.

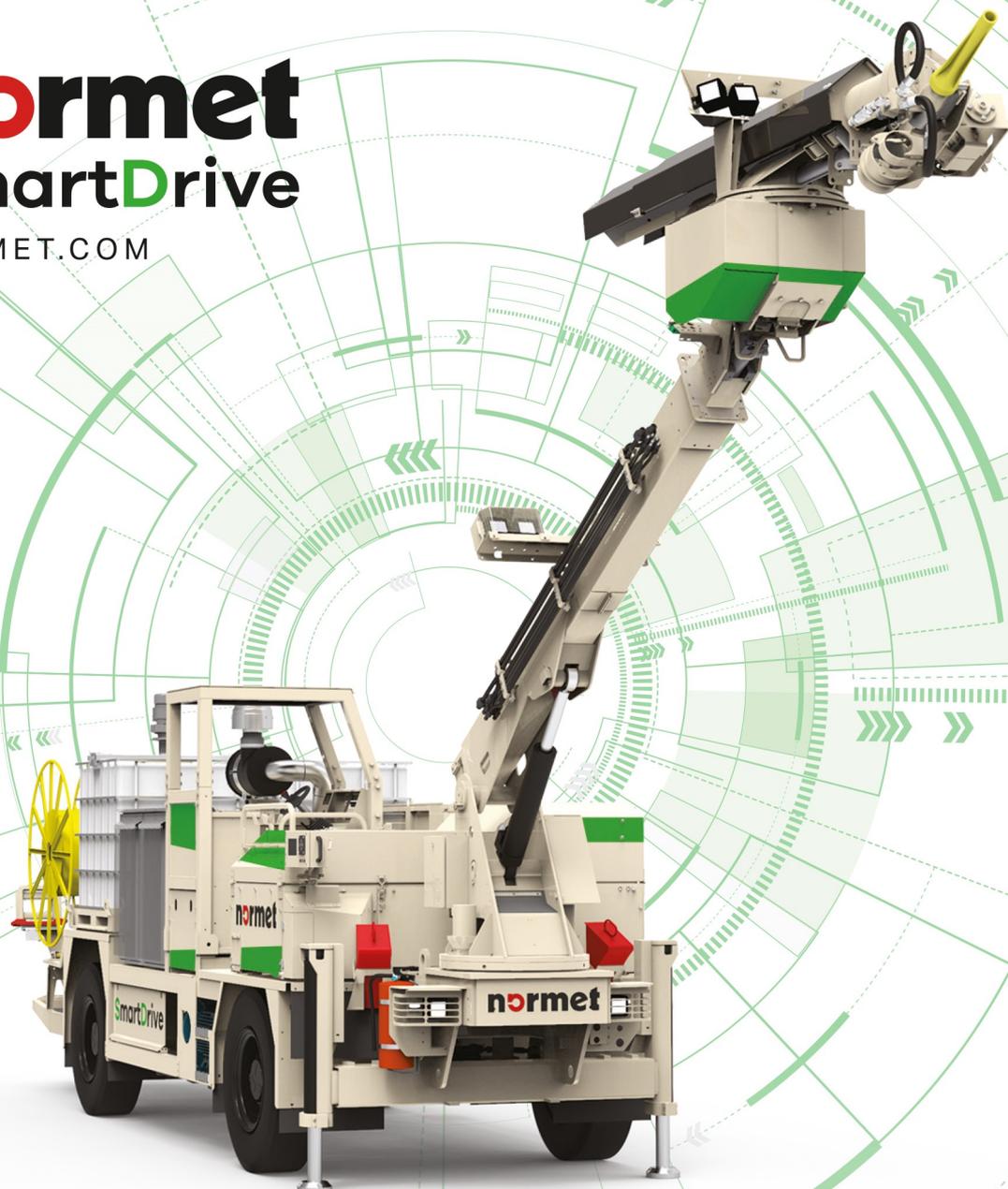
Санакулов К.С., Курбанов М.А.
Значение способа нагнетания
сжатого воздуха для
интенсификации процесса
подземного выщелачивания.
С. 18-21.

НАУЧНО - ТЕХНИЧЕСКИЙ И ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ ЖУРНАЛ
ГОРНЫЙ ВЕСТНИК
УЗБЕКИСТАНА



normet
SmartDrive

NORMET.COM



ИННОВАЦИЯ производительности

Линейка оборудования SmartDrive обеспечивает высокую производительность существенно сокращая эксплуатационные расходы. Для более подробной информации, пожалуйста свяжитесь с местным представителем компании Normet в Узбекистане.

Начните путешествие по электрификации с Normet SmartDrive уже сегодня

СООБЩИТЕ НАМ СВОИ ПОТРЕБНОСТИ!

Normet International Ltd.
Представительство в Республике Узбекистан,
г.Ташкент, 100084, ул. А.Темура 95А.
Тел.: +998 78 140 91 91
Факс: +998 78 140 92 92



**Нулевые выбросы
Чистый воздух**



**Высокая скорость и увеличенная
производительность**



**Улучшена эксплуатационная
безопасность.
Меньше шума**



**Улучшенная энергоэффективность
Низкие эксплуатационные расходы.**

O'zbekiston

KONCHILIK XABARNOMASI

ILMIY-TEXNIK VA ISHLAB CHIQRARISH JURNALI

Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnaliga
1997 yil Iyul oyida asos solingan bo'lib jurnal
uch oyda bir marta chiqadi

Ta'asischilar:

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

Moliyaviy qo'llab quvvatlovchilar:

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

Bosh muharrir:

Norov Yu.D.

Bosh muharrir o'rinbosari:

Sharafutdinov U.Z.

Texnik va badiiy muharrir:

Sodikova Yu.Z.

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

Jurnal O'zbekiston matbuot va axborot Agentligida 2006 yil 13
dekabr kuni ro'yxatga olingan bo'lib 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

Jurnalda ma'lumotlar bosilganda dalillar ko'rsatilishi shart

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

Tahririyat manzili:

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

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

Sayt: <http://www.gorniyvestnik.uz>

Muqova, dizayn, kompyuter saxifasi:
Sodikova Yu.Z.

**Jurnalning chop etilishi va elektron shaklini yangilab
boruvchi mas'ul:**
Sharafutdinov U.Z.

Chop qilindi:

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

Nashr etishga 09.09.2019 y. imzolandi

A3 formatda. Adadi 250 nusxa

© O'zbekiston konchilik xabarnomasi 2019

Научно-технический и производственный
журнал издаётся с июля 1997 года,
выходит один раз в три месяца

Учредители:

Государственное предприятие «Навоийский
горно-металлургический комбинат», Навоийский государствен-
ный горный институт, Узбекский научно-исследовательский и
проектно-исследовательский институт геотехнологии и цветной ме-
таллургии ГУП «O'ZGEORANGMETLITI»

При финансовой поддержке:

ГУП «Навоийский ГМК», ОАО «Алмалыкский ГМК»,
ГУП «O'ZGEORANGMETLITI»

Главный редактор:

Норов Ю.Д.

Зам. главного редактора:

Шарафутдинов У.З.

Технический и художественный редактор:

Содикова 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), Бекмурзаев Б.Б. (Узбекистан),
Гулямов Б.В. (Узбекистан), Заиров Ш.Ш. (Узбекистан),
Мухиддинов Б.Ф. (Узбекистан), Мислибоев И.Т. (Узбекистан),
Махмудов А.М. (Узбекистан), Мустакимов О.М. (Узбекистан),
Петросов Ю.Э. (Узбекистан), Раимжанов Б.Р. (Узбекистан),
Сайидкосимов С.С. (Узбекистан), Сагдиева М.Г. (Узбекистан),
Санакулов К.С. (Узбекистан), Снитка Н.П. (Узбекистан),
Туресебеков А.Х. (Узбекистан), Умаров Ф.Я. (Узбекистан),
Эргашев У.А. (Узбекистан), Юсупходжаев А.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 рег. № 01-22/37 S от
09.07.2013 г.

При перепечатке материалов ссылка на журнал обязательна

За точность фактов и достоверность
информации ответственность несут авторы

Адрес редакции:

210100, г. Навои, ул. Навои, 27
Инновационный центр НГМК.
Тел. +99893 521-78-39

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

Сайт: <http://www.gorniyvestnik.uz>

Обложка, дизайн, компьютерная вёрстка:
Содикова 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 09.09.2019 г.

Формат А3. Тираж 250 экз.

© Горный вестник Узбекистана 2019

ISSN 2181-7383



4 780010 201630 >

MUNDARIJA / ОГЛАВЛЕНИЕ

GEOTEKNOLOGIYA / GEOTEKNOLOGIYA

Воробьев А.Е., Чекушина Т.В., Тчаро Х. Покрытия и экраны для кучного выщелачивания	4
Петухов О.Ф., Рузиев Б.Т., Шарафутдинов У.З., Халимов И.У. Исследования некоторых вмещающих пород урановых руд методом термического анализа	7
Самадов А.У., Хужакулов Н.Б., Нарзуллаев Ж.Н., Сирохов Т.Т. Техногенли хомашёларни биодеструкциялаш методологияси асослари	9
Малиновска А., Хеймановский Р. Основанный на ГИС подход к снижению риска возникновения провалов в городских районах исторического соляного рудника Величка	14
Санакулов К.С., Курбанов М.А. Значение способа нагнетания сжатого воздуха для интенсификации процесса подземного выщелачивания	18
Воробьев А.Е., Мартин З.Т., Воробьев К.А. Механизм миграции флюидов в пластах-коллекторах	22

GEOLOGIYA / ГЕОЛОГИЯ

Заиров Ш.Ш., Аннакулов Т.Ж., Кувондиков О.А., Шарипов Л.О. Расчет технологических параметров комплексов оборудований мобильных дробильно-перегрузочно-конвейерных комплексов	29
Тураев Т.Н., Акбаров Х.А., Жураев М.Н. О роли магматических образований хятонского рудного поля в формировании вольфрамового оруденения (Чакылкаляские горы)	35
Ахадов Х.Р., Аликулов Ш.Ш. Геологические исследования в процессе опытных работ при подземном выщелачивании урана	42
Исоматов Ю.П., Хасанов О.А. О трещиноватости массивов горных пород и ее значении при проведении буровзрывных работ в месторождении Ёшлик Алмалыкского рудного района	48

BOYITISH VA METALLURGIYA / БОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

Хасанов А.С., Шодиев А.Н., Саидахмедов А.А., Туробов Ш.Н. Изучение возможности извлечения молибдена и рения из техногенных отходов	51
Санакулов К.С., Ахмедов Х., Нурмухамедов И.С. Разработка технологии переработки сульфидных руд месторождений Кокпатас и Даугызтау	54
Квятковский С.А., Ситько Е.А., Кожахметов С.М., Структура и фазовый состав шлаков медеплавильных заводов	58
Сагдиева М.Г., Хидиров Ш.Т., Мавжудова А.М., Омонов Р.Ч. Определение пригодности забалансовых руд АО «Алмалыкский ГМК» к переработке методом биовыщелачивания	61
Ху Биннан. Комплексные управленческие контрмеры в районах проседания угольной промышленности	68
Донияров Н.А., Тагаев И.А., Муродов И.Н., Асроров А.А. Особенности деструкции минералов низкосортных фосфоритов Центральных Кызылкумов нейтрофильными гетеротрофными микроорганизмами активного ила	70
Грау Р., Яньес А., Ромеро Х. Крупнейшие в мире флотомшины Outotec tankcell позволили увеличить извлечение меди и молибдена	75

ILMIY-LABORATORIYA IZLANISHLARI / НАУЧНО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИЗЫСКАНИЯ

Джураев Р.У. Результаты экспериментальных исследований по определению влияния эжекции выхлопных газов ДВС на эффективность его работы	79
Сохибов И.Ю., Мельникова Т.Е. Маркшейдерский мониторинг отработки законтурных запасов полезных ископаемых в сложных горнотехнических условиях	82

Эгамбердиев И.П., Орипов З.Б. Влияние эксплуатационных параметров на долговечность опорных узлов горного оборудования	86
Абдуазизов Н.А., Тошов Ж.Б. Анализ влияния температуры рабочей жидкости на работоспособность гидравлических экскаваторов	89
Холикулов Д.Б., Нормуротов Р.И., Болтаев О.Н. Новый подход к решению проблемы очистки сточных вод медного производства	92
Мирзакулов Х.Ч., Сафаров Т.Т., Бекназаров Х.С., Мамажанов Г.О. Разработка технологии получения нитроцеллюлозы из хлопкового линта для производства лаков	97
Петухов О.Ф., Рузиев Б.Т., Шарафутдинов У.З. Сравнение азотистой кислоты и ионов железа (+3) в качестве окислителей урана	100
Санакулов У.К., Хван А.Б. Производство металлургического глинозема из Ангренских каолинов	102
Аллаберганова Г.М., Туробжонов С.М., Музафаров А.М. Методика предварительной оценки природных вод на радиоактивность ураноносного региона	106

ELEKTROENERGETIKA / ЭЛЕКТРОЭНЕРГЕТИКА

Рахимов А.В., Темиров К.М., Комилов Т.О. Применение энергосберегающего способа для электроприводов насосных установок горных предприятий	109
---	-----

TARIX / ИСТОРИЯ

Раупов Х.Р. Инсоният тарихида металлнинг ўрни ва аҳамияти.....	111
---	-----

REKLAMA / РЕКЛАМА

На обложке:	
«Normet international LTD»	
«Epiroc»	
Центральное рудоуправление НГМК	
В тексте ПО «НМЗ» НГМК	

Scientific, technical and industrial journal

The journal has been published since July 1997
comes out once every three months

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: **Norov Yu.D.**

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

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), **Dementiev V.E.** (JSC "Irkutsk Research Institute of Noble and Rare Metals and Diamonds" Russia), **Mishina O.V.** (Engineering diverse GMBH, Germany), **Rakishev 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), **Bekmurzaev B.B.** (Uzbek Scientific Research and Design and Survey Institute of Geology and Nonferrous Metallurgy "Uzgeorangmetliti", Uzbekistan), **Gulyamov B.V.** (State Committee for Industrial Safety of the Republic of Uzbekistan), **Zairov Sh.Sh.** (Navoi State Mining Institute, Uzbekistan), **Muhiddinov B.F.** (Navoi State Mining Institute, Uzbekistan), **Mislilboev I.T.** (Navoi State Mining Institute, Uzbekistan), **Makhmudov A.M.** (Navoi State Mining Institute, Uzbekistan), **Mustakimov O.M.** (Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Uzbekistan), **Petrosov Yu.E.** (Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Uzbekistan), **Raimzhanov B.R.** (State Unitary Enterprise "Uzbek Scientific Research and Design and Survey Institute of Geology and Nonferrous Metallurgy "Uzgeorangmetliti", Uzbekistan), **Saydikosimov S.S.** (Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Uzbekistan), **Sagdieva M.G.** (State Enterprise "Institute of Mineral Resources", Uzbekistan), **Sanakulov K.S.** (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), **Umarov F.Ya.** (Almalyk branch of NUST "MISIS", Uzbekistan), **Ergashev U.A.** (Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Uzbekistan), **Yusuphodzhaev A.A.** (Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, 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>

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

Tel. +99879 227-75-56

CONTENTS

GEOTECHNOLOGY

- Vorobev A.E., Chekushina T.V., Tcharo H.** Heap leaching coatings and screens 4
- Petukhov O.F., Ruziev B.T., Sharafutdinov U.Z., Khalimov I.U.** Researche of certain host-rocks of uranium ores by the method of thermal analysis 7
- Samadov A.U., Xujakulov N.B., Narzullaev J.N., Sirojov T.T.** Basics of the biodestruction method of technogenic raw stocks 9
- Malinowska A., Hejmanowski R.** GIS-based approach for sinkhole occurrence risk mitigation in urban areas for historic wieliczka salt mine 14
- Sanakulov K.S., Kurbanov M.A.** Value of compressed air discharge method for intensification of underground leaching process 18
- Vorobev A.E., Martin Z.T., Vorobev K.A.** Mechanism of fluid migration in reservoirs-collectors 22

GEOLOGY

- Zairov Sh.Sh., Annakulov T.Zh., Kuvondikov O.A., Sharipov L.O.** Calculation of technological parameters of equipment kits of mobile crushing-overload-conveyor complexes 29
- Turaev T.N., Akbarov Kh.A., Zhuraev M.N.** On the role of magmatic formations of the yakhton ore field in the formation of tungsten ore mineralization (Chakillyane Mountains) 35
- Ahadov X.R., Alikulov Sh.Sh.** Geological research in the process of experimental works in uland uranium leaching 42
- Isomatov Yu.P., Khasanov O.A.** On the critheness of massifes of mountain breeds and its importance when conducting drill-explosive works in the field of Yoshlik Almalyk ore area 48

MINERAL PROCESSING

- Khasanov A.S., Shodiev A.N., Saidakhmedov A.A., Turobov Sh.N.** Studying the possibility of molybdene and rhenium extraction from technogenous wastes 51
- Sanakulov K.S., Ahmedov H., Nurmukhamedov I.S.** Development of technology for processing of sulfide ore deposits of Kokpatas and Daugyztav 54
- Kvyatkovsky S.A., Sitsko E.A., Kozhakhmetov S.M.** Structure and phase composition of slags in the copper-melting plants 58
- Sagdieva M.G., Khidirov Sh. T., Mavzhudova A.M., Omonov R.Ch.** Determination of the suitability of balance ores "Almalyk MMC" JSC to processing by method biodinstellation 61

- Hu Bingnan.** Comprehensive management countermeasures to coal mining subsidence areas 68
- Doniyarov N.A., Tagayev I.A., Murodov I.N., Asrorov A.A.** Features of destruction of minerals of low-sport phosphorites of central Cyzylkumes Neutrophilic heterotrophic microorganisms of active silt 70
- Grau R., Yanes A., Romero H.** The world's largest flotation machines Outotec tankcell allowed to increase the recovery of copper and molybdenum 75

SCIENTIFIC AND LABORATORY RESEARCH

- Dzhuraev R.U.** Results of experimental researches on determination of the effect of ejection of exhaust gases of ice on efficiency of its work 79
- Sokhibov I.Yu., Melnikova T.E.** Markshader monitoring of development of over-outline reserves of minerals in complex mining-technical conditions 82
- Egamberdiev I.P., Oripov Z.B.** Influence of operational parameters on the durability of support units of the mining equipment 86
- Abduazizov N.A., Toshov J.B.** Analysis of the influence of the temperature of the operating liquid on the performance of hydraulic excavators 89
- Kholiqulov D.B., Normurotov R.I., Boltaev O.N.** New approach to solving the problem of cleaning of wast water of copper manufacture 92
- Mirzakulov H.CH., Safarov T.T., Beknazarov Kh.S., Mamazhanov G.O.** Development of a technology for producing nitrocellulose from a cotton lint for the production of varnishes 97
- Petukhov O.F., Ruziev B.T., Sharafutdinov U.Z.** Comparison of nitrogen acid and iron ions (III) in quality of uranium oxidizers 100
- Sanakulov U.K., Khvan A.B.** Production of metallurgical alumina from Angren kaolin 102
- Allaberganova G.M., Turobzhonov S.M., Muzafarov A.M.** Production of metallurgical alumina from angren kaolin 106

POWER SUPPLY

- Rakhimov A.V., Temirov K.M., Komilov T.O.** Application of energy-saving method for electric drives of pumping installations of mining enterprises 109

MINING AND HISTORY

- Raupov H.R.** The role and importance of metal in the history of mankind 111

ПОКРЫТИЯ И ЭКРАНЫ ДЛЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

1970 yildan beri metallarni to'plangan eritmada tanlab eritmaga o'tkazish texnologiyasida past o'tkazuvchan ekranlardan foydalanish keng rivojlandi. O'sha paytda ishlatilgan deyarli barcha qoplamalar suyakning pastki poydevorini qurish uchun mo'ljallangan edi. Qoplamalarni qo'llashning dastlabki bosqichida suv o'tkazmaydigan torpor (gil) asosidagi to'siqlar ishlatilgan, birozdan keyin beton va asfaltbeton ishlatilgan, keyin turi xil geomembran qoplamalar (PVX, HDPE, LDPE va boshqalar) ishlatilgan. Hozirgi vaqtda bug'lanishni oldini olish, issiqlik izolatsiyasini ta'minlash, shuningdek eritilgan eritmalarni suyultirishni oldini olish uchun CV stackining sirtini qurishda yangi turdagi plyonkalarni yaratish, shuningdek, allaqachon mavjud bo'lgan ba'zi qoplamalarni o'zgartirish muhim ahamiyatga ega.

Maqolada ishlatilgan qoplamalarning aksariyati va ularning rivojlanish tarixi va tashqi filmlarga o'tish sabablari muhokama qilinadi.

Tayanch iboralar: geomembranli ekranlar, past o'tkazuvchan qoplamalar, suyak izolatsiyasi, sug'orish quvurlari, polivinilxlorid (PVX), juda past zichlikdagi polietilen (HDPE), yuqori zichlikdagi polietilen (LDPE), yomg'ir paltolari.

С 1970 г. получило широкое развитие использование низкопроницаемых экранов в технологиях кучного выщелачивания металлов. Практически все используемые в то время покрытия были предназначены для сооружения нижнего основания штабеля. В начальном этапе применения покрытий были использованы барьеры на основе непроницаемых грунтов (глин), а немного позже стали применять бетоны и асфальтобетоны, далее различные геомембранные покрытия (ПВХ, ПЭВП, ПЭНП и др.). В настоящее время, в целях предотвращения испарения, обеспечения теплоизоляции, а также предотвращения разбавления используемых выщелачивающих растворов, большое значение имеет создания новых видов пленок, а также модифицирование некоторых из уже существующих покрытий при сооружении поверхностей штабеля КВ.

В статье рассмотрены большинство используемых покрытий и история их развития и причины перехода к наружным пленкам.

Ключевые слова: геомембранные экраны, низкопроницаемые покрытия, изоляция штабеля, оросительные трубы, поливинилхлорид (ПВХ), полиэтилен очень низкой плотности (ПЭВП), полиэтилен высокой плотности (ПЭНП), дождевые плащи.

В практике кучного выщелачивания при решении различных проблем, связанных с экономико-экологическими составляющими (увеличением срока службы штабелей, снижением расхода на технологические растворы, снижением испарения в открытой атмосфере) были предприняты различные технико-технологические решения: частичное или полное укрытие штабелей и оросительных труб. Предотвращение разрушения штабеля КВ и утечки технологических растворов через его боковые поверхности осуществляется путем их изоляции с помощью слоев непроницаемых грунтов (песка, сулгинка, супесь или глины, толщиной равной, как правило, 15-30 см) или геомембранных пленок (тканепленочных материалов) эксплуатация и надежность которых связана с определенными затруднениями. Созданные на начальных этапах кучного выщелачивания низкопроницаемые барьеры (экраны), состояли в основном из глины или уплотненных малопроницаемых грунтов [1]. Со временем началось применение асфальтобетона (например, в медном руднике Bluebird, Аризона, США, 1967 г.), а несколько позднее связанный с простым или прорезиненным битумом (например, в шахте Gilt Edge, Южная Дакота, 1986 г.).

Однако данные экраны оказались неэффективными (как с точки зрения защиты окружающей среды, так и с точки зрения технико-технологической целесообразности их применения: доступность, простота установки и т.д.). Кроме того, качество этих экранов намного ухудшалось с ведением в середине 70-х годов XX века в технологии кучного выщелачивания золота и серебра цианида. Если в современных крупномасштабных площадках кучного выщелачивания практически не применяются грунтовые экраны, то в большинстве маломасштабных операций кучного выщелачивания золота и серебра до 1993 г. (например, в штате Невада, США) продолжали активно применять только низкопроницаемые грунтовые экраны.

В ходе решения проблем качества покрытий горнодобывающая промышленность переключилась на геомембранные экраны, мировое применение которых имеет 3 технологических назначения [3]:

- извлечение солей из прада-испарителя;
- кучного выщелачивания руд;
- хранения песков в хвостохранилищах.

Воробьев А.Е.,
проректор по науке и
инновациям Атырауского
университета нефти и газа
Казахстан,
д.т.н., профессор



Чекушина Т.В.,
ведущий научный
сотрудник, ИПКОН
им. Н.В. Мельникова РАН
Россия, к.т.н.,
доцент



Тчаро Х.,
аспирант
Российского университета
дружбы народов, Россия



Поэтому крупномасштабная промышленная революция по отношению использования геомембран, начавшаяся в 1970 г. в предприятиях Tenneco (штат Юта, США) и Sociedad Química y Minera de Chile S.A. (Северное Чили) с одновременной установкой в каждом из них 230 га геомембранных покрытий, была связана с извлечением солей из прада-испарителя.

Однако наибольшее применение геомембранные покрытия нашли при извлечении металлов кучным выщелачиванием. Так, уже к 80-м гг. XX века геомембранные экраны стали более распространенными и первые проекты кучного выщелачивания с их установкой были предназначены для выщелачивания медных отвалов. Причем они были использованы только в качестве естественной вторичной защитной оболочки резервуара, спроектированной для сбора раствора или суспензии, которые могут возникнуть в результате отказа резервуара.

В частности, запуск первого крупномасштабного проекта кучного выщелачивания – проект Lo Aqueño по извлечению меди был осуществлен в 1980 г. в Чили, а уже к началу 90-х гг. XX века в этой стране насчитывалось примерно 10 крупных проектов. В настоящее время в подавляющем большинстве в имеющихся многочисленных проектах КВ применяются геомембраны или их сочетание с другими покрытиями.

Конечная высота укладки руды на первом крупном композитном слое площадки кучного выщелачивания, выполненном из геомембраны (установленном в конце 1970 г. в проекте дамбового выщелачивания Зортман-Ландаски, Монтана) составила 150 м². При этом предприятие Зортман-Ландаски до 1985 г. в качестве обычной геомембраны для сооружения площадок кучного выщелачивания использовало ПВХ [3].

В 1985 г. предприятие Sociedad Química y Minera de Chile S.A. впервые запустило проект кучного выщелачивания нитратных руд на севере Чили, применяя в качестве покрытия поливинилхлорид (ПВХ), который более предпочтительно применять при содержании не более 30% растворимых солей.

Полиэтилен высокой плотности (ПЭВП) обладает по сравнению с ПВХ более высокой химической стойкостью, а также более высокой прочностью, относительно улучшенной гибкостью, хорошей стойкостью к атмосферным воздействиям и другими важными качествами. Кроме того, ПЭВП оказался более устойчивым к УФ воздействию и простым в установке, так как его швы можно плотно соединить обычными сварочными методами).

Поэтому, вместо ПВХ, который служил предметом сооружения площадок дамбового выщелачивания, в середине 80–х гг. XX века впервые в золотом проекте Summitville в Колорадо (США, 1984 г.) был использован ПЭВП – нынешний участок Superfund (место борьбы с химическим загрязнением окружающей среды).

В то время, полиэтилен очень низкой плотности (ПЭНП) впервые был применен как для небольших проектов, так и для крупных наливных хвостохранилищ, таких как плотина хвостохранилища Риджуэй (Южная Каролина, США, 1986 г.). Именно данный материал был применен для сооружения первой большой земляной плотины с геомембранным фильтрационным ядром (TS Ranch, Nevada, 1989 г.) [3].

Только в начале 1990–х гг. в отрасли кучного выщелачивания значительно расширилось применение ПЭНП, обладающим относительно высокими продольными удлинениями и хорошим сопротивлением трению, которые в совокупности обеспечили эффективность его применения.

В 1992 г. ПЭНП был применен также на одном крупном месторождении на северо-западе Аргентины, предназначенном для добычи калийных растворов (было установлено около 12 га ПЭНП). Однако, из-за повышенного ультрафиолетового облучения, состояние экрана стало химико-физически неустойчивым, что привело к снижению срока его службы и необходимости преждевременной рекультивации пруда уже через 1 год [3].

Тем не менее, его использование в кучном выщелачивании продолжало расти до 1994 г. Однако к началу 1996 г. начали активно применять различные линейные полиэтилены низкой плотности (ЛПЭНП) в качестве предпочтительного экрана в проектах КВ (из-за улучшенных, по сравнению с ПЭНП, продольного удлинения и сопротивления трения).

Теперь самым большим в мире применением композитного защитного экрана при кучном выщелачивании является золотой комплекс Newmont Yanacocha (Северо-центральный регион Перу).

В большинстве площадок дамбового выщелачивания теперь используются композитные защитные экраны выше максимального уровня хранения воды и двойные геомембранные экраны ниже этого уровня. Одиночные геомембранные экраны по-прежнему являются наиболее распространенными для площадок медного выщелачивания, а композитные экраны, более распространены для площадок выщелачивания золота и серебра.

Медные отвалы, как правило, неизолированные, хотя эта технология также преобразуется в геомембраны. Экраны на основе ПЭНД и ЛПЭНП толщиной 1,5–2,0 мм, и покрытия на основе ПВХ (толщиной 0,75–1,0 мм) являются наиболее распространенными типами экранов, используемых в настоящее время в горнодобывающей промышленности.

В 1970 г. в некоторых проектах кучного выщелачивания уже началась установка 2–х или более уплотненных грунтовых покрытий. Двухслойные покрытия КВ изготовленные из асфальтобетона применяли для сохранения структуры основания во время погрузки и разгрузки на нем руды.

Однако применение данных покрытий также оказалось весьма неэффективным и нецелесообразным с точки зрения не только экономики (больше затрат) и технологии (сложность установки), но и трудоемкость работ [1].

В технологических прудах начали использовать двойные геомембранные покрытия в 1980–х гг. в штате Невада, но использование их в больших масштабах при кучном выщелачивании все еще не распространено.

В 1991 г. в медном объекте Серро-Колорадо в Чили состоялось крупномасштабное применение двухслойных покрытий из сочетания ПЭВП или ЛПЭНП (толщиной 1,5–2 мм) со слоем гравия мощностью 1–2 м над ними.

К 1995 г. были реализованы только несколько проектов с двухслойными выщелачивающими экранами, некоторыми из более крупных, являются: проект Эль-Гуанако (проект Amax Gold), проект Хекла Ла Чолла (Мексика) и проект Пьемонта (Невада, США).

В некоторых случаях, двухслойное покрытие может быть необходимым для контроля утечки и обеспечения дополнительного антифильтрационного барьера [4].

Незначительное применение в горной промышленности двойных геомембранных покрытий было основано на следующем [3]:

- они значительно увеличивают прибавленную стоимость;
- им свойственна довольно низкая стабильность.

На добавленную стоимость влияет также:

а) нехватка квалифицированных установщиков – особенно для установки двойных покрытий из геомембран, что увеличивает время на строительство (в проектах Чили устанавливаются более 150 га, в большинстве проектов Африки и стран с нехваткой финансовых ресурсов);

б) сложности строительства при крутых склонах:

- им свойственна довольно низкая стабильность.

В настоящее время на некоторых объектах КВ часто применяются уплотненные грунтовые покрытия вместе с геомембранами с образованием композитного покрытия (геосинтетические глинистые экраны), который обычно состоит из геомембраны, размещенной непосредственно на поверхности уплотненного грунтового покрытия. Они нашли большое применение при решении технико-технологических связанных с дамбовым выщелачиванием, при котором склоны штабелей КВ могут превышать 30° (крутые склоны).

Выщелачиваемая руда при этом умышленно укладывается в оченьрыхлом состоянии, для улучшения распределения раствора и перколяции [2,5]: это приводит к очень большому расчетному потенциалу при смачивании и с прогрессивной укладкой. Поэтому вдоль крутых склонов потенциал осаждения руды на экраны довольно значительный, а использование двойного геомембранного экрана увеличивает этот риск.

Примером их использования является проект кучного выщелачивания с 89,9 га площадки (рис.1), расположенный в южной части Перу, который был построен в узкой долине, где средний склон составляет 56,3°.

Проектируемые земляные работы (в основном разрезы) необходимы для того, чтобы достичь поверхности земляного полотна, и составляют около 830 000 м³, из которых 30% были сформированы на поверхности выходов скальных пород. При этом из 89,9 га площадки выщелачивания, 35,7 га находятся в местах, где склоны более круче, чем 68,2°, что составляет 39% площади установки (рис.2).

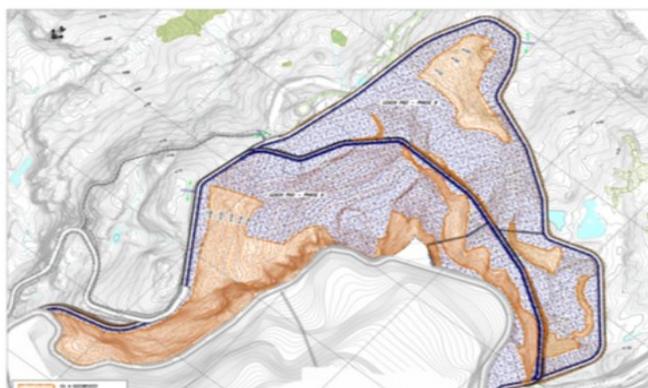


Рис.1. Зоны для установки геосинтетических глинистых экранов (коричневые участки) [6]

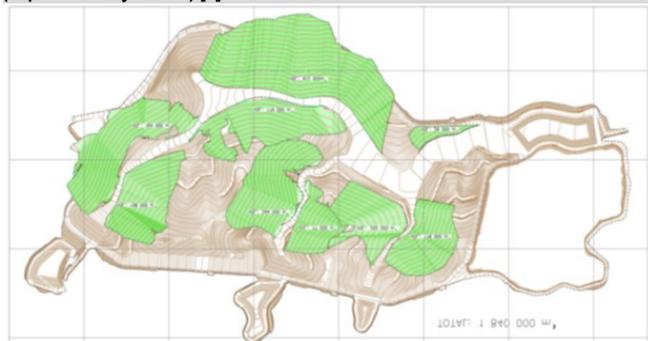


Рис.2. Зоны, где необходим дополнительный разрез для сокращения площадей крутых склонов [6]

Наличие малопроницаемых грунтов является ситуацией, когда существует ограниченность антифильтрационного материала, который может быть использован в качестве низкопроницаемого грунтового покрытия, в отсутствие источников выемки грунта. В этом случае необходимо разместить как можно больше геосинтетических глинистых экранов, насколько это возможно без ущерба для стабильности установки кучного выщелачивания.

Одна из основных проблем, возникающих в данном случае заключается в том, что это может генерировать большой объем земляных работ. Кроме того, в условиях дождей и особенно на равнинных участках, необходимо соблюдать определенную осторожность, чтобы избежать гидратации геосинтетических глинистых экранов: даже умеренное количество осадков может привести к ухудшению его состояния установке.

Однако, необходимо обратить внимание, что использование покрытий при кучном выщелачивании связано с самыми значительными трудностями. Поэтому все еще предпринимают различные способы решения проблем испарения технологических растворов при КВ. Все это предполагает разработку принципиально новых видов покрытия штабеля КВ.

Для того, чтобы понимать историю развития покрытий, необходимо установить причины, из-за которых горнопромышленные предприятия направляли много усилий в создании и развитии различных применяемых для укрытия штабелей КВ и оросительной системы экранов (барьеров).

Библиографический список:

1. Воробьев А.Е., Тчаро Хоноре, Чекушина Т.В. Практика применения геосинтетических глинистых экранов на площадках кучного выщелачивания в Перу // Проблемы недропользования. Сетевое периодическое научное Федеральное государственного бюджетного учреждения науки Институт горного дела Уральского отделения РАН, Выпуск 2, Екатеринбург 2017.
2. Воробьев А.Е., Чекушина Т.В., Тчаро Х. Обоснование технологических решений по обработке выщелачивающими растворами массива штабеля кучного выщелачивания // В сборнике: Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья Материалы XXIII Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках XVI Уральской горнопромышленной декады. 2018. С. 321-324.
3. Breitenbach A. J., Smith M. E. Overview of geomembrane history in the mining industry // <https://www.911metallurgist.com/blog/wp-content/uploads/2016/06/Leach-Pad-geomembrane.pdf>.
4. Bureau of reclamation technical service center // <https://www.usbr.gov/tsc/techreferences/designstandards-datacollectionguides/finals-pdfs/DS13-20.pdf>, 2014.
5. Daniel W. Kappes. Precious Metal Heap Leach Design and Practice // http://ore-max.com/pdfs/resources/precious_metal_heap_leach_design_and_practice.pdf.
6. Hilda Garay, Javier Mendoza, Peru Carlos César, Peru Ernesto Najjar. Evaluation and quality control of geosynthetic clay liners in heap leach pads // Proceedings of Heap Leach Solutions, InfoMine, 2014.
7. Воробьев А.Е., Макаров В.П., Чекушина Т.В. Кучное выщелачивание золота из интенсивно метаморфизованных пород горного отвала кварц-золоторудного месторождения Мурунтау (Узбекистан) // Материалы II Международной конференции «Горное, нефтяное, геологическое и геоэкологическое образование в XXI веке» (Москва-Кызылкия). – М.: Изд-во РУДН. 2007. – С. 185-199.

“GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA”, 2019, №3 (78) pp. 4-6

HEAP LEACHING COATINGS AND SCREENS

¹Vorobeve A.E., Vice-Rector for Science and Innovation, Doctor of Technical Sciences, Professor, fogel_al@mail.ru

²Chekushina T.V., Leading Researcher, Ph.D., associate professor, fogel_al@mail.ru

³Tcharo H., graduate student, fogel_al@mail.ru

¹Atyrau University of Oil and Gas, Atyrau, Kazakhstan

²Institute of Problems of Integrated Mineral Resources Development named after Academician N. V. Melnikov of the Russian Academy of Sciences, Moscow, Russia

³Friendship University, Moscow, Russia

Abstract

Since 1970, the use of low-permeable screens in heap leaching technology for metals has been widely developed. Practically all coatings used at that time were intended for the construction of the lower base of the stack. At the initial stage of applying coatings, barriers based on impermeable soils (clay) were used, and a little later concrete and asphalt concrete were used, then various geomembrane coatings (PVC, HDPE, LDPE, etc.). Currently, in order to prevent evaporation, to provide thermal insulation, as well as to prevent dilution of the leaching solutions used, it is of great importance to create new types of films, as well as to modify some of the already existing coatings when constructing the surfaces of the HL stack.

The article discusses the majority of used coatings and the history of their development and the reasons for the transition to outer films.

Keywords: geomembrane screens, low-permeable coatings, stack insulation, irrigation pipes, polyvinyl chloride (PVC), very low density polyethylene (HDPE), high density polyethylene (LDPE), raincoats.

References

1. Vorobeve A.E., Tcharo Honore, Chekushina T.V. Practice of using geosynthetic clay screens at heap leaching sites in Peru // Problems of Subsoil Use. Network Periodic Scientific of the Federal State Budgetary Institution of Science Institute of Mining of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Issue 2, Yekaterinburg 2017.
2. Vorobeve A.E., Chekushina T.V., Tcharo Kh. Justification of technological solutions for the processing of leaching solutions in an array of heap leaching stacks // In collection: Scientific basis and practice of processing ores and technogenic raw materials of the XXIII International Scientific and Technical Conference held in framework of the XVI Ural Mining Decade. 2018. pp. 321-324.
3. Breitenbach A. J., Smith M. E. Overview of geomembrane history in the mining industry // <https://www.911metallurgist.com/blog/wp-content/uploads/2016/06/Leach-Pad-geomembrane.pdf>.
4. Bureau of reclamation technical service center // <https://www.usbr.gov/tsc/techreferences/designstandards-datacollectionguides/finals-pdfs/DS13-20.pdf>, 2014.
5. Daniel W. Kappes. Precious Metal Heap Leach Design and Practice // http://ore-max.com/pdfs/resources/precious_metal_heap_leach_design_and_practice.pdf.
6. Hilda Garay, Javier Mendoza, Peru Carlos César, Peru Ernesto Najjar. Evaluation and quality control of geosynthetic clay liners in heap leach pads // Proceedings of Heap Leach Solutions, InfoMine, 2014.
7. Vorobeve A.E., Makarov V.P., Chekushina T.V. Heap leaching of gold from intensely metamorphosed rocks of the mountain dump of the quartz-gold deposit Muruntau (Uzbekistan) // Proceedings of the II International Conference "Mining, oil, geological and geoecological education in the XXI century" (Moscow-Kyzylykiya). - M.: Publishing house of RUDN. 2007. pp. 185-199.

ИССЛЕДОВАНИЯ НЕКОТОРЫХ ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД УРАНОВЫХ РУД МЕТОДОМ ТЕРМИЧЕСКОГО АНАЛИЗА



Петухов О.Ф.,
зам. начальника ЦНИЛ
НГМК по науке, д. т. н.



Рузиев Б.Т.,
начальник ГТЛ по урану
ЦНИЛ НГМК



Шарафутдинов У.З.,
начальник инновационного
центра НГМК,
к. т. н., доцент



Халимов И.У.,
заведующий кафедрой
РРМ НГГИ, к.т.н., доцент

Maqolada minerallar namunalari - kaltsit (ohaktosh), dolomit, magnezit va kvartsning termal-tahliliy natijalari, shuningdek ularning uranli ma'dan konlarini o'zlashtirishi natijalari keltirilgan. Kaltsitning termal dekompozitsiyasi (dissosiyatsiyasi) 870°C haroratda, 650°C issiganda bir magnezit va 730°C darajasida va 910°C da ikki bosqichda dolomitda aniqlangan. Uran javharining namunalari termal tahlil qilish shuni ko'rsatdiki, mezbom tog' jinslarida u kaltsit, dolomit va kvartsni o'z ichiga oladi.

Tayanch iboralar: termal tahlil, uran javhari, ajralish (ajralish), kaltsit (kalker), dolomit, magnezit, kvarts.

В статье представлены результаты термического анализа образцов минералов – кальцита (известняка), доломита, магнезита и кварца, а также их смеси во вмещающей породе урановой руды. Установлено, что термическое разложение (диссоциация) кальцита происходит в одну стадию при температуре 870°C, магнезита – в одну стадию при 650°C и доломита – в две стадии при 730°C и при 910°C. Термический анализ пробы урановой руды показал, что в качестве вмещающих пород она содержит кальцит, доломит и кварц.

Ключевые слова: термический анализ, урановая руда, диссоциация (разложение), кальцит (известняк), доломит, магнезит, кварц.

При сернокислотном подземном выщелачивании (ПВ) урана взаимодействие кислоты с компонентами урановых руд и вмещающих пород описано в работах [1,2]. Основной вмещающей породой, по крайней мере для руд «песчаникового типа», является кварц (SiO₂). На расход серной кислоты основное влияние оказывают следующие вмещающие породы: кальцит (известняк), доломит и магнезит.

Целью настоящих исследований явилось изучение свойств минералов перечисленных вмещающих пород методом термического анализа.

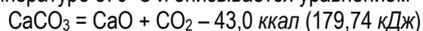
Объектами исследований явились перечисленные карбонатные минералы, а также керновая проба урановой руды с одного из месторождений, обрабатываемого методом ПВ, и содержащая, %: CO₂–19,6; CaO–24,8; MgO–6,9; SiO₂–50,7; FeO–1,2; Fe₂O₃–1,7; Al₂O₃–1,6.

Метод термического анализа (ТА) и его разновидности – дифференциальный термический анализ (ДТА) и дифференциальный термогравиметрический анализ (ДТГ) находят применение в аналитике, геологии и металлургии [3,4]. Отличительной положительной особенностью этого метода является быстрота анализа, минимальное количество исходного материала и простота пробоподготовки.

Термический анализ образцов минералов вмещающих пород проводили на приборе - дериватографе «Lab SYS evo». Дериватограф характеризуется повышенной точностью измерения и широким диапазоном рабочих температур (от 100 до 1600°C). Дериватограммы снимают, помещая исследуемые образцы в термически инертный тигель из окиси алюминия, при линейной скорости нагрева 10°C/мин и навеске образцов 15–20 мг. Во время анализа в автоматическом режиме регистрировались: кривая нагревания; и дифференциальная кривая нагревания (ДТА).

На рис.1 представлена дериватограмма диссоциации (разложения) известняка (CaCO₃).

Из рис.1 следует, что диссоциация известняка протекает в одну стадию при температуре 870°C и описывается уравнением



Также в одну стадию протекает диссоциация магнезита (рис.2), но при температуре на 220°C ниже, т.е. при температуре 650°C. Диссоциация магнезита описывается уравнением

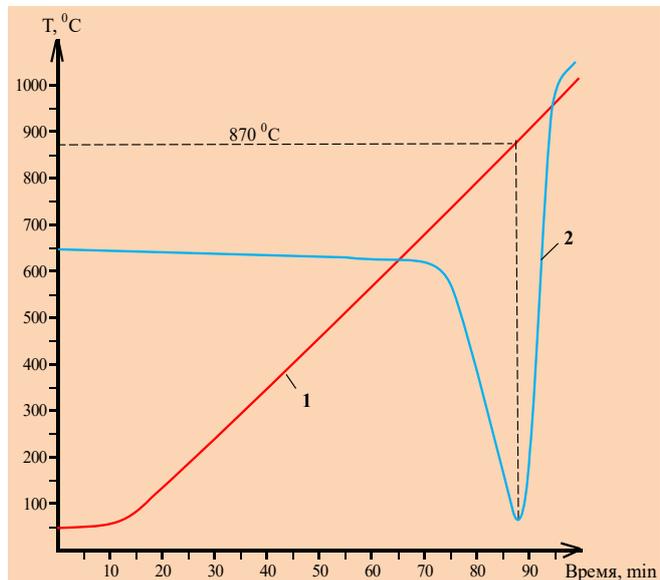
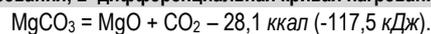
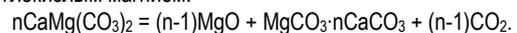


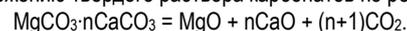
Рис.1. Дериватограмма диссоциации (разложения) известняка (CaCO₃):
1 - кривая нагревания; 2 - дифференциальная кривая нагревания (ДТА)



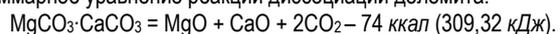
Диссоциация доломита протекает в две стадии (рис.3). Разложение карбоната магния, входящего в доломит, происходит при 730°C, т.е. на 80°C выше, чем разложение магнезита. Это обусловлено тепловым эффектом образования CaMg(CO₃)₂. При 730°C доломит разлагается с образованием MgO и твёрдого раствора карбонатов, обеднённого углекислым магнием:



Повышение температуры диссоциации до 910°C приводит к дальнейшему разложению твёрдого раствора карбонатов по реакции



Суммарное уравнение реакции диссоциации доломита:



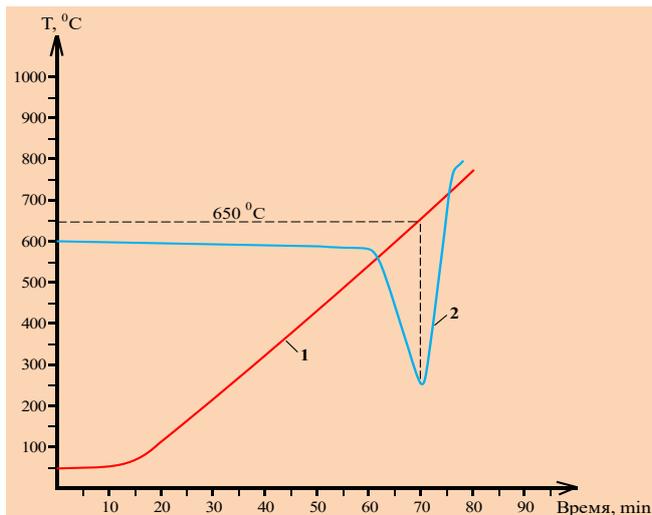


Рис.2. Дериватограмма диссоциации (разложения) магнезита ($MgCO_3$): 1 - кривая нагревания; 2 - дифференциальная кривая нагревания (ДТА)

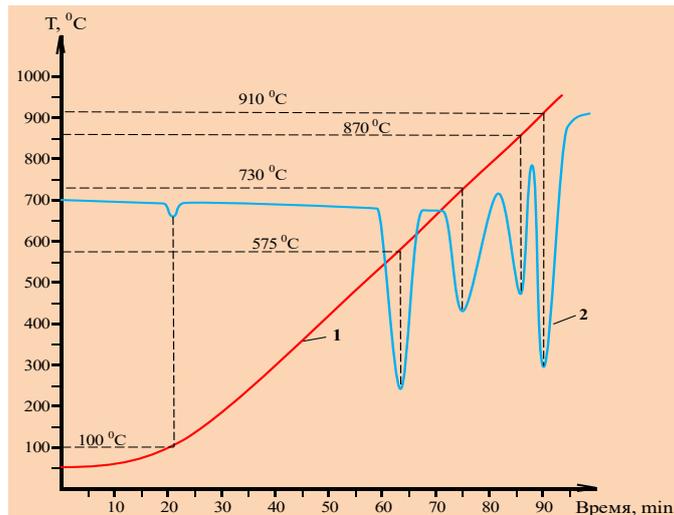


Рис.4. Дериватограмма разложения пробы руды: 1 - кривая нагревания; 2 - дифференциальная кривая нагревания (ДТА)

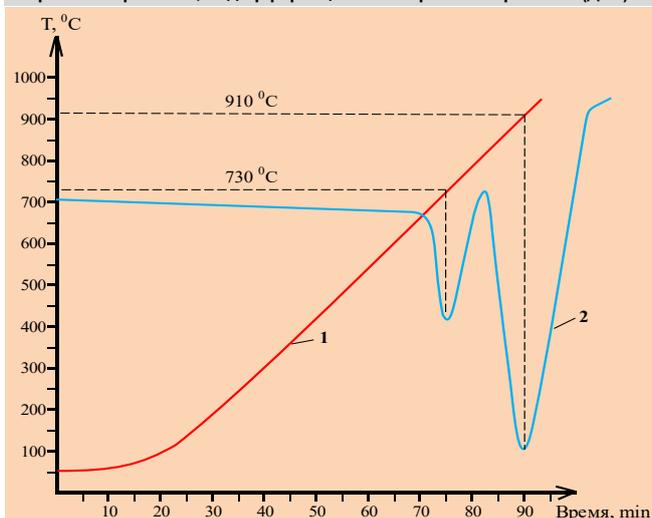


Рис.3. Дериватограмма диссоциации (разложения) доломита ($CaCO_3 \cdot MgCO_3$): 1 - кривая нагревания; 2 - дифференциальная кривая нагревания (ДТА)

На рис.4 представлена дериватограмма разложения пробы урановой руды. Небольшой пик, относящийся к температуре $100^\circ C$, указывает на удаление адсорбированной влаги. Пик, относящийся к температуре $575^\circ C$, указывает на точку перехода α - кварца в β - кварц [5]. При температуре $730^\circ C$ происходит первая стадия разложения доломита (рис.3). Пик, относящийся к температуре $870^\circ C$ указывает на вторую точку перехода β - кварца в тримит [5]. И, наконец, последний пик при температуре $910^\circ C$ указывает на протекание второй стадии диссоциации доломита. Отсутствие пика при температуре $650^\circ C$ указывает на отсутствие в пробе руды магнезита.

Таким образом, представленные данные термического анализа позволяют не только изучать свойства минералов, но и идентифицировать их наличие (или отсутствие) в пробе руды.

Методом термического анализа установлено, что термическое разложение (диссоциация) кальцита происходит в одну стадию при температуре $870^\circ C$, магнезита - в одну стадию при $650^\circ C$ и доломита - в две стадии при $730^\circ C$ и при $910^\circ C$.

Термический анализ пробы урановой руды показал, что в качестве вмещающих пород она содержит кальцит, доломит и кварц, но не содержит магнезит.

Библиографический список:

1. Петухов О.Ф., Истомин В.П., Руднев С.В., Хасанов А.С. Уран. - Ташкент.: «Turon Zamin - ziyo». - 2015. С. 273-276.
2. Мамиллов В.А., Петров Р.П., Водолазов Л.И. и др. Добыча урана методом подземного выщелачивания. - М.: Атомиздат. - 1980. С. 86-89.
3. Иванова В.П., Касатов Б.К., Красавина Т.Н., Розинова Е.Л. Термический анализ минералов и горных пород. -Л., «Недра», 1974. 399 с.
4. Топор Н.Д., Огородова Л.П., Мельчакова Л.В. Термический анализ минералов и неорганических соединений. - М.: Издательство МГУ, 1987. 190 с.
5. Реми Г. Курс неорганической химии. - М.: Мир.- 1972. - Т.1. С. 476.

"GORNII VESTNIK UZBEKISTANA", 2019, №3 (78) pp. 7-8

RESEARCH OF CERTAIN HOST-ROCKS OF URANIUM ORES BY THE METHOD OF THERMAL ANALYSIS

¹Petuhov O.F., Deputy Head of the Central Scientific Research Laboratory on science, Ph.D, o.petuhov@ngmk.uz

¹Ruziev B.T., Head of the State Treasury for Uranium, Central Research Laboratory, bt.ruziev@ngmk.uz

¹Sharafutdinov U.Z., Head of the Innovation Center, Ph.D., associate professor, u.sharafutdinov@ngmk.uz

²Khalimov I.U., Head of the Department of Rare Radioactive Metals, Ph.D., Associate Professor, info@ndki.uz

¹Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Navoi, Uzbekistan

²Navoi State Mining Institute, Navoi, Uzbekistan

Abstract

The article presents the results of thermal analysis of samples of minerals - calcite (limestone), dolomite, magnesite and quartz, as well as their mixtures in the host rock of uranium ore. It has been established that thermal decomposition (dissociation) of calcite occurs in one stage at a temperature of $870^\circ C$, magnesite - in one stage at $650^\circ C$, and dolomite - in two stages at $730^\circ C$ and at $910^\circ C$. Thermal analysis of a sample of uranium ore showed that, as host rocks, it contains calcite, dolomite, and quartz.

Keywords: thermal analysis, uranium ore, dissociation (decomposition), calcite (limestone), dolomite, magnesite, quartz.

References

1. Petukhov O.F., Istomin V.P., Rudnev S.V., Khasanov A.S. Uranus. - Tashkent: "Turon Zamin - ziyo". - 2015. - pp. 273-276.
2. Mamilov V.A., Petrov R.P., Vodolazov L.I. and others. Uranium mining by the method of underground leaching. - M.: Atomizdat. - 1980. - pp. 86-89.
3. Ivanova V.P., Kasatov B.K., Krasavina T.N., Rozinova E.L. Thermal analysis of minerals and rocks. -L., "Nepra", 1974. -399 p.
4. Topor N.D., Ogorodova L.P., Melchakova L.V. Thermal analysis of minerals and inorganic compounds. - M.: Publishing House of Moscow State University, 1987. -190 p.
5. Remy G. Course of inorganic chemistry. - M.: Mir. - 1972. - T.1. - pp. 476.

ТЕХНОГЕНЛИ ХОМАШЁЛАРНИ БИОДЕСТРУКЦИЯЛАШ МЕТОДОЛОГИЯСИ АСОСЛАРИ



Самадов А.У.,
ТДТУ Олмалик филиали
директори, т.ф.д.



Хужакулов Н.Б.,
НДКИ "Металлургия"
кафедраси катта
ўқитувчиси



Нарзуллаев Ж.Н.,
НДКИ "Металлургия"
кафедраси ассистенти



Сирожов Т.Т.,
НДКИ "Металлургия"
кафедраси ассистенти

Maqolada gidrometallurgiya zavodlarining chiqindilaridan inson qurilishi materiallarining mineralogik tarkibi va heterotrofik va chemolitotrofik mikroorganizmlardan foydalangan holda toksik siyanidlar va rhanidlarini yo'q qilish natijalari to'g'risida tadqiqot ma'lumotlari keltirilgan. Toksik moddalar tarkibida bo'lgan oltingugurt, azot, uglerod kabi oziq moddalarini bakteriyalardan foydalanish jarayoni o'rganildi. Natijada, zaharli muhitda yashaydigan mikroorganizmlarning faoliyati va ularga ta'sir qiluvchi moddalarning ruxsat etilgan maksimal kontsentratsiyasi aniqlanadi.

Tayanch iboralar: aborigen mikroorganizmlar, *Bacillus subtilis* bakteriyasi, *Acidithiobacillus ferrooxidans* bakteriyasi, pH, rodanidlar, texnologik joylar, biologik parchalanish, heterotrofik bakteriyalar, siyanidatsiya, biologik faollik, tabiiy mikroflora, vakillik namunasi, mineralogik tarkib.

В статье приведены данные исследования минералогического состава техногенного сырья из хвостохранилищ гидрометаллургических заводов и результаты деградации ядовитых цианидов и роданидов с помощью гетеротрофных и хемолитотрофных микроорганизмов. Были изучены процессы употребления бактериями питательных элементов как сера, азот, углерод, которые находятся в составе ядовитых веществ. В результате, определена активность микроорганизмов обитающих в ядовитых средах и предельно допустимые концентрации влияющих на них веществ.

Ключевые слова: аборигенные микроорганизмы, штаммы бактерий *Bacillus subtilis*, бактерии *Acidithiobacillus ferrooxidans*, pH среды, роданиды, техногенные месторождения, биодеструкция, гетеротрофные бактерии, цианирование, биологическая активность, естественная микрофлора, представительная проба, минералогический состав.

Чиқиндиҳоналарга жойлаштирилаётган кон-металлургия ишлаб чиқариши чиқиндилари ва чиқиндилар ағдармаларда ҳар хил металл цианидлар бирикмалари мавжуд комплекс бирикмалар заҳарли бирикмалар тўпланишига яққол мисол бўлади. Таъкидлаш жоизки, замонавий гидрометаллургия ишлаб чиқариш оқимларини тозалаш анча миқдорда пул маблағлари билан боғлиқ ва бу харажатлар фақат ошиб бораверади. Гидрометаллургия корхоналар оқимларини тозалашнинг физико-кимёвий усулларининг муқобиллиги сифатида микроорганизмлардан (*Muddek T.J., Whitlock L.L., 1983* йил) фойдаланиш билан биологик зарарсизлантириш усули илгари сурилади. Агар кимёвий корхоналар цианли оқимларни тозалашда микробиологик ва биокимёвий усулларини қўллаш янгилик бўлмаса, унда олтин қазиб олиш саноатининг металлургия корхоналари учун тозалашнинг биологик усули деярли қўлланилмайди, чунки заҳарли бирикмаларни парчалаш жараёнлари тиндирилган эритмаларда эмас, балки чиқиндилар бутаналарда содир бўлади, бу микроорганизмлар ҳаёт фаолиятини қийинлаштиради.

Бу соҳадаги илмий изланишларни иккита асосий йўналишга бўлиш мумкин. Биринчиси – бу чиқинди омборларида содир бўладиган ва спонтанли (ташқи таъсирсиз) микрофлора ривожланиши жадаллашуви билан боғлиқ бўлган тозалаш жараёнлари. Олтин ажратиб олувчи фабрикалар цианли оқимлари деградациясининг иккинчи йўналиши маълум кўринишдаги бактерия-деструкторларни ва уларнинг ассоциациясини қўллаш ҳисобланади.

Тадқиқотларни ўтказиш босқичлари

Биринчи босқичда гидрометаллургия заводларининг бактериялар танлаб эритишдан сўнгги эски ва янги (энг сўнгги) чиқиндилар бутаналар таркибидаги абориген микроорганизмлар мавжудлигини аниқлаш бўйича тадқиқотлар ўтказилади. Абориген микроорганизмларнинг биологик фаоллигини ўрганиш бўйича уларнинг яшаш шароитларига (намлик, ҳарорат, pH муҳит ва б.) боғлиқ бўлган махсус тадқиқотлар ўтказилди. Чиқиндиҳонага асосан сорбцион цианлашдан сўнгги, яъни таркибидан барча турдаги нодир металллар ажратиб олинган бутана ҳисобланади, ва эскириб, қотиб қолган қаттиқ чиқиндилар таркибидаги микроорганизмларнинг ҳаёт фаолиятининг ўлчовли миқдори аниқланди.

Иккинчи босқичда эски чиқиндилар таркибидаги олтин таркибли жинслар ва минераллар деградацияланиши урганиш учун махсус, ЎзФА микробиология институтининг лаборатория шароитида ажратиб олинган штаммларнинг ҳаёт фаолияти ва биологик фаоллиги тадқиқ қилинди. Табиий микрофлора ривожланишининг таҳлили, микроорганизмларнинг эритмада

металл ионларига мослашуви таҳлили ўтказилди ва уларни жадаллаштириш усуллари ишлаб чиқарилди.

Учинчи босқичда танлаб олинган ўрталаштирилган намуналарни биодеструкциялаш бўйича лаборатория тадқиқоти ўтказилди. Бунинг учун қуйидаги ишлар амалга оширилди:

- чиқиндиҳонанинг тўрт томонларидан (шимолий-ғарбий, шимолий, ғарбий, жанубий) танлаб олинган намуналардан "сузиб олиш" усулида 4 та ўрталаштирилган намуна тайёрланиб, уларни ўрталаштириш учун кейинчалик кварталаш амалга оширилди;
- чиқинди омборининг ҳақиқий намунасида *Bacillus subtilis* бактерия штаммларини танлаш;
- махсус лаборатория шароитларида *Bacillus subtilis* ажратиб олинган штаммини ўстириш (қўпайтириш);
- статик шароитларда намуналарга бактериялар эритмалар билан ишлов бериш ва уларни кучли цианидли муҳитларга мослаштириш;
- динамик шароитларда биодеструкция тартибини танлаш ва жараённи биокимёвий ҳамда технологик ўлчамларини бир вақтда ўлчаш амалга оширилди;
- текширилаётган намуналарнинг элементли ва минералогик таркиби аниқланди;
- *Bacillus subtilis* бактериясидан фойдаланиб, танланган мақбул тартибларда жинслар биодеструкцияси амалга оширилди;
- *Acidithiobacillus ferrooxidans* бактериясидан фойдаланиб, танланган мақбул тартибларда чиқиндиларнинг биодеструкцияси ўтказилди;
- бактериялар эритмалар билан ишлов берилган намуналарнинг сорбцион цианланиши бўйича мақбул таҳлил ва тестли синовлар ўтказилди.

Микробиологик тадқиқотлар учун намуналар танлаш

Микробиологик деградациясини амалга ошириш учун техноген хомашё жойлашувининг географик кўринишлари бўйича амалга оширилиши ҳисобга олиниб, уларни чиқиндиҳонада махсус жойлар танланиб олинди. Намуналарни танлаш натижалари 1–жадвалда берилган бўлиб, улар чиқиндиҳонанинг хар-хил чуқурликларидан олинган. Танлаб олинган намуналар 4 қисмга бўлинди: 1–назорат, 2–элементли ва минералогик таҳлилини ўтказиш учун, 3–олтин цианланиши бўйича мақбул таҳлили ва тестли синовларни ўтказиш учун; 4–биодеструкция учун. Биодеструкциядан сўнг намуналар минералогик ва мақбул таҳлил қилинди.

Микробиологик тадқиқотлар учун ўрталаштирилган намуналарни тайёрлаш шароитлари

Намуна рақами	Намуна танлаш томони	Намуналарни танлаш чуқурлиги бўйича уларнинг миқдори (дога)				Танланадиган намуна оғирлиги, г	Олинадиган намуна оғирлиги, кг
		1м	2м	3м	жами		
1	Шимоллий-ғарбий	135	134	19	288	35	10
2	Шимоллий	250	82	47	379	30	11
3	Ғарбий	227	226	29	482	25	12
4	Жанубий	167	165	10	342	30	10
	Жами	779	607	105	1491		43

Микроорганизмларни ўстириш ва озуқа мухитини тайёрлаш.
 Чиқиндилар таркибидаги минералларни деструкциялаш учун *Bacillus subtilis* бактерияси танлаб олинди. Хужайралар тузилиши таёқчасимон булиб, улчами 0,7–0,9x2–4 мкм. ташкил этади. Стресс ҳолатига тушганда споралаш хусусиятига эга булиб, унинг спораларининг шакли эллипсидир. Грам ижобий, хужайра девори фукусин билан бўялмайдиган доналар мавжуд. Глюкоза парчаланганда кислота ва ацетон ҳосил бўлади, аммо газ ҳосил бўлмайди. Кислота ксилотлардан арабинозлардан ва маннитдан ҳосил бўлади. Хемоорганотрофлар метаболизми қатъий нафас олиши хусусиятига эга. Каталаза жараёни ижобий булиб, крахмални гидролизлайди.

Bacillus subtilis штаммлари хужайра ўлчамлари бўйича анча фарқ қилади. Бундан ташқари *Bacillus subtilis* С–2 штаммида хужайраларнинг ўсиши дастлабки босқичларида Грам бўйича бўялади. Идишда кўпайтириб, *Bacillus subtilis* С–2 штаммини кўллаш мумкин.

Микроорганизмлар қуйидаги таркибли озуқа мухитида ўстирилади, (г/л) :

1. Пептон – 1,5 г;
2. K₂HPO₄ – 0,6 г;
3. MgSO₄ – 0,5 г.

Чиқиндиларнинг лаборатория ва геотехнологик синовларини ўтказиш учун Ўз.Р.ФА микробиология институти томонидан *Acidithiobacillus ferrooxidans* микроорганизмининг К-3 штамм бактерияси тақдим этилди. Ушбу микроорганизм темирнинг (II) оксидланиш тезлиги бўйича танлаб олинган булиб, сувли ва рудали микробиологик ва геокимёвий фаол микроорганизмлар лабораторияси коллекциясидан олинган булиб биомассани шакллантириб кўпайтириш учун танланган. *Acidithiobacillus ferrooxidans* бактериялари қуйидаги таркибли суяқ озикланиш мухитида (g/l) дистилланган сувда ўстирилади:

1. FeSO₄·7H₂O – 44,2;
2. (NH₄)₂SO₄ – 3,0;
3. K₂HPO₄ – 0,5;
4. MgSO₄ – 0,5;
5. KCl – 0,1;
6. Ca(NO₃)₂ – 0,01.

Acidithiobacillus ferrooxidans микроорганизмлари рН мухити кислотали булган шароитда – 1,0 дан 4,0 гача ўсиши мумкин. Бироқ, *Acidithiobacillus ferrooxidans* ўз ичига олган К–3 ассоциацияси учун мақбул қиймат рН 1,5–1,8 ҳисобланади. Ушбу микроорганизмлар 0 дан 40°С-гача ҳарорат диапазонида ривожланади. Ушбу ассоциациянинг ривожланиши учун мақбул қиймат 32–40°С ни ташкил этади.

Бактерияларнинг биологик фаоллигига таъсир этувчи омилларни тадқиқ қилиш.

Эски ва янги (энг сўнги) чиқиндилар таркибидаги микрофлорани ўрганиш йўқориди қайд этилган озуқа мухитларида устрилиб, уларнинг таркибида микроорганизмларнинг турли хил абориген бактериялар борлиги аниқланиб, уларнинг миқдори 2-жадвалда курсатилган.

Бундай мураккаб ва захарли цианидли чиқиндиларда бактерияларнинг турли ассоциациялари мавжудлиги аниқланди ва уларнинг бундай мухитга чидамлилиги аниқланиб, уларнинг

ривожланиши учун қулай озуқа субстратлари танланганидан дарак беради, чунки улар шаклланаётган экотизимда цианидли булган захарли бирикмалар таркибидаги углерод ва азотни истёмоқ қилишга урганган булиб, цианидларнинг деструкцияланишини келтириб чиқаради.

Маълумки, чиқиндихоналарда содир бўладиган микробиологик жараёнларда турли туркумларга мансуб булган микроорганизмлар иштирок этади. Бироқ, захарли мухитда содир бўладиган ҳақиқий жараёнларда бактерияларнинг миқдори чекланган булиб, ушбу миқдорлар асосий ролни ўйнайди. Яқин вақтгача рудалар таркибидаги микроорганизмлар биоценозига кирувчи ва чиқиндихоналарда тадқиқ этилган энг кўп аниқланадиган органотрофлар ассоциациясига кам эътибор берилиб келган эди. Ҳозирги вақтда рудали ва рудасиз минералларни емиришда микроорганизмларнинг аҳамияти кўрсатилган [1], улардан кўпи айрим металлларни бойитишда ва оксидлашда, олтин ишлаб чиқаришнинг чиқиндилри бўтанасида цианидларни емиришда иштирок этади.

Чиқиндихоналардан ажратиб олинган микроорганизмларнинг хусусиятлари.

Олдинги маълумотларда кўрсатиб ўтганимиздек [2], айнан гетеротрофли микроорганизмлар чиқиндихоналар намуналари таҳлилида ўрганилиб, уларнинг миқдорли устунликка эга эканликлари аниқланган. Намуналар нусхаларида, кўпинча *Bacillus* ва *Pseudomonas* туркумлари вакиллари учрайди, уларнинг миқдори эколик аҳамиятли рақамлардан ҳам ошиб кетди. Чиқиндихоналардан олинган барча ўрганилган намуналар таркибида максимал миқдорда олигонитрофиллар туркумига хос микроорганизмлар борлиги аниқланиб, улар ўз навбатида органик модданинг (озуқа мухит сифатида) энг кам миқдорида узиш қобилиятига эгаллиги аниқланди. Барча тадқиқ қилинган намуналар таркибида органик моддаларнинг энг паст концентрацияларида ўсишга қодир бўлган олигонитрофиллар миқдори энг кўп булгани аниқланди.

Намуналар таркибидан олинган *Bacillus* ва *Pseudomonas* туркумларига хос булган турлар изолятлар ҳолатида ажратиб олинди. Ўтказилган микробиологик ҳаракатлар натижасида морфологик-бактериали белгилар сифтида спора ҳолатига утиш хусусиятлари аниқланди, вегетатив хужайраларнинг ҳаракати, хусусияти ва ўлчамлари, капсулалар мавжудлиги, хужайранинг ички тузилиши хоссалари, Грам бўйича ранг (тус) бериш, кислородга, ҳароратга муносабати (нисбати), литийли ферментлар синтезига қодирлиги, муҳим макромолекулаларни парчалаши қобилиятини аниқлашда биз *Bacillus* туркумига киритилган 2 штамми ва *Pseudomonas* туркумига киритилган 2 штамми ажратиб танлаб олинди.

Bacillus туркуми микроорганизмлари ҳаракатли таёқчасимон занжир ҳолатида бирлашган хужайралар булиб, уларнинг ўлчамлари жуда кенг чегараларда ўзгариши аниқланди. Хивчинлари перитрихал жойлашган булиб, Грам бўйича ранг (тус) бериш ижобий булиб, ажратиб олинган штаммлар ҳақиқатдан ҳам *Bacillus subtilis* туркумига мансублиги аниқланган. *Bacillus subtilis* штаммлари хужайра ўлчамлари бўйича бир-биридан фарқ қилади. Бундан ташқари, *Bacillus subtilis* С–2 штаммида хужайралар Грам бўйича фақат ўсиш босқичида бўялиши мумкин.

Роданидларнинг турли концентрацияси мавжуд мухитларда *Bacillus subtilis* ривожланиши ва оқсилнинг тўпланиши

т.р	KCNS концентрацияси, мг/л	Ўстириш вақти, соат					
		24 соат		48 соат		72 соат	
		Хужайралар сони, млн/мл	оқсил мг/л	Хужайралар сони, млн/мл	оқсил мг/л	Хужайралар сони, млн/мл	оқсил мг/л
1	Назорат	2,4	85	75	85	15	76
2	100	1,3	113	-	85	300	77
3	200	1,9	128	160	93	480	79
4	300	1,0	91	770	93	210	72
5	400	2,0	91	280	89	790	76

Pseudomonas туркуми вакилларини, афсуски, турга тегишлилиги буйича морфологик жихатдан идентификациялаш имкони бўлмади.

Bacillus subtilis C-2 штаммининг ўсишига ва ривожланишига роданидларнинг таъсирини тадқиқ қилиш.

Bacillus subtilis -нинг муҳитда роданидларга чидамплигини аниқлаш учун бактериялар ўсишига ва хужайрадан ташқаридаги оқсил миқдорига KCNS моддасининг турли концентрациялар таъсири ўрганилди.

Маълумки, роданидларнинг рухсат этилган меъёрлар буйича 100 мг/л рухсат этилган концентрация деб ҳисобланади. Шунга асосан, гидрометаллургик корхоналарнинг чиқиндилари оқимларида роданидларнинг жуда юқори концентрациялари учрайди. Роданидларнинг рухсат этилган меъёри ҳамда жуда юқори концентрациялари микроорганизмларнинг ҳаёт фаолиятига қандай таъсир этишини урганиш муҳим бўлиб, тадқиқот натижаларидан (3-жадвал) кўриниб турибдики, роданидларнинг 100 мг/л концентрацияси ва ундан жуда юқори концентрациялари текширилаётган бактерияларнинг ривожланишига ижобий таъсир қилиб, уларнинг ривожланишини тезлаштириши аниқланди.

Роданидлар таркибидаги олтингургурт, азот ва углерод манбалари, худди цианидлар таркибидаги углерод ва азот сингари, микроорганизмлар учун озуқа сифатида қўлланилиб, уларнинг ривожланишига ижобий таъсир курсатишади. Илялетдинов ва бошқалар аниқлашча [3], гидрометаллургик чиқинди оқимларнинг бактериялар деструкциялаш жараёнида роданидли бирикмаларни самарали парчалаб юбориши муддати 2 сутка давомид этди.

3 – жадвал

Роданиднинг турли концентрацияси мавжуд муҳитда *Bacillus subtilis* C-2 нафас олиш активлиги

Роданид концентрацияси, мг/л	<i>Bacillus subtilis</i> нинг нафас олиш фаоллиги, мкл O ₂ биомасса	
	10 мин	20 мин
Назорат	24,8	12,1
100	17,35	11,9
200	13,55	13,5
300	9,45	7,15
400	6,8	6,05

Бизнинг тадқиқотимизда, хужайраларнинг энг кўп миқдори ва роданидлардан озикланиш учун фойдаланиш, микроорганизмлар ўсишининг биринчи суткасида кузатилди. Бешинчи суткада келиб муҳит таркибидаги озиклантирувчи элементлар миқдори камайиб, хужайралар ривожланиши секинлашди, яъни хужайралар миқдори ва муҳитдаги роданидлар концентрацияси билан ўзаро алоқада бўлиши аниқланди.

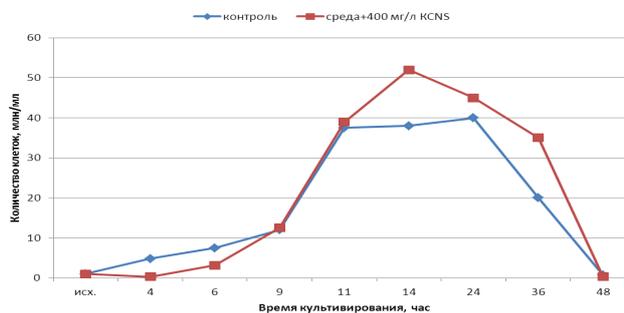
Экзооқсиллар - микроорганизмлар ҳаёт фаолияти маҳсулоти бўлиб, уларнинг муҳитга ажралиб чиқиш миқдори микроорганизмлар фаолиятининг белгиланган кўрсаткичи деб ҳисобланади. Микроорганизмлар ифлосланган сувларда ҳам мавжуд бўлиб, улар бу сувлар таркибидаги роданидлар, цианидлар, оғир металлар ва х.лар каби турли бирикмалар таркибига боғлиқ ҳолда, оқсилни синтез қилиши мумкин. Роданидларга табиий равишда чидамли бўлган *Bacillus subtilis* C-2 штаммида оқсил биосинтезига роданидларнинг турли концентрацияларининг таъсирини аниқладик. Ўтказилган тадқиқотлар шуни кўрсатдики (4-жадвал), роданидлар муҳитда озуқа сифатида, микроорганизмлар томонидан ўзлаштирилиб, оқсил биосинтези жараёни тезлаштиради.

Биринчи суткада 100 ва 200 мг/л роданидли муҳитда оқсилнинг назорат билан таққослаганда энг кўп тўпланганлиги аниқланди. Аксинча, 300 ва 400 мг/л ли намуналарда - оқсил синтези секинлашгани маълум бўлди. Иккинчи ва учинчи суткада

кучли споралашиш ҳолати кузатилиб, ушбу жараён билан боғлиқ ҳолда биосинтез секинлашиши кузатилиб, вегетатив хужайралар пайдо булиши деярли учрамади. Бактериялар хужайраларнинг нафас олиш жараёни жадаллиги микроорганизмларнинг ҳаёт фаолиятининг асосий кўрсаткичларидан бири ҳисобланади. *Bacillus subtilis* -нинг нафас олиш фаоллигига роданидлар концентрацияси (100; 200; 300; 400 мг/л) таъсири ўрганилди (4-жадвал).

Роданид миқдорига нисбатдан нафас олиш буйича резистентлиги буйича *Pseudomonas* ва *Bacillus* туркумлари ўртасида кенг тарқалган ҳодисадир. *Bacillus subtilis* C-2 штаммида роданид миқдорига нисбатдан нафас олиш барқарорлигини ўрганиш шуни кўрсатдики, роданиднинг юқори концентрациясида ушбу бактерияларнинг нафас олиши секинлашади. Назорат вариантда нафас олиш фаоллиги роданидларнинг турли концентрациясига нисбатдан бактериянинг нафас олиши фаоллигини оширди. Вақт ўтиши билан 100 мг/л ли роданиднинг назоратдаги ва муҳитдаги фаоллиги камайиши кузатилди ва 200 мг/л муҳитда вақтга боғлиқ бўлмаган ҳолда нафас олиш динамикаси (ўсиши) буйича барқарорлик пайдо булиши кузатилди (расм 1).

Шундай қилиб, муҳитда роданидлар концентрацияси ортиши билан бактериялар нафас олиши фаоллиги камайиши кузатилиб, уларнинг энг кўп миқдорда парчаланиши бактериялар ўсишининг биринчи суткаларида рўй беришига боғлиқ ҳолда, ушбу даврда микроорганизмлар ҳаракатининг ҳар соатини ўрганишда маълум бўлди. 400 мг/л муҳитда роданидларнинг дастлабки концентрациясида сутка давомида оқсилнинг тўпланиши ва яшайдиган хужайралар миқдори тадқиқ қилиниб, олинган натижаларда, биринчи соатларда бактерияларнинг хужайралари миқдори камайиши ва мос равишда экзометаболитлар миқдори ҳам камайиши содир бўлди (4-жадвал). Бироқ, ўстиришнинг 9 – соатида назорат варианты билан таққосланганда, хужайралар ўсиши ва оқсил миқдорининг тенглашиши кузатилди, сўнгра роданидли муҳитда микроорганизмлар жадалроқ ривожланиши кузатилди.



1-расм. *Bacillus subtilis* C-2 хужайра ўсишига роданидлар таъсирининг кинетик эгри чизиқлари

Шундай қилиб, *Bacillus subtilis* C-2 штаммининг табиий ассоциацияси ўстиришнинг 9-соатида роданидларга мослашиб, сўнгра роданидларнинг қолдиқ концентрациялари хужайралар ўсишини тезлаштира бошлб ўстиришнинг 24 соатига келиб роданидли муҳитда хужайралар миқдори назорат вариантга нисбатдан 2 мартага кўпайгани маълум бўлди.

Муҳитда роданидлар билан бир қаторда цианидлар каби жуда заҳарли моддаларнинг бўлиши деструктор-микроорганизмларнинг ҳаёт фаолиятини жараён бошланишида қийинлаштиради, лекин кейинчалик микроорганизмлар ушбу муҳитга мослашиб, уларнинг фаолияти тикланиши кузатилди.

4 – жадвал

Bacillus subtilis C-2 нинг роданидга барқарорлиги

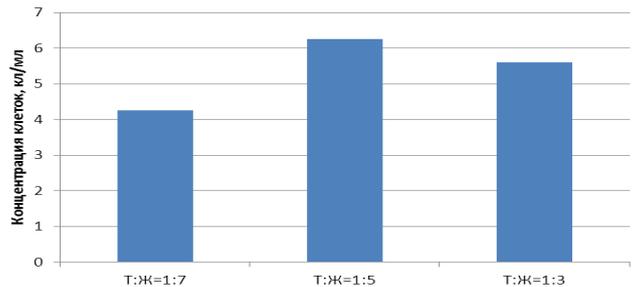
Ўстириш вақти, соат	Роданидсиз муҳит		PWN-30 + 400 мг/л KCNS муҳит	
	Хужайралар сони, млн/мл	оқсил, мг/л	Хужайралар сони, млн/мл	оқсил, мг/л
0	10	81	10	80
4	4,85	85	0,34	79
6	0,143	95	3,2	62
9	12	87	12,5	90
11	37,5	91	39	118
14	38	102	52	89
24	400	103	850	123
42	0,8	79	0,37	63

Юқори миқдор захарли концентрацияларга мослашишнинг бундай механизмдан фойдаланиб, қолган чиқиндиларни деструкциялаш учун бактерияларнинг махсус ажратиб олинган штаммларининг ҳаёт фаолиятини ва биологик фаоллигини тадқиқ қилиш бўйича лаборатория тажрибаларининг кейинги серияларида қўлланилган микроорганизмларнинг барқарор шакллари ажратиб олинди.

Биодеструкциялаш жараёнидаги омилларнинг таъсирини тадқиқ этиш. Юқорида айтилганидаек, *Bacillus subtilis* C-2 штамлари ўсишига ва ривожланишига цианидлар ва роданидлар таъсири урганиб чиқилди ва роданидларнинг 100 мг/л ва ундан ортиқ концентрацияси тадқиқ қилинаётган бактерияларнинг – *Bacillus subtilis* C-2 ўсишини тезлаштириши исботланди. Хужайраларнинг энг кўп миқдорига ва роданидларнинг бактериялар томонидан фойдаланиши ўз навбатида ўсишнинг биринчи суткасида эришилди. Бешинчи суткада келиб, муҳитдаги озиклантирувчи элементлар миқдори камайиши натижасида хужайралар ривожланиши чегараланди, яъни хужайралар миқдори муҳитдаги роданидлар концентрациясига боғлиқлиги ижобий корреляцияни пайдо булганлигини кўрсатди. *Bacillus subtilis* C-2 штаммининг роданид миқдорига нисбатдан нафас олиш барқарорлигини ўрганиш шуни кўрсатдики, роданиднинг юқори концентрациясида ушбу бактерияларнинг нафас олиши секинлашиши кузатилди.

Назорат вариантида нафас олиш фаоллиги роданидларнинг турли концентрациясида бактерияларнинг нафас олиши фаоллиги ошиб, вақт ўтиши билан 100 мг/л роданиднинг назоратдаги ва муҳитдаги фаоллиги камайди ва шуниси қизиқки, 200 мг/л роданидли муҳитда вақтга боғлиқ бўлмаган ҳолда нафас олиш динамикаси (ўсиши) бўйича барқарорлик кузатилди.

Шундай қилиб, муҳитдаги роданидлар концентрацияси ортиши билан бактериялар нафас олиши фаоллиги камайиши кузатилди. Роданидларнинг дастлабки концентрациясида 400 мг/л муҳитда сутка давомида оқсилнинг тўпланиши ва хужайралар миқдори тадқиқ қилинди. Олинган натижалар бўйича, тажрибанинг бошланишида, биринчи соатларда, бактерияларнинг хужайралари миқдори олдин камайди, яъни микроорганизмларнинг мослашув даври – лаг-фаза кузатилиб, кейин экспоненциал фазага утилиб, микроорганизмлар миқдори купайиши билан бирга экзометаболитлар миқдори ҳам купайиши содир бўлди. Бироқ, ўстиришнинг 9 – соатига келиб



2-расм. Турли зичликдаги гетерогенли муҳитда микроорганизмларнинг ривожланиши

хужайралар ўсиши ва оқсил миқдорининг тенглашиши кузатилди, сўнгра роданидли муҳитда микроорганизмларнинг жадалроқ ривожланиши кузатилди.

Микроорганизмларнинг биологик фаоллигига технологик омиллар таъсирини тадқиқ қилиш

Эски чиқиндилар таркибидаги юқорида урганилган штаммларнинг динамик тартибда ўстириш мумкинлигини аниқлаш бўйича лаборатория тадқиқотлари ўтказилиб, бунда Қ:С=1:3 бўлган тақсимланишда микроорганизмларнинг ривожланиш имкониятлари урганилди (2–расм).

Муҳит зичлиги ошиши браварида микроорганизмлар миқдорининг бирмунча камайиши кузатилади. Бироқ, хужайралар миқдори етарли даражада сақланиб қолиб, уларнинг фаоллиги сезиларли ўзгармай, экологик аҳамиятлилик кўрсаткичларга мос келади.

Статик тартибда туриб қолган эски чиқиндиларга ишлов бериш бўйича тажрибалар натижаси шуни кўрсатдики, микроорганизмларнинг суюқлик ва қаттиқ фазаларида сезиларли равишда фаоллик даражаси пасаймади. Чиқиндили муҳит таркибидан табиий шароитда маълум вақт давомида ташқи таъсир туфайли буғланиш натижасида сувли қисм камайиб рН кўрсаткичи нейтралланиш томонга ўзгариши кузатилди. Шубҳасизки, ушбу микроорганизмлар туркумларининг физиологик фаоллигидан ва чиқинди таркибидаги жинслар, минералларнинг емириши аниқланиб, буларда микроорганизмларнинг сезиларли таъсири борлиги аниқланди.

Библиографик рўйхат:

1. Санакулов К. Научно-технические основы переработки отходов горно-металлургического производства. Ташкент, «Фан», 2009. 404 с.
2. Эргашев У.А., Куканова С.И., Зайнитдинова Л.И., Пулатова О.М., Хужакулов Н.Б., Самтаров Г.С. Исследование функциональной активности природных бактерий в техногенном сырье. Горный вестник Узбекистана 2017.1. С. 154-160.
3. Энкер П.Б., Илялетдинов А.Н., Якубовский С.Е., Власова З.Т. Изучение принципиальной возможности биохимической очистки промстоков в условиях отстойных прудов хвостохранилища // Труды НИИПроект по обогащению руд. 1978.
4. Информационно-аналитический отдел УзРТСБ. Производство каолина в Узбекистане, 2003.
5. Lundgren, D. G., Boucheron, J. A. and Mahony, W. B. (1983), In: Recent Progress in Biohydrometallurgy (G. Rossi and A. E. Torma, eds.), pp. 55-69, Associazione Mineraria Sarda, Iglesias.
6. Groudev, S. N., Genchev, F. N. and Groudeva, V. I. (1982a), Travaux ICSOBA, 12(17). С. 203-212.
7. Vachon, P., Tyagi, R. D., Auclair, J. and Wilkinson, K. J. (1994), Environ. Sci. Technol. pp. 26-30.
8. Groudev, S. N. and Groudeva, V. I. (1986b), Biotechnol. Bioeng. Symp., pp. 91-99.
9. Polkin, S. I., Adamov, E. V. and Panin, V. V. (1982), Technology of Bacterial Leaching of Non-Ferrous and Rare Metals, Nedra, Moscow.
10. Башлыкова Т.В., Живаева А.Б., Башлыкова Н.В. Микробиологическое облагораживание минерального сырья. ООО «НВП ЦЕНТР-ЭСТАГЕО», МИСуС, Конгресс обогатителей, 2007, Т.1. 87 с.
11. Каравайко Г.И. и др. Роль микроорганизмов и некоторых физико-химических факторов среды в разрушении кварца. Микробиология, 1984, 53, №6, 976 с.
12. Алексеева Т.В., Сапова Е.В., Алексеев А.О., Герасименко Л.М. Биохимические процессы преобразования глины в ходе фоссилизации цианобактерии *Microcoleus chthonoplastes*. 27а. «Глины и глинистые минералы», Россия, Пуццоно, 2006, 113 с.
13. Каравайко Г.И., Кузнецов С.И., Голомзин А.И. Роль микроорганизмов в выщелачивании металлов из руд. М.: Наука, 1972, 372с.
14. Саэдиева М.Г. Микроорганизмы золоторудных месторождений Узбекистана и их использование в извлечении благородных металлов // Автореферат докторской диссертации, 1997, 38 с.
15. Зайнитдинова Л.И., Исмаилов А.М., Куканова С.И. Бактериальное обогащение каолинов по двухстадийной схеме. // Материалы науч.прак.конф. «Инновационные технологии в горно-металлургической промышленности». г.Навои. 2011. С. 153-155.
16. Попов В.С., Борминский С.И., и др. Способ деструктивной переработки горючего сланца // Патент Республики Узбекистан № IAP 03019, 2006.
17. Саэдиева М.Г., Черкасова Г.В., Кузьмина Л.А., Файзиева Ф.Х., Цой А.В. Микрофлора черносланцевых руд сульфидных месторождений месторождений Кокпатав и Даугызтау // Материалы конференции Перспективы науки и производства химической технологии в Узбекистане 2014. с. 191 Knowles C.J. Microorganisms and cyanide // Bacteriological Reviews. - 1976. V. 40. С.652-680.

BASICS OF THE BIODESTRUCTION METHOD OF TECHNOGENIC RAW STOCKS

¹Samadov A.U., Director of the Almalyk branch, Doctor of Technical Sciences, asamadov@yandex.uz

²Xujakulov N.B., senior teacher at the Department of Metallurgy, xuja_nur@mail.ru

²Narzullaev J.N., assistant of the Department of Metallurgy, xuja_nur@mail.ru

²Sirojov T.T., Assistant of the Department of Metallurgy, xuja_nur@mail.ru

²Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Almalyk, Uzbekistan

²Navoi State Mining Institute, Navoi, Uzbekistan

Abstract

The article presents the research data on the mineralogical composition of man-made raw materials from tailings of hydrometallurgical plants and the results of the destruction of toxic cyanides and rhodanides using heterotrophic and chemolithotrophic microorganisms. The processes of bacteria use of nutrients like sulfur, nitrogen, carbon, which are in the composition of toxic substances, were studied. As a result, the activity of microorganisms living in poisonous environments and the maximum permissible concentrations of the substances affecting them are determined.

Keywords: aboriginal microorganisms, bacillus subtilis bacterial strains, acidithiobacillus ferrooxidans bacteria, pH, Rodanides, technological fields, biodegradation, heterotrophic bacteria, cyanidation, biological activity, natural microflora, representative sample, mineralogical composition.

References

1. Sanakulov K. Scientific and technical basis for the processing of mining and metallurgical wastes. Tashkent, Fan, 2009. 404 p.
2. Ergashev U.A., Kukanova S.I., Zainitdinova L.I., Pulatova O.M., Khuzhakulov N.B., Sattarov G.S. The study of the functional activity of natural bacteria in man-made materials. Mountain Bulletin of Uzbekistan 2017.1. pp. 154-160.
3. Enker P. B., Ilyaletdinov A.N., Yakubovsky S.E., Vlasova Z.T. Study of the fundamental possibility of biochemical treatment of industrial wastes in the conditions of settling ponds of the tailing dump // Proceedings of the Research Institute for the Enrichment of Ores. 1978
4. Information and analytical department of UZEX. Production of kaolin in Uzbekistan, 2003.
5. Lundgren, D. G., Boucheron, J. A. and Mahony, B. B. (1983), In: Recent Progress in Biohydrometallurgy (G. Rossi and A. E. Torma, eds.), pp. 55-69, Associazione Mineraria Sarda, Iglesias.
6. Groudev, S.N., Genchev, F.N. and Groudeva, V.I. (1982a), Travaux ICSOBA, 12 (17), pp. 203-212.
7. Vachon, P., Tyagl, R. D., Auclair, J. and Wilkinson, K. J. (1994), Environ. Sci. Technol., pp. 26-30.
8. Groudev, S.N. and Groudeva, V.I. (1986b), Biotechnol. Bioeng. Symp., pp. 91-99.
9. Polkin, S.I., Adamov, E.V. and Panin, V.V. (1982), Technology of Non-Ferrous and Rare Metals, Nedra, Moscow.
10. Bashlykova TV, Zhivaeva AB, Bashlykova N.V. Microbiological upgrading of mineral raw materials. LLC "NVP CENTER-ESTAGEO", MISiS, Congress of enrichers, 2007, V.1, 87 p.
11. Karavaiko G.I. and others. The role of microorganisms and some physico-chemical environmental factors in the destruction of quartz. Microbiology, 1984, №6, 53 p.
12. Alekseeva T.V., Sapova E.V., Alekseev A.O., Gerasimenko L.M. Biochemical processes of transformation of clays during the fossilization of cyanobacteria Microcoleus chthonoplastes. 27a. "Clays and Clay Minerals", Russia, Pushchino, 2006, 113 p.
13. Karavaiko G.I., Kuznetsov S.I., Golomzin A.I. The role of microorganisms in the leaching of metals from ores. M.: Science, 1972, 372 p.
14. Sagdiyev. M.G. Microorganisms of gold deposits of Uzbekistan and their use in the extraction of precious metals // Abstract of the doctoral dissertation, 1997, 38 p.
15. Zainitdinova L.I., Ismatov A.M., Kukanova S.I. Bacterial enrichment of kaolin according to a two-stage scheme. // Materials nauchn.prak.konf. "Innovative technologies in the mining and metallurgical industry." Propulsion Navoi. 2011. pp.153-155.
16. Popov V.S., Borminsky S.I., and others. Method of destructive processing of oil shale // Patent of the Republic of Uzbekistan No. IAP 03019, 2006.
17. Sagdieva M.G., Cherkasova G.V., Kuzmina L.A., Fayzieva F.Kh., Tsoi A., V. Mikroflora black shale ores of sulphide deposits of Kokpatas and Daugyztau deposits.// Conference materials Prospects of science and production of chemical technology in Uzbekistan 2014. p. 191 Knowles C.J. Microorganisms and cyanide // Bacteriological Reviews. - 1976. V. 40. pp. 652-680.

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



GIS-BASED APPROACH FOR SINKHOLE OCCURRENCE RISK MITIGATION IN URBAN AREAS FOR HISTORIC WIELICZKA SALT MINE

Maqolada taqdim etilgan tadqiqot natijalari shaxtani suvga to'ldirish bilan bog'liq ishlardagi tavakkalchilikni baholashning yangi metodologiyasini aniqlashga bag'ishlangan. "Velichka" tuz shaxtasi ustidagi maydonda asosiy tadqiqotlar o'tkazilgan.

Tajriba ishlari olib boriladigan kameralar xududidagi kon massivining deformatsion holati to'g'risidagi nazariy ma'lumotlar negizida vertical kuchlanish baholangan. Qayd etilgan zonalarda arktik bosim nazariyasi asosida tuz qazib olinadigan joylar (kameralar) uchun ham tavakkal o'rganilgan. Tavakkalning ikki omili ta'sirida bo'lgan kameralar fazoviy tahlil natijasi bo'yicha identifikatsiya qilingan. Tadqiqot natijalari ko'rsatkichi, kombinatsiyalashgan fazoviy tahlil nazariy yechim bilan birga tavakkalni baholashning ishonchli metodologiyasini yaratishga olib keladi.

Tayanch iboralar: baholash, kuchlanish, bosim, deformatsiya, geomexanik hususiyat, qulash, kon lahami, modellastirish.

В статье представлены результаты по определению новой методологии оценки риска затопления неглубокой щелевой шахты, которые проводилось на площади над Соляной шахтой «Величка», являющаяся мировым наследием.

Оценены вертикальные напряжения на основе теоретического состояния деформации горной массы в области испытательных камер. Кроме того, риск для камер указанный в зоне, рассчитывался на основе теории арктического давления. Заключительным этапом исследования был пространственный анализ, который привел к идентификации камер, потенциально подверженных влиянию других факторов риска. Результаты исследования доказаны, что комбинированный пространственный анализ с теоретическим решением может привести к надежной методологии оценки рисков в горном деле.

Ключевые слова: оценка, напряжения, давления, деформация, геомеханические свойства, обрушения, горная выработка, моделирования.

In 1960 a sinkhole over 100 m in diameter occurred as a consequence of a goaf in the salt cavern Schmidt in Wieliczka salt mine. As a result two houses were completely destroyed [1]. The sinkhole was formed within 15 minutes. Similar events take place all over the World, frequently causing serious catastrophes. The problem of sinkhole-prone caverns is extremely complex and despite many years' investigations has not been satisfactorily solved yet. It is known that old and shallow workings have to be backfilled, though it is not known in what sequence. Moreover, such salt mines as Wieliczka are World's heritage therefore their preservation and maintenance for future generations is one of the priorities. On the other hand, security measures must be taken to provide safety for the citizens of Wieliczka with the oldest part of the mine under the town center.

The course of deformation process in the salt rock mass is influenced by geomechanical properties of various types of salt present in the Salt Mine „Wieliczka” and also a number of mining and geological factors being potential causes of sinkhole-formation. Studies presented in this paper are focused on determining the most important risk factors responsible for the formation of weaker zones in the rock mass and, consequently, opening ways to the formation of caving processes. In the past, most of evaluations of the risk of sinkhole formation concentrated on empirical solutions or numerical geomechanical calculations [2,3]. However, those methods turned out not to be fully reliable for a number of reasons:

- strength tests cannot reflect so strongly variable properties of the rock mass composed of several types of salt deposited in strata of various geological origin,
- numerical models can neither account for changing tectonic conditions in the rock mass, nor interrelations between caverns and inter-cavern beams in the mine's rock mass,
- empirical models simplify the geometrical model of the caverns, without accounting for interrelation of caverns in the rock mass.

Critical approaches to previously applied methods of estimating the sinkhole risk inspired the concepts presented in this paper. It was stated that the sinkhole risk evaluation methods should be principally based on the spatial analysis encompassing the present technical state of caverns, mutual bedding, applied exploitation systems and interrelations between the caverns. Application of Geographical Information System (GIS) in order to gather all information about geological, mining and hydrological conditions in mine, supported analysis of zones prone to sinkhole occurrence. Presented solution significantly improved sinkhole risk mitigation in for Wieliczka town. Geographical Information System supported also safety management and designing protection of historical UNESCO object.

Агнешка Малиновска,
доцент AGH Университет
науки и технологий, Польша,
доктор PhD



Ричард Хеймановский,
AGH Университет науки и
технологий, Польша,
доктор PhD,



Geological conditions and mining of study area

Over twenty sinkholes took place during the mine's life. Sinkholes formed in the study area varied in their range. One of the biggest ones destroyed the cavern Małdzyk in 1582, and 25 buildings on the surface. The formation of sinkholes in Wieliczka town can be mainly attributed to:

- bad technical state of roof and pillars,
- poor condition of support,
- fires,
- migration of water flows to the mine.

All caverns, which caused sinkholes in the mine of Wieliczka were exploited in typical green salt blocks. Collapse of the roof parts of the salt crust and the lack of overburden above the caverns resulted in the migration of the empty void towards the surface and formation of a sinkhole.

It was proved on the basis on many year World's investigations and observations, that other factors which can be also significantly attributed to the formation of sinkholes are:

Height of caverns

World's studies and Polish experience [2–6] revealed that the height of caverns is one of the most important factors responsible for sinkholes. The height of caverns in the Salt Mine "Wieliczka" ranged between 4 and 50 metres.

Thickness of roof beam

The thickness of the roof beam is understood as a difference of the terrain surface datum and workings' roof datum. The thicknesses of the roof beam in the study area vary depending on the depth (the roof beam for caverns on the first level ranges between 23 and 300 metres).

Quaternary sediments

Quaternary strata can be a factor increasing the probability of occurrence of a sinkhole through the possible filtration of water to cavern workings when the continuity of the strata has been disrupted. In the Quaternary strata in the Wieliczka area they are thick with inserts and water-bearing lens. Water infiltrates fractures formed as a result of rock mass relaxation, and along vertical workings.

Type of caverns

Salt exploitation mode is directly connected with the type of salt and way it was deposited. Salt exploitation in the Wieliczka area was carried out with various methods. Generally caverns can be divided into: made in a block of salt, in salt bed, leached, and hole ones. Most sinkhole-prone caverns are the shallowest ones of irregular shape and variable thickness of salt cover insulating against the water fluxes.

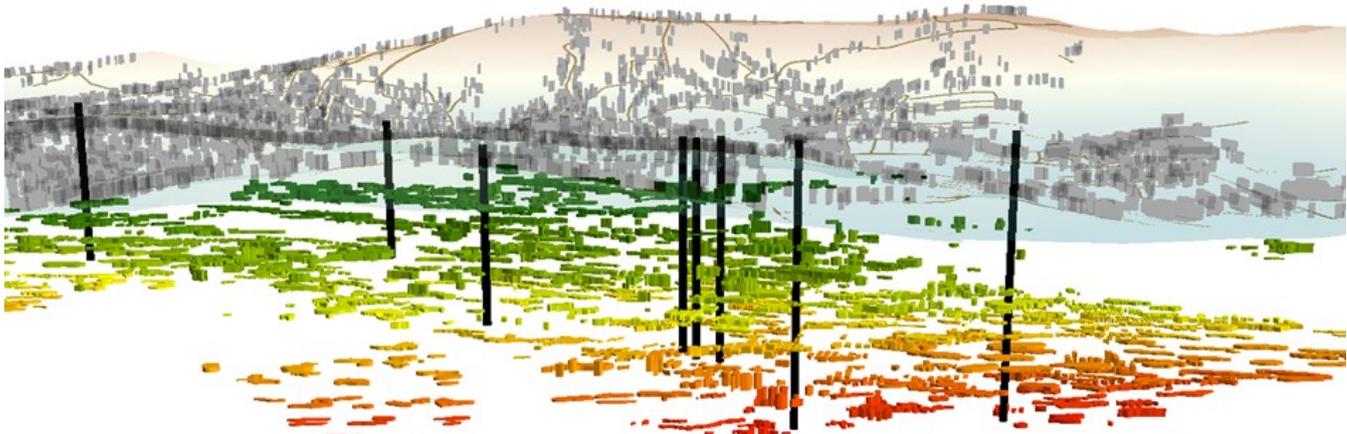


Fig.1. Working chambers in Wieliczka salt mine – 3D perspective

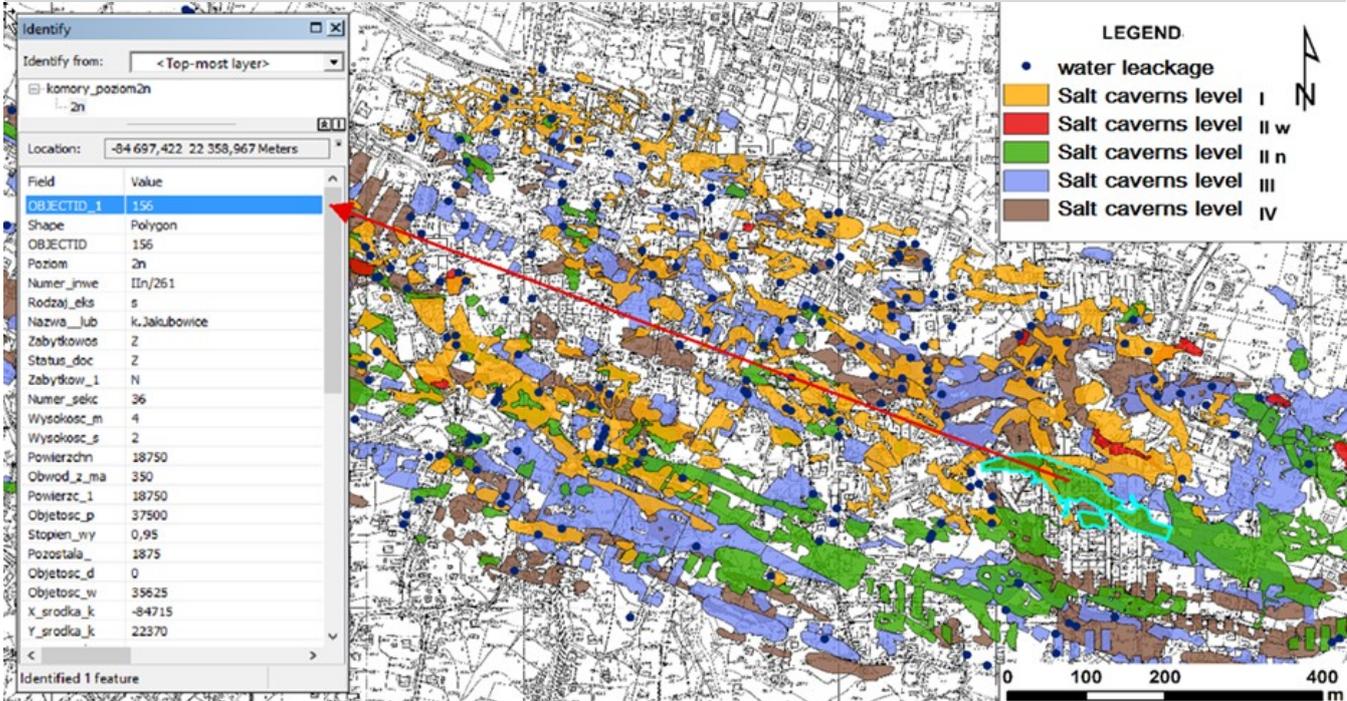


Fig.2. Database content in Geographical Information System (GIS)

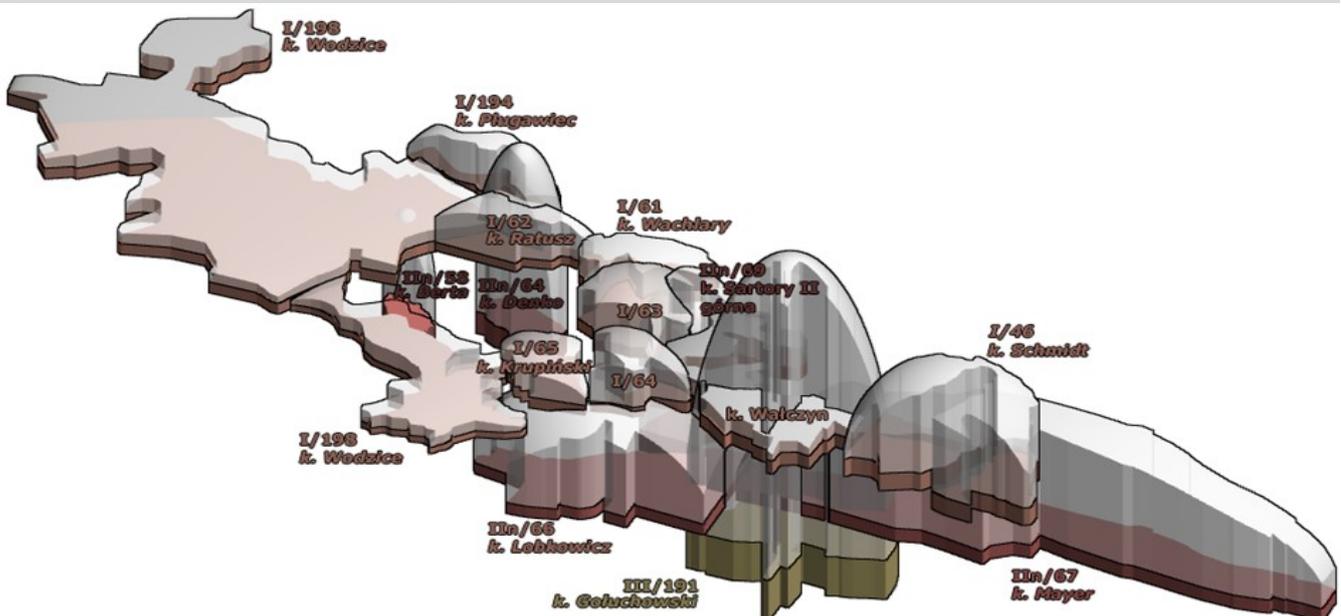


Fig.3. Salt cavern in unfavorable spatial distribution

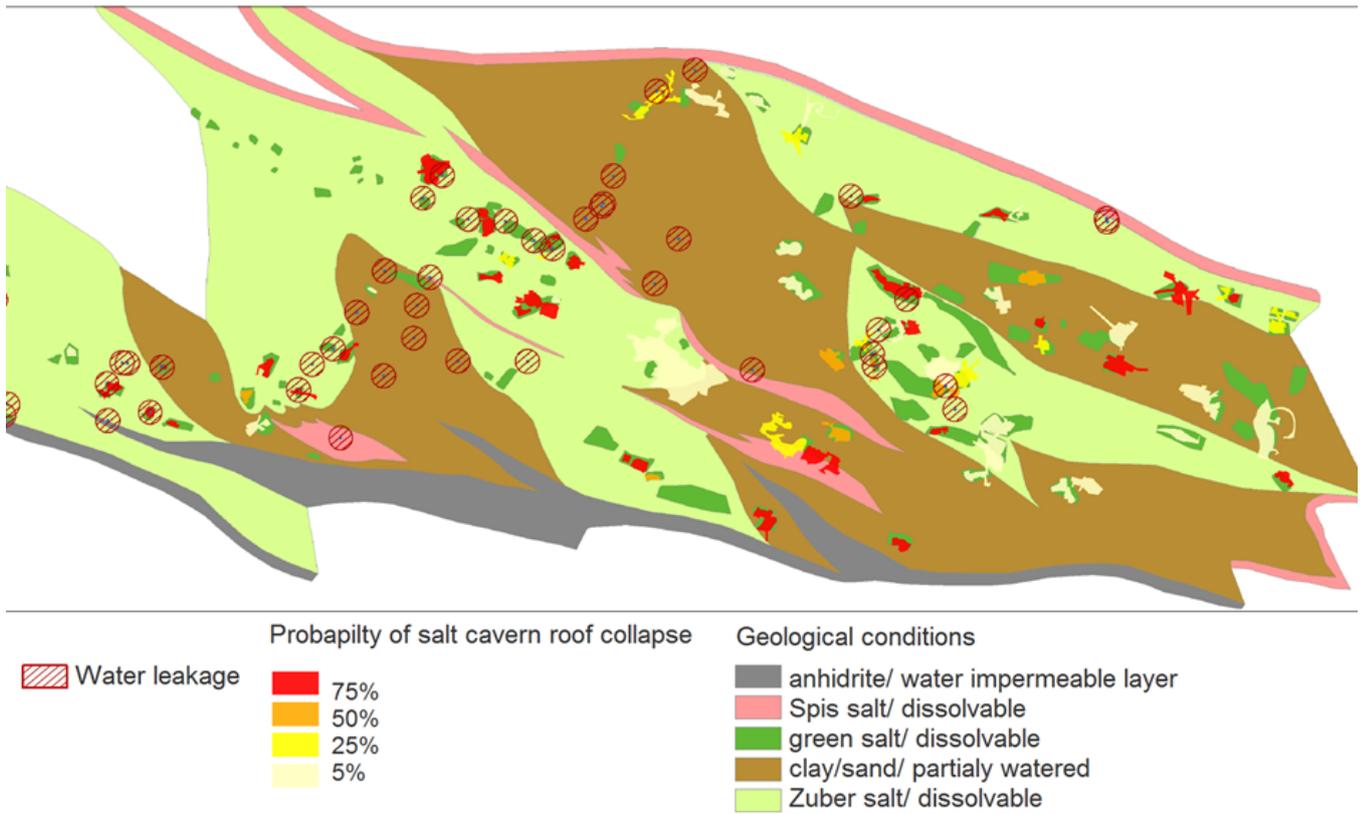


Fig.4. Analysis of geological and hydrological conditions for level I of the mine

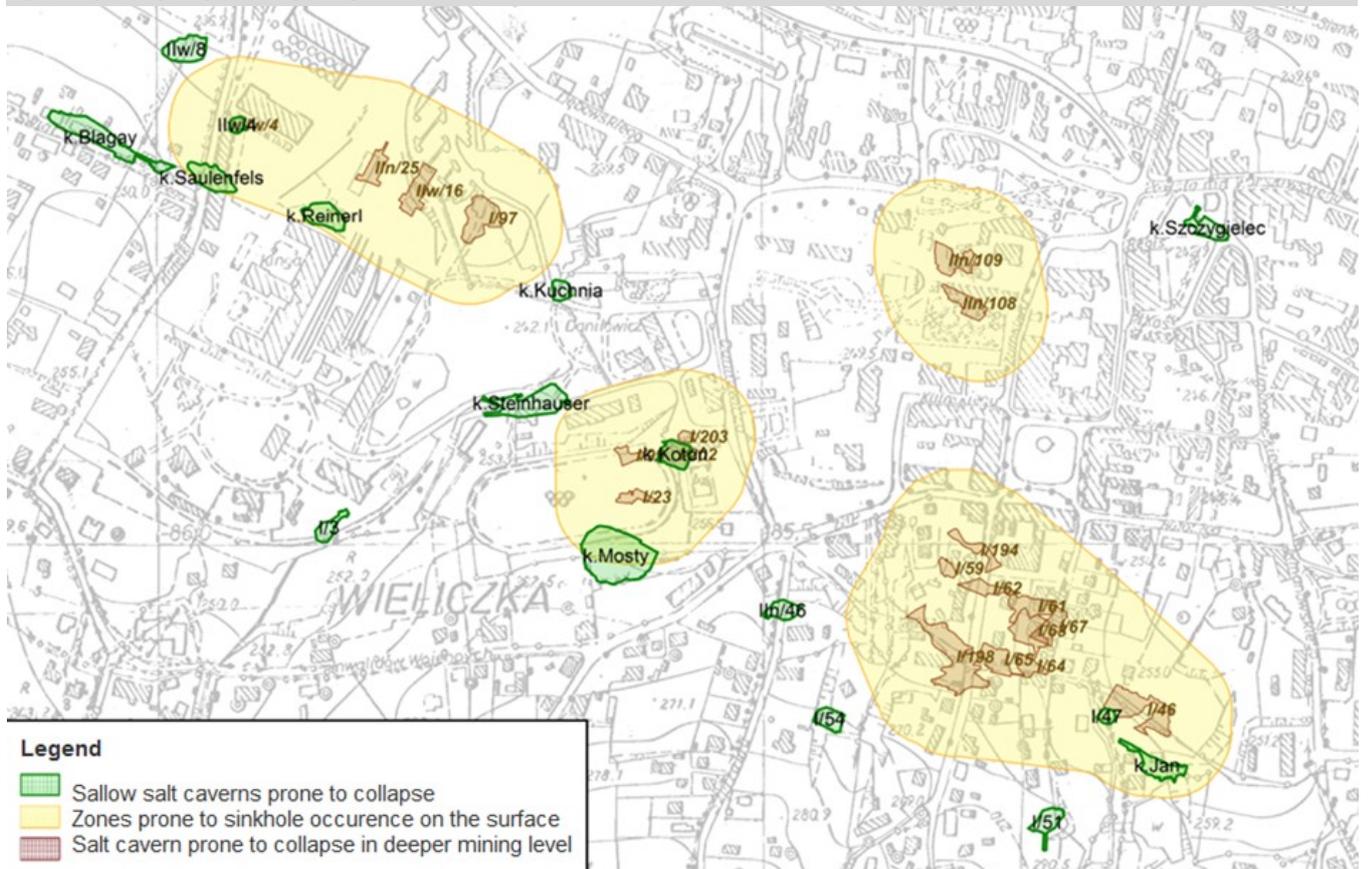


Fig.5. Map of sinkhole hazard occurrence

Distribution of caverns with regards to their interrelations

Interrelation of caverns is the most complex issue, requiring advanced IT for analyzing spatial interrelations between caverns.

The most hazardous are complexes of caverns at neighbouring horizons, especially when the size of the caverns is considerable (Fig.1).

Afore-mentioned factors will be the criterion of final selection of sinkhole-prone caverns.

Sinkhole occurrence risk assessment

At the first stage structure of the geological, mining and hydrological database was designed. Currently, Geographical Information Systems (GIS) are commonly used tool for data integration and risks analysis [7–11].

In the data base information was gathered regarding: shape of mining working and their technical condition, geological layers and their strength, hydrological conditions like watered layers and observed water leakages, terrain surface shape and development of Wieliczka town (Fig.2).

Rock mass deformation was analyzed in the area of shallowest salt caverns using the generalized Knothe's geometrical-integral model [12]. The results of those calculations enabled finding the distributions caused by the convergence of cavern workings in deeper horizons of the mine.

Basing on the Ryncarz theory, which is theoretical approach, the vertical stresses in the area of walls of shallow caverns were calculated [3]. That solution enable us to separate caverns, for which vertical stresses were regarded as critical. Depending on the risk of exceeding critical values, cavern prone to collapse were established. Depending on the depth which could be reached by the crackings sinkhole-prone zones were found for all salt mine. Unfavorable spatial location of mining cavern and Ryncarz theory was basis for that analysis (Fig.3).

As a final results four area being under sinkhole risk were established for Wieliczka Salt Mine

The next step was to confront the theoretical results with mining, geological and hydrological risk factors, which were discussed in the previous chapter. The spatial analyses were mainly based on dependences stemming from the Boolean logics (Fig.4).

As a result of performed analysis, 15 caverns were selected as potential sinkhole risk for the terrain surface (Fig.5). This analysis enabled accounting for such factors as:

- local walls collapse,
- flaking, splitting of walls,
- wetting of workings,
- change of cracks opening,
- bad technical state of cavern,
- increasing stresses around cavern
- closeness of top of crackings roof to the surface,
- unfavorable mutual position of cavern,
- thickness of top beam of selected caverns on the background of Quaternary and Miocene water-bearing horizons,
- occurrence of water and brine reservoirs in the zones of selected caverns,
- presence of zones hazarded with water flux.

An author's method for assessing the risk of discontinuous deformations on terrain surface through the modelling of vertical stresses on the basis of theoretical state and advanced GIS analysis were presented in the paper. For caverns potentially hazarded with stresses over the boundary values, the crackings zone was established. Finally, four zones prone to salt cavern roof collapse in the mine was selected (Fig.3). Supplementing theoretical analyses by results of additional studies of mining and geological factors, eventually sinkhole-prone caverns in the rock masses were selected. Geological, hydrological and mining condition information collected in GIS database support the final inference about risk of sinkhole occurrence. The final stage of the studies was providing spatial analyses, from which caverns hazarded by the influence of other risk factors could be distinguished.

"GORNİY VESTNIK UZBEKISTANA", 2019, №3 (78) pp. 14-17

¹Agnieszka Malinowska, Dr hab. Eng., Assistant Professor, amalin@agh.edu.pl
¹Ryszard Hejmanowski, Professor dr. hab. eng., Full Professor, hejman@agh.edu.pl
¹AGH University of Science and Technology, Cracow, Poland

Abstract:

The article presents the results of the definition of a new methodology for assessing the risk of flooding a shallow slotted mine, which was carried out on the square above the Wieliczka Salt Mine, which is a world heritage.

Vertical stresses are estimated on the basis of the theoretical state of rock mass deformation in the area of test chambers. In addition, the risk for chambers indicated in the zone was calculated based on the theory of arctic pressure. The final stage of the study was spatial analysis, which led to the identification of chambers, potentially subject to the influence of other risk factors. The results of the study proved that a combined spatial analysis with a theoretical solution can lead to a reliable risk assessment methodology in mining.

Keywords: evaluation, stress, pressure, deformation, geomechanical properties, collapse, mine workings, modeling.

References

1. Ulmaniec P., Stawarczyk Z., 2016. Archival maps and geodetic measurements. The Measurement and Geology Department. Wieliczka Salt Mine (unpublished).
2. Ryncarz T. i inni: Analiza wpływu podszadania wyrobisk komorowych na poziomach I-III Kopalni "Wieliczka" na odkształcenia powierzchni oraz stateczność komór niżej usytuowanych podlegających ochronie, Kraków 1978.
3. Ryncarz T.:Zarys fizyki górotworu. Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice 1993.
4. Brudnik K., Czop M., Motyka J., o'Bym K., Rogoż M., Witczak S., 2010. The complex hydrogeology of the unique Wieliczka Salt Mine. Przegląd Geologiczny, pp 787-796.
5. d'Obym K., Wiewórka W., 2012. Selection of backfilling technology works in the Ksawer chambers complex of the Wieliczka Salt Mine. AGH Journal of Mining and Geoen지니어ing, pp 107-115.
6. Kleczkowski A. S., 1993. Groundwater in the vicinity of Cracow - potential threats (in Polish). Archiwum Katedry Hydrogeologii i Geologii Inżynierskiej AGH, Kraków.
7. Malinowska AA., 2010. A fuzzy inference-based approach for building damage risk assessment on mining terrains. Engineering Structures ; 33(1): pp 163-170.
8. Mancini F., Stecchi F., Gabbianelli G., 2009. GIS-based assessment of risk due to salt mining activities at Tuzla (Bosnia and Herzegovina), Engineering Geology Volume: 109, Issue: 3-4, November 20, pp. 170-182.
9. Hejmanowski, R. and Malinowska, A., 2010. Building damage risk assessment on mining terrains in Poland with GIS application, Int. J. Rock Mech. Min. Sci., 47 p, pp 238–245, doi:10.1016/j.ijmms.2009.09.009.
10. Thierry P., Prunier-Lepartementier A. M.; Lembezat C.; Vanoudheusden E., 2009. 3D geological modelling at urban scale and mapping of ground movement susceptibility from gypsum dissolution: The Paris example (France), Engineering Geology Volume: 105, Issue: 1-2, April 23, pp. 51-64.
11. Yilmaz, I., 2007. GIS based susceptibility mapping of karst depression in gypsum: A case study from Sivas basin (Turkey) Engineering Geology Volume: 90, Issue: 1-2, March 9, pp. 89-103.
12. Knothe S.: Równanie profilu ostatecznie wykształconej niecki osiadania. Archiwum Górnictwa i Hutnictwa, t.1, z.1, Warszawa 1953.

ЗНАЧЕНИЕ СПОСОБА НАГНЕТАНИЯ СЖАТОГО ВОЗДУХА ДЛЯ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОЦЕССА ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Yuqori karbonatli (2 % dan ortiq) ruda maydonlaridan uranni tanlab eritish uchun reagentsiz (havo kislorodi bilan oksidlash) va kam reagentli texnologiyani ishlab chiqish sulfat kislotasi sarfini qisqartirishga olib keladi.

Ishda kam reagentli texnologiyaga to'liq o'tishning afzalliklari va texnik iqtisodiy ko'rsatkichlarini yaxshilash bo'yicha tadqiqotlar natijalari keltirilgan.

Tayanch iboralar: yer ostida tanlab eritish, kam reagentli texnologiya, kislorod, havo, uran, rudalarning karbonatliigi, qadoqlovchi.

Разработка безреагентной (окисление кислородом воздуха) и миниреагентной технологии выщелачивания урана, что позволяет сократить удельные затраты серной кислоты на площадях с высокой (более 2%) карбонатностью руд.

В работе приведены результаты исследования по улучшению технико-экономических показателей, преимущества полного перехода на миниреагентную технологию.

Ключевые слова: подземное выщелачивание, миниреагентная технология, кислород, воздух, уран, карбонатность руд, пакер.

В настоящее время в добыче урана методом подземного выщелачивания год за годом усложняется процесс отработки глубоких залежей и возникают проблемы добычи урана методом выщелачивания из труднопроницаемых пород. Рассматривая метод ПВ гидрогенных месторождений проницаемых руд, хотелось бы выделить некоторые важные аспекты, которые оказывают весьма существенное положительное влияние на экономические, социальные и экологические условия разработки месторождений урана. Выполненные работы позволили выявить особенности и закономерности процессов подземного выщелачивания, определить оптимальные границы применения метода подземного выщелачивания в рациональной области. Проведение в сложных горно-геологических и гидрогеологических условиях при больших глубинах разработки внедрение промышленности для управления состоянием разрабатываемого массива, зависящих от применяемого способа физико-химического воздействия для полноты извлечения урана в новое фазовое состояние.

Переход на прогрессивную миниреагентную технологию позволяет интенсифицировать извлечение урана и увеличить добычу ценного для атомной энергетики элемента. При этом удается также уменьшить удельный расход серной кислоты.

Многие из гидрогенных месторождений приурочены к рыхлым песчаным породам, залегающим на значительных глубинах в условиях сильной обводнённости и характеризуется убогими рудами.

В технологическом процессе через скважины в пласт подают выщелачивающий раствор и отбирают из пласта продуктивные металлосодержащие растворы, контролируют движение технологических растворов в продуктивном горизонте и полноту извлечения полезного ископаемого.

Улучшение технико-экономических показателей раствороприёмной части скважин, обеспечение их высокопроизводительной эксплуатации в течение всего периода отработки месторождения являются важнейшими задачами проектирования добычного комплекса ПВ.

Целью работы была, разработка безреагентной (окисление кислородом воздуха) и миниреагентной технологии выщелачивания урана, что позволяет сократить удельные затраты серной кислоты на площадях с высокой (более 2 %) карбонатностью руд.

В работе приведены результаты исследования по улучшению технико-экономических показателей, преимущества полного перехода на миниреагентную технологию.

Метод исследований:

- заключается в том, что миниреагентный способ выщелачивания является наименее реагентоемким, удельный расход серной кислоты составляет в массовом соотношении $M_k:M_u=(45-85):1$. Продуктивные растворы имеют минерализацию 4,0–5,0 г/л, что почти соответствует минерализации пластовых вод.

Санакулов К.С.,
генеральный директор
ГП «Навоийский горно-металлургический комбинат»,
д.т.н., профессор



Курбанов М.А.,
главный технолог РУ-5
ГП «Навоийский горно-металлургический комбинат»



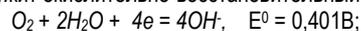
- при сернокислотном выщелачивании удельный расход кислоты составляет в массовом соотношении $M_k:M_u=(150-220):1$, минерализация продуктивных растворов составляет 18,0–20,0 г/л.

Основные результаты исследований используются при разработке добычи полезных ископаемых методом ПВ в рудоуправлении № 5.

Использование кислорода воздуха в качестве окислителя

Применение кислорода и кислорода воздуха в качестве окислителя при выщелачивании урана определяется доступностью эти окислителей, сравнительной дешевизной и относительно сильным окислительным действием.

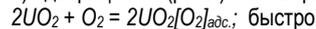
Мерой окислительной активности кислорода в водных растворах служит окислительно-восстановительный потенциал:



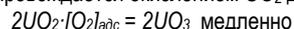
При использовании в качестве окислителя кислорода можно предположить следующий механизм выщелачивания UO_2 :

а) растворение газообразно кислорода в кислом растворе $O_2(газ) = O_2(водн.)$; быстро

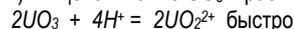
б) адсорбция O_2 (раст.) на поверхности UO_2 :



в) диссоциация адсорбированного O_2 , когда атомы переходят со своих адсорбированных мест на реакционные места, что сопровождается окислением UO_2 до UO_3



г) выщелачивание UO_3 в растворе кислоты



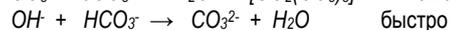
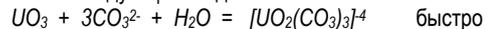
В целом реакцию окисления–восстановления можно представить так:



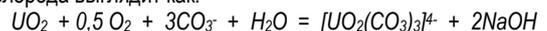
На практике при осуществлении реакции при нормальных условиях (давление кислорода 1 атм.) растворение UO_2 идет очень медленно. Объяснение этому факту состоит в том, что при нормальных условиях концентрация растворенного кислорода очень мала.

Как видно из выщелачивания урана, под давлением кислорода значительно улучшает технологические показатели процесса: резко снижается расход серной кислоты, сокращается время выщелачивания, получаются более чистые растворы урана.

При выщелачивании урана растворами карбонатов механизм выщелачивания двуокиси урана аналогичен описанному выше и состоит из следующих стадий:



Суммарное уравнение окислительно-восстановительной реакции растворения двуокиси урана карбонатами в присутствии окислителя кислорода выглядит как:



Как и при сернокислотном, при карбонатном выщелачивании скорость растворения UO_2 зависит от насыщения растворов O_2 .

Одним из важных достоинств карбонатного выщелачивания под давлением является простота решения аппаратного оформления процесса, т.к. в этом случае отсутствуют коррозионные среды, а в качестве материала для аппаратов используют обычную сталь.

Практика скважинного подземного выщелачивания подтверждает, что эффективность процесса добычи урана взаимосвязана с массой кислорода воздуха, растворенного в подаваемых (рабочих) растворах. Количество растворенного воздуха, в свою очередь, определяется величинами гидравлических напоров, формируемых при взаимодействии нагнетательных и дренажных (разгрузочных, откачных) технологических скважин.

В работах получены данные на участке ПВ-110. Концентрация урана в этих растворах при $pH=3\div4$ достигала, соответственно, 7, 20 и 50 мг/л. Исследователи констатируют, на участке продуктивные растворы не достигли расчетного уровня по содержанию металла из-за низкой величины окислительного потенциала.

В истории развития этой технологии изучался процесс нагнетания в пласт и сжатого воздуха, а также предварительное насыщение воздухом рабочих растворов.

Так, в опытный блок 3 участка ПВ – 12 воздух нагнетали под давлением 15–16 кг/см², до насыщения продуктивного пласта кислородом 270 мг/л, что соответствовало величине порового объема. Через 30 дней после запуска откачных скважин, содержание урана в продуктивных растворах достигло среднего значения – 55 мг/л, при содержании HCO_3^- – 420 мг/л. Для сравнения в блоках сернокислотного режима выщелачивания (без подачи кислорода воздуха) содержание урана в продуктивных растворах достигало максимально 10 мг/л.

Одновременно на ряде месторождений Навоийского ГМК проводили эксперименты по нагнетанию сжатого воздуха в интервал фильтровой части скважин при различных гидростатических давлений жидкости от 14 до 35 кг/см². При этом исходили из предпосылок, что концентрация растворенного газа возрастает при увеличении гидростатического напора (давления), согласно зависимости

$$C = 0,21H/33,5 + t = 1,071 + 0,07 \lg P,$$

где: C – концентрация растворенного газа, г/л; H – гидростатический напор, м.вод.ст.; t – температура, °C.

Периодическая подача в скважины сжатого воздуха в течение различной продолжительности от первых суток и последующая откачка из таких скважин продуктивных растворов позволила повысить концентрацию урана в них до 0,12-0,15%. По отдельным экспериментальным скважинам содержание урана за короткие временные отрезки достигало 850 мг/л при $pH = 6,5\div7,0$ т.е. не при оптимальном кислотном режиме, формируемом в объеме продуктивных растворов при изменении количества растворенного в них воздуха.

Технология насыщения воздухом выщелачивающих растворов

На участках подземного выщелачивания НГМК опробованы различные технологические решения по насыщению кислородом воздуха рабочих (выщелачивающих) растворов. В основном опробовались три технологические схемы подачи воздуха:

- нагнетание сжатого воздуха и вытеснение пластовых вод продуктивного горизонта за контуры экспериментального участка;
- увеличение давления нагнетаемого воздуха для повышения степени насыщения рабочих растворов;
- нагнетания воздуха через специально разработанный эжектор, позволяющий не допустить образование в подземных водах диспергированных нерастворимых воздушных пузырьков, приводящих к коагуляции порового объема рудного пласта.

По мнению авторов исследований, такой гидродинамический режим позволяет исключить прорыв фронта сжатого воздуха по более проницаемым рудным интервалам и добиться равномерного распределения фронта вытеснения подземных вод как в разрезе, так и по площади рудной залежи.

Опробование такой технологической схемы на месторождении Суграла, где пластовое давление достигало 15 кг/см², потребовало применение более мощного компрессорного оборудования. В откачных скважинах расположенных на расстоянии 40 м от нагнетательных также была достигнута дегазация воздуха в атмосферу и повышение пьезометрического

уровня подземных вод. Применение «пушпульного» (нагнетание - откачка) режима выщелачивания позволило сформировать продуктивные растворы с содержанием урана на уровне 0,12%.

Второе направление исследований связано с эжектированием кислорода воздуха непосредственно в подаваемый выщелачивающий раствор.

Оголовки нагнетательных скважин были оборудованы специально разработанными в РУ-5 эжекторами. В эжектора подавался под атмосферным давлением воздух. В результате разряжения между нагнетательным воздухом и жидкостью, последняя насыщалась растворимой фазой воздуха. Содержание кислорода воздуха поднималось в пластовых водах с 120 до 250 мг/л, соответственно, увеличивался и окислительный потенциал жидкой фазы.

В процессе проведенных в РУ-5 исследований выявлено, что технология насыщения растворов воздухом способом эжекции малоэффективна при низкой производительности нагнетательных скважин (менее 1,0 м³/час). Анализ результатов экспериментальных работ по ряду месторождений позволил исследователям выявить зависимость степени эжектирования воздуха от гидрогеологических параметров рудного пласта. Наибольший эффект достигается при производительности нагнетательных скважин более 4 м³/час и динамическом уровне растворов более 130 м при расходе воздуха 1–2 м³/час, содержание кислорода в выщелачивающих растворах достигало 80 мг/л.

Высокая реагентоемкость пород и интенсивная коагуляция ранее затрудняли эффективную отработку запасов с традиционным сернокислотным способом. Положительные примеры отработки месторождения Суграла и компан-маастрихских руд Южного Букиная создали предпосылки для проведения опытно-промышленных работ на месторождениях подобного типа, с применением методики нагнетания сжатого воздуха (НСВ). РУ-5 НГМК с недавнего времени приступило к освоению карбонатных месторождений, отнесенных к сугралинскому типу и характеризующегося сложными и своеобразными горно-геологическими условиями и вещественным составом руд.

Распределение карбонатности по разрезу неравномерное от 0,6 до 10% среднее значение 3,1%. Максимальная карбонатность, в основном, приурочена к гороховидным стяжениям в подошве горизонта. Карбонатные минералы доломит, сидерит, кальцит.

В течение 2015–2018 гг. опробовались ранее успешно показавшие себя на аналогичных месторождениях методы нагнетания сжатого воздуха компрессором XRVS-557 фирмы «ATLAS-COPCO», с сцадющим давлением превышающим пластовое на 3–5 атм. Рабочие растворы подкислялись серной кислотой до концентрации 0,3 г/л.

Далее решено провести нагнетание сжатого воздуха в рудный горизонт с целью окисления урана кислородом воздуха, без применения дополнительных реагентов и окислителей. Для решения этой задачи необходимо было решить ряд вопросов, позволивших провести работы по нагнетанию сжатого воздуха на должном техническом уровне и главное обеспечить безопасность работ, учитывая высокое давление нагнетания. Специальные технические средства, а именно непосредственно для этих целей разработанного и изготовленного пакера, который позволяет проводить нагнетание воздуха в фильтр без риска нарушения обсадной колонны (рис.2). Нагнетание проводилось в одну откачную скважину непрерывно в течение 24 часов с давлением превышающим пластовое на 5 атм. подавались рабочие растворы с максимальной приемистостью.

С увеличением процента отработки, интенсивность последней плавно снижалась. Если в первый год интенсивность составляла в среднем 1,7% в месяц, то во второй уже 1,3%, а в третий снизилась до 0,5% в месяц. Даже при проведении нагнетаний 2–3 раза в год на каждую скважину содержание урана в продуктивных растворах постоянно снижалось. В 2016 году проводились НСВ с увеличением времени нагнетания с 24 до 48 часов, однако значительного роста содержания урана в продуктивных растворах не отмечалось.

Таким образом, отработка опытно-промышленного участка по безреагентной технологии с начала 2015 по конец 2016 года составила 47%, но вести дальнейшую промышленную отработку на низких содержаниях урана, возможно только путем увеличения производительности участка, за счет вовлечения новых площадей. Это ведет к нагрузке на перерабатывающий комплекс и, как

следствие, увеличению затрат, в том числе, на электроэнергию. На основании этого, для обеспечения проектного извлечения, было принято решение об интенсификации добычи за счет увеличения содержания урана в продуктивных растворах с применением в качестве реагента серной кислоты с концентрацией до 3,0 г на литр в рабочем растворе.

С конца 2016 года участок был переведен на режим кислотного выщелачивания с постепенным увеличением концентрации серной кислоты с 1 до 3 г на литр, во избежание активной кольматации и снижения производительности откачных скважин. На рис.1. приведена зависимость изменения концентраций урана от времени выщелачивания.

Как видно из рис.1, в течение 11 месяцев 2016–2017 года по участку происходит рост содержания как бикарбонат иона, так и урана в продуктивных растворах. Данная зависимость концентраций имеет схожий характер, т.к. в данном случае вынос урана происходит при помощи бикарбонат иона.

Фактические удельные затраты на окисление в 2014–2018 гг., доказывают преимущество и экономическую целесообразность применения безреагентного способа окисления на начальной стадии отработки. Доля затрат на серную кислоту в общей себестоимости готовой продукции по руднику в целом в 2015 году составляла 14%. В 2017 году, с увеличением доли добычи миниреагентным способом – 8,7%. В 2018 г., когда доля миниреагентного выщелачивания дошла до максимума 67% от общей добычи – 5,6%. Технологические расчеты показывают, что себестоимость урана при комбинированном безреагентно - слабокислотном способе на 25% ниже, чем при сернокислотном способе и на 12%, чем при миниреагентном способе.

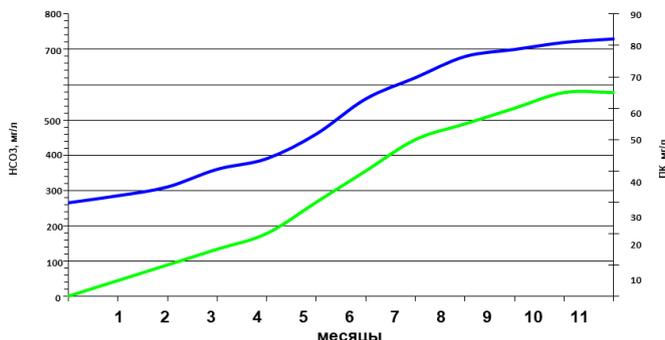


Рис.1. Изменение содержания бикарбонат иона и урана (ПК), мг/л

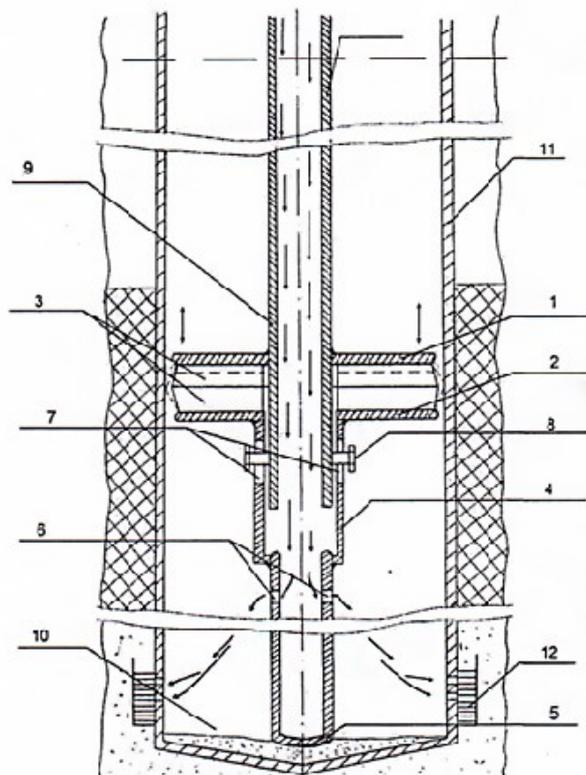


Рис.2. Установка пакера для нагнетания сжатым воздухом откачной и закачной скважины

На рис.2. представлен способ установки специально разработанного пакера для предварительного окисления рудоносного горизонта методом нагнетания сжатого воздуха от автономного компрессора. Принцип установки пакера состоит в том, что за счет герметичного уплотнения резиновых манжет на уровне цементного моста скважины исключается поступление нагнетаемого сжатого воздуха в верхнюю часть колонны. Воздух вынужденно поступает сквозь щели фильтра скважины в продуктивный горизонт и происходит интенсивное окисление урана.

Библиографический список:

- 1.Абдульманов И.Г., Фазлуллин М.И., Мосев А.Ф. и др. / Под ред. Кедровского О. Л. Комплексы подземного выщелачивания / М.: «Недра», 1992. 263 с.
- 2.Абрамов С.К., Бабушкин В.Д. Методы расчета притока воды к буровым скважинам.- М.:Гостройиздат 1955. 383 с.
- 3.Абрамов С.К., Алексеев В.С. Забор воды из подземного источника. –М.: «Колос», 1980. 239 с.
- 4.Алексеев В.С., Гаврилко В.М., Гребенников В.Т. Рекомендации по восстановлению производительности скважин реагентными методами. М.:изд. ВНИИВОДОГЕО. 1975. 308 с.
- 5.Алексеев В.С., Гребенников В.Т. Восстановление дебита водозаборных скважин. М.:Агропромиздат,1987. 255 с.
- 6.Алексеев В.С., Ткаченко В.П. Оценка изменения фильтрационных свойств призабойных зон скважин при различных способах их бурения и освоения.// Труды ВНИИ ВОДГЕО. 1972.-вып.3. С. 90-92.
- 7.Альтшуль А.Д. Гидравлические сопротивления. М.:Недра, 1982. 224 с.
- 8.Амлян В.А., Амлян А.В. Повышение производительности скважин. М.: Недра, 1986. 160 с.
- 9.Амлян В.А., Уголев В.С. Физико-механические методы повышения производительности скважин. –М.: Недра,1970. 416 с.
- 10.Аравин В.И., Нумеров С.Н. Теория движения жидкостей и газов в недеформированных пористых средах. М.: Гострехтеориздат, 1953. 616 с.
- 11.Аренс В.Ж. Физико-химическая геотехнология. М.: Изд-во Московского государственного горного университета, 2001. 656 с.
- 12.Аренс В.Ж. Скважинная добыча полезных ископаемых. –М.: Недра, 279 с.
- 13.Патент № 04950 Устройство для закисления рудоносного пласта / Санакулов К.С., Курбанов М.А. и др.15.03.2012. UZ.

VALUE OF COMPRESSED AIR DISCHARGE METHOD FOR INTENSIFICATION OF UNDERGROUND LEACHING PROCESS

¹Sanakulov K.S., General Director, Professor, Doctor of Technical Sciences, info@ngmk.uz

¹Kurbanov M.A., Chief Technologist of Mine Management Unit № 5, mashkhur.kurbanov@mail.ru

¹Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Navoi, Uzbekistan

Abstract

Development of non-reagent (oxidation by air oxygen) and a mini-reagent uranium leaching technology, which allows to reduce unit costs of sulfuric acid in areas with high (more than 2%) carbonate content of ores.

The paper presents the results of a study on the improvement of technical and economic indicators, the advantages of a full transition to a mini-reagent technology.

Keywords: underground leaching, mini-reagent technology, oxygen, air, uranium, ore carbonate, packer.

References

1. Abdulmanov I.G., Fazlullin M.I., Mosev A.F. et al. / ed. Kedrovsky O. L. In-situ leaching complexes. M.: Nedra, 1992. 263 p.
2. Abramov S.K., Babushkin V.D. Methods for calculating the inflow of water to boreholes. - M.: Gosstroyzdat 1955. 383 p.
3. Abramov S.K., Alekseev V.S. Water intake from an underground source. -M.: Kolos, 1980. 239 p.
4. Alekseev VS, Gavrilko V.M., Grebennikov V.T. Recommendations for the restoration of well performance reagent methods. M.: ed. VNIIVODOGEO. 1975. 308 p.
5. Alekseev VS, Grebennikov V.T. Recovery of water intake wells. M.: Agropromizdat, 1987. 255 p.
6. Alekseev V.S., Tkachenko V.P. Evaluation of changes in the filtration properties of wellbore zones in the case of various methods of their drilling and development. // Proceedings of VNII VODGEO. 1972. -issue 3. pp. 90-92.
7. Altshul A.D. Hydraulic resistance. M.: Nedra, 1982. 224 p.
8. Amiyan V.A., Amiyan A.V. Increased well productivity. M.: Nedra, 1986. 160 p.
9. Amiyan V.A., Ugolev V.S. Physicomechanical methods to increase well productivity. - M.: Nedra, 1970. 416 p.
10. Aravin V.I., Numerov S.N. The theory of the motion of liquids and gases in undeformed porous media. M.: Gostekhteorizdat, 1953. 616 p.
11. Arens V.ZH. Physico-chemical geotechnology. M.: Publishing House of the Moscow State Mining University, 2001. 656 p.
12. Arens V.ZH. Downhole mining. -M.: Nedra, 279 p.
13. Patent No. 04950 Device for acidification of the ore-bearing formation / Sanakulov KS, Kurbanov M.A. et al 15.03.2012. Uz.

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: infonmz@ngmk.uz

МЕХАНИЗМ МИГРАЦИИ ФЛЮИДОВ В ПЛАСТАХ-КОЛЛЕКТОРАХ



Воробьев А.Е.,
проректор по науке и инновациям
Атырауского университета нефти
и газа, Казахстан,
д.т.н., профессор



Мартин З.Т.,
Эквадорский национальный
университет, г. Кито, Эквадор,
доктор PhD



Воробьев К.А.,
аспирант Российского
университета дружбы народов,
Россия

Suv omborlarida suyuqlik miqdori mexanizmi aniqlandi. Suyuqliklar migratsiyasi mexanizmini o'rganishning ahamiyati yuqori bo'lgan (90% gacha) qayta tiklanadigan neftni suv bilan taqsimlash bilan belgilanadi. Suv va neftning migratsiyasi asosan suv o'tkazuvchanlik va so'ralish imkoniyatlarining turli qiymatiga ega bo'lgan asosiy tog' jinslari bilan o'zaro ta'sirining turi, tabiati va parametrlaridan ta'sirlanganligi aniqlandi. Islanabilirliq miqdori, suv va yog'ning pH qadriyatlariga ta'sir qiladi. Teshiklar va kapillyarlarning diametrlariga qarab, ko'pincha aralashirilgan turdagi namlash xususiyatiga ega ekanligi ko'rsatilgan. Asosiy tog' jinslarining namlik ko'rsatkichlari ularning elektr xususiyatlariga bevosita bog'liq bo'lganligi aniqlandi. Bu suv omborining asosiy toshlari hidrofilitik xususiyatlarga ega ekanligini ko'rsatdi, keyin suv asosan uning donalari va kichik kapillyarlari bo'ylab harakat qiladi, bu holatda esa neft bu borada mavjud yoriqlar bo'ylab va katta ko'zoynaklarning markaziy qismida harakat qiladi. Bunday holda, neftning suv bilan maksimal darajada almashinishi konkret qatlamlar va kapillyarlar yuzasining hidrofilitik darajasida 30–60% gacha bo'ladi. Neft yotoqlarining asosiy toshlari ko'pincha hidrofilitik, ya'ni, ulardagi suvlar seleksiyadan minerallar zararlari va tog' jinslarini neftdan yaxshiroq tanovul qiladi va o'z o'mida tog' jinsining yuzasiga tarqalib, o'z o'mini egallaydi. Shu sababli, quduqlarni burg'ulash va o'ldirishda, suv omborini ochishda suvni suyuqlikdagi suyuqlik suvga tushiriladi, u suvni quyidagidan suv idishiga tushiradi va keyinchalik mayda kuchlar tomonidan ko'zdan kechiriladi, bu esa rezervuarni yanada rivojlantirishni qiyinlashtiradi. Sug'orishdan keyin neftning suv omborida qolgan ikki turdagi neft, shuningdek, suv blokadasining paydo bo'lishi uchun sharoitlar tasvirlangan.

Tayanch iboralar: neft, ombor, suv omborlari, suv toshqini, ko'chish, mexanizm, ta'rif.

Раскрыт механизм миграции флюидов в пластах – коллекторах. Актуальность исследования механизма миграции флюидов определяется высокой (до 90%) обводненностью извлекаемой нефти. Установлено, что на миграцию воды и нефти преимущественное влияние оказывает вид, характер и параметры их взаимодействия с вмещающими породами, обладающих различной величиной смачиваемости и сорбционной способностью. На величину смачиваемости оказывает влияния значения pH вод и нефтей. Показано, что поры и капилляры зачастую имеют смешанный тип смачиваемости, зависящий от их диаметра. Установлено, что показатели смачиваемости вмещающих пород напрямую связаны с их электрическими свойствами. Показано, что вмещающая порода продуктивного пласта обладает явно выраженными гидрофильными свойствами, то вода перемещается преимущественно по поверхности ее зерен и мелким капиллярам, в то время как нефть в этом случае движется, как правило, по имеющимся трещинам и по центральной части крупных пор. При этом максимальное вытеснение нефти водой происходит при степени гидрофильности поверхности пор и капилляров вмещающих пород от 30 до 60%. Вмещающие породы пластов-коллекторов большей частью являются гидрофильными, т.е. в них вода избирательно лучше смачивает частицы минералов и зерна горных пород, чем это делает нефть, и самопроизвольно распространяется по поверхности породы, замещая нефть. По этой причине во время бурения и глушения скважин, вскрытия продуктивного пласта, фильтрующаяся в продуктивный пласт вода из жидкости глушения, оттесняет нефть из призабойной части вглубь пласта и в последующем удерживается в порах капиллярными силами, что затрудняет дальнейшее его освоение продуктивного пласта. Описаны два типа нефтей, оставшихся в нефтяной залежи, после ее заводнения, а также рассмотрены условия появления водной блокады.

Ключевые слова: нефть, залежь, пластовые воды, заводнение, миграция, механизм, описание.

Весьма важным фактором, существенно осложняющим выработку запасов нефти имеющихся в месторождениях и залежах, является возникновение в призабойной зоне добычных скважин водяных конусов [3-7,10], т.е. проявление обводнения извлекаемой нефти (доходящее до 90% воды, которую первоначально отделяют путем отстоя, а другую часть воды эмульгированную с нефтью, можно отделить только при помощи нагревания и сепарации, что существенно увеличивает затратную часть).

В то же время известно, что на миграцию (перемещение) нефти и воды значительное влияние оказывает преимущественный вид их взаимодействия с вмещающими породами продуктивных пластов-коллекторов. Так, нефтеносные породы в пределах нефтяных месторождений обычно обладают не только довольно различной смачиваемостью (определяемой явлениями как химической, так и электрической природы), но и разной сорбционной способностью, что также отражается на количественном значении продуктивности добычных скважин [13].

При этом смачиваемость представляет собой физико-химическую способность горной породы покрываться пленкой жидкости, количественно ее принято характеризовать значением угла смачиваемости Q и величиной межфазных натяжений s на контактных поверхностях между отдельными фазами [1].

Необходимо отметить, что различия значений pH между закачиваемыми и пластовыми водами, как правило, также приводят к изменению первоначальной величины смачиваемости вмещающих пород продуктивного пласта, что уменьшает значение межфазного натяжения на границе контакта между флюидами и изменяет краевой угол их смачивания.

Существуют несколько базовых методов измерения преимущественной смачиваемости вмещающих пород [14,15]. Так, лабораторные испытания вмещающих пород на самопроизвольную пропитку нефтью или водой позволяют сравнить возникшие изменения насыщенности с суммарным изменением насыщенности, возникающих при осуществлении технологии заводнения.

При этом в зависимости от количественных размеров и качественного распределения пор, поровых каналов и капилляров во вмещающих породах, а также шероховатости их поверхностей, одни части порового пространства могут быть заполнены нефтью, а другие – водой.

Было выявлено, что толщина пленки (объем нефти во взвеси) во многом зависит от вязкости нефти. Более вязкая нефть образует пленку большей толщины и соответственно массы на поверхности твердых взвешенных частиц.

Наличие нефтяной пленки на поверхности твердых взвешенных частиц существенно увеличивает скорость коагуляции порового

пространства призабойной зоны пласта и определенным образом снижает приёмистость нагнетательной скважины. Коагуляция частиц механических примесей пленочной нефтью и рост объема кольматирующего вещества за счет присутствия этой нефти, как правило, увеличивают темпы загрязнения призабойной зоны пласта (ПЗП) нагнетательной скважины и кольматации порового пространства.

Причем нефтяная и водная пленка на отдельных или на всех таких поверхностях может быть довольно нестабильной [14]. Причем там, где она нестабильна, предпочтительная смачиваемость поверхности вмещающих пород может существенно измениться. В результате может возникнуть смешанная смачиваемость: когда некоторые части порового пространства вмещающих пород гидрофильны, а другие – гидрофобны.

Большинство минералов, образующих нефтяные пласты, являются гидрофильными. При этом максимальную гидрофильность имеют глины гидрослюдового состава и кварц [9]. А минимальной гидрофильностью обладают доломиты, известняки и полевые шпаты. Значительная часть вмещающих пород пластов-коллекторов нефтяных месторождений обладает промежуточной смачиваемостью, т.к. включает в себя как гидрофильные, так и гидрофобные породы. Поэтому в любых нефтяных месторождениях и залежах после применения технологии традиционного заводнения практически всегда остается пленочная нефть и остаточная нефть в виде заземленных капелек.

Гидрофильность или гидрофобность поверхности поровых каналов и капилляров определяют величину и знаки капиллярных давлений в контактирующих водной и углеводородной фазах, т.е. направленность действия капиллярной энергии [1]. Капиллярное давление (если оно имеет положительный знак) способствует затягиванию молекул воды в поры и капилляры вмещающей породы.

Согласно общепринятой теории предпосылки возникновения такой ситуации указывают на то, что крупные поры с большой вероятностью гидрофобны, а мелкие поры, капилляры и пустоты, окружающие точки контактов зерен, скорее всего, гидрофильны.

Данное обстоятельство обусловлено тем, что поверхность кристаллических минералов (зерен) вмещающих пород продуктивного пласта-коллектора обычно обладает определенным отрицательным электрическим зарядом [11]. В результате молекулы воды являясь диполями, а также растворенные в поровой воде катионы различных солей, попадая в поле такого заряда, как правило, ориентируются определенным образом и притягиваются к поверхности такой заряженной минеральной частицы (рис. 1).

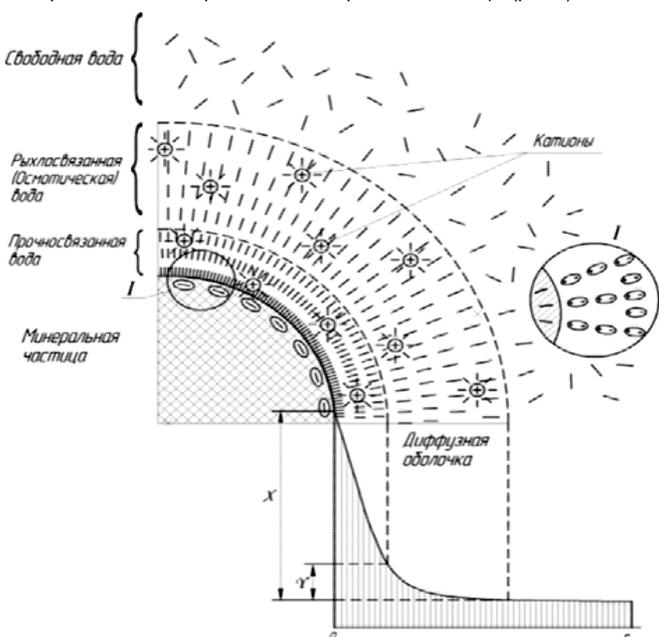


Рис. 1. Схема расположения молекул воды вокруг отрицательно заряженной поверхности минеральной частицы и зависимость электромолекулярного взаимодействия между поверхностью минеральной частицы и молекулами воды [16]

Известно, что степень смачиваемости вмещающих пород нефтяных пластов-коллекторов напрямую связана с их электрическими свойствами. При этом удельное электрическое сопротивление частично водонасыщенных пород нефтяных пластов-коллекторов во многом зависит от характера распределения воды в их поровом пространстве и от величины S_v , определяющей долю объема пор и капилляров, по которым возможно прохождение электрического тока [15]. В частности, с уменьшением площади поперечного сечения S_v , через которое будет протекать электрический ток, также уменьшается, а длина его линий увеличивается.

В результате поверхность минеральной частицы покрывается слоем молекул воды [16], который будет обладать отрицательным зарядом, и, следовательно, также аналогично станет воздействовать на близко расположенные другие молекулы воды, сходным образом их ориентируя.

При этом электрические силы взаимодействия между поверхностью минеральной частицы и молекулами воды зачастую достигают величины 1000 МПа [11]. Однако необходимо отметить, что по мере удаления от поверхности минеральной частицы удельные силы подобного электрического взаимодействия быстро убывают и уже на некотором расстоянии уменьшаются вплоть до нуля.

В результате осуществления поверхностного натяжения в порах и капиллярах вмещающих пород возникает дополнительное давление, определяемое формулой Лапласа:

$$\Delta p = \pm \frac{2\sigma}{R}$$

Поэтому объяснение причин снижения количественного значения фильтрации флюидов в призабойной зоне скважин (кроме возможного изменения количественных параметров трещиноватости и пористости вмещающих пород продуктивного пласта) необходимо осуществлять и на основе рассмотрения выявленных свойств и характеристик объемной (массовой) и капиллярной (связанной) вод, т.к. реальные физические свойства и характеристики воды, содержащейся в порах и капиллярах вмещающих пород продуктивного пласта, во многом отличаются от свойств той же воды, но находящейся уже в объеме [11].

Введение дополнительного фактора (активной примеси) приводит к изменению системы уравнений двухфазной фильтрации, состоящей из уравнений баланса воды и нефти в потоке, обобщенного закона фильтрации Дарси и условия капиллярного равновесия:

$$\frac{\partial}{\partial t}(m \cdot s \cdot \rho_1) + \operatorname{div}(\rho_1 \cdot \vec{u}_1) = 0 \quad (1.1)$$

$$\frac{\partial}{\partial t}(m \cdot (1-s) \cdot \rho_2) + \operatorname{div}(\rho_2 \cdot \vec{u}_2) = 0 \quad (1.2)$$

$$\vec{v}_i = -k \frac{f_i}{\mu_i} \nabla p_i \quad i = 1, 2 \quad (1.3)$$

$$p_2 - p_1 = p_c(S) \quad (1.4)$$

где: m, ρ_i, μ_i, f_i, k и $p_c(s)$ - соответственно пористость среды, плотности фаз, вязкости жидкостей, относительные фазовые проницаемости, проницаемость среды и капиллярное давление. Перечисленные характеристики жидкостей и пористой среды при использовании активной примеси меняются и системы (1.1) – (1.4) не является замкнутой.

$$\frac{\partial}{\partial t}(m \cdot c \cdot s \cdot \rho_1 + m \cdot \phi \cdot \rho_2(1-s) + a(c)) = \operatorname{div}(D \cdot \nabla c - c \cdot \vec{v}_1 \cdot \rho_1 - \phi \cdot \vec{v}_2 \cdot \rho_2)$$

В уравнениях (1.1) – (1.4) все основные характеристики жидкостей и пористой среды при введении активной примеси меняются, и система не является замкнутой. Для замыкания модели добавляется следующее уравнение относительно концентрации c -активной примеси: (1.5)

где: $\varphi(c), a(c)$ соответственно массовые концентрации примеси в нефтяной фазе и адсорбированные примеси в единице объема пористой среды. В соотношении (1.5) при вытеснении нефти полимерными растворами функция $\varphi(c) = 0$, а функция $a(c)$, как правило, определяется через уравнение Ленгмюра или по закону Генри. Такое предположение не всегда оправдано. В частности, для мицеллярных растворов изотерма сорбции ПАВ в окрестности критической концентрации мицеллообразования c_* может быть немонотонной. Указанную трудность можно обойти введением следующей функции: $\chi(c) = 1$ при $c > c_*$, $\chi(c) = 0$ при

$$c < c_* \text{ и } \chi(c) \in [0,1] \text{ при } c_* = c.$$

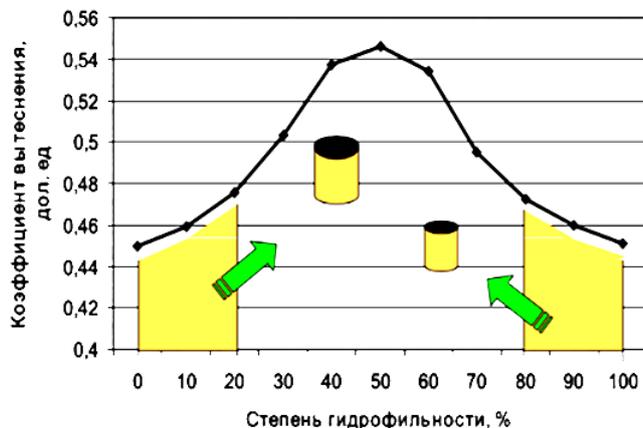
Тогда функцию $a(x, t)$ можно определить из следующего уравнения:

$$\frac{\partial a}{\partial t} = \frac{1}{\tau} \cdot (\chi(c) - a) \quad (1.6)$$

где: τ время пре бывания каждой молекулы в адсорбционный центр.

При технологическом заводнении нефтяной залежи, вода обычно вытесняет нефть из пор и трещин вмещающей горной породы продуктивного пласта. Это обусловлено тем, что вмещающаяся горная порода, как правило, весьма избирательно смачивается водой [8].

В частности, когда такие два несмешивающихся флюида одновременно текут через каналы вмещающих пород продуктивного пласта, то траектории их движения по этим их порам, капиллярам и трещинам во многом зависят от избирательной их смачиваемости (рис. 2).



Основной объем остаточных запасов нефти «выработанных» месторождений находится в крайних зонах графика
Изменение угла смачиваемости породы в больших объемах возможно волновыми методами

Рис.2. Зависимость коэффициента вытеснения нефти от степени гидрофильности

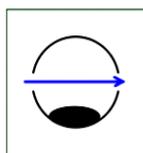


Рис. А
Круглая пора, заполненная водой. В нижней (например) части находится капля нефти, адгезивно связанная со стенкой поры

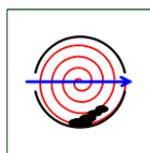


Рис. Б
Пора, попавшая в зону круговых траекторий колебаний. В системе возникают условия для формирования вихревых потоков

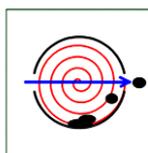


Рис. В
При достижении предельного угла свлигового усилия, создаваемого вихревым потоком, капля нефти деформируется и отрывается от стенки поры

Макрогидродинамический поток не может преодолеть сцепление капли остаточной нефти с твердой поверхностью

Стрелка показывает направление движения закачиваемой воды

Рис.3. Один из механизмов вытеснения нефти

Так, если вмещающая порода продуктивного пласта обладает явно выраженными гидрофильными свойствами, то вода перемещается преимущественно по поверхности ее зерен и мелким капиллярам, в то время как нефть в этом случае движется, как правило, по имеющимся трещинам и по центральной части крупных пор (рис.3).

К настоящему времени исследованиями ученых Института физики Земли РАН было выявлено, что максимальное вытеснение нефти водой происходит при степени гидрофильности поверхности пор и капилляров вмещающих пород от 30 до 60%.

Рассматриваемая технологически задача большей частью решается путем гидрофобизации пород призабойной зоны продуктивного пласта, которая заключается в обеспечении особых физико-химических условий на границах раздела фаз, при которых вода в вмещающих породах вытесняется нефтью из относительно мелких пор в более крупные [1], откуда, в ходе дальнейшей эксплуатации скважины, она естественным образом удаляется.

Обеспечение эффективной гидрофобизации предусматривает разработку методов управления смачиваемостью вмещающих пород призабойной зоны продуктивного пласта [1]. Как правило, для подобной гидрофобизации применяются многофункциональные композиции, в виде растворов химических реагентов определенного состава.

При этом целесообразность обработки вмещающих пород призабойной зоны продуктивного пласта конкретным гидрофобизатором необходимо обосновывать для каждого отдельного объекта, с учетом типа пласта-коллектора, физико-химических свойств вмещающих пород продуктивного пласта и их возможных изменений в процессе эксплуатации во времени [1], а также характера смачиваемости их поверхности, неоднородности строения пластов-коллекторов, обводненности добываемой жидкости, дебитов добычной скважины и технико-экономических показателей добычи нефти на данном месторождении или залежи.

Вмещающие породы пластов-коллекторов большей частью являются гидрофильными [1], т.е. в них вода избирательно лучше смачивает частицы минералов и зерна горных пород, чем это делает нефть, и самопроизвольно распространяется по поверхности породы, замещая нефть.

По этой причине во время бурения и глушения скважин, вскрытия продуктивного пласта, фильтрующаяся в продуктивный пласт вода из жидкости глушения, оттесняет нефть из призабойной части вглубь пласта и в последующем удерживается в порах капиллярными силами, что затрудняет дальнейшее его освоение продуктивного пласта [1].

На поздней стадии эксплуатации в призабойную зону продуктивного пласта вместе с нефтью начинают поступать пластовая и закачиваемая вода [1]. Как результат, вблизи добычной скважины в продуктивном пласте формируется зона с высокой водонасыщенностью, при этом на поверхности вмещающей породы формируется пленка «рыхлосвязанной» воды, существенно снижающей объем эффективного порового пространства.

В результате многие фильтрационные каналы блокируются, что серьезно ограничивает фильтрацию нефти в призабойную зону пласта [1]. В первую очередь это характерно для низкопроницаемых гидрофильных вмещающих пород, в которых с ростом водонасыщенности растет проницаемость призабойной зоны для воды, а падает для нефти, в силу капиллярных явлений и параметров смачиваемости фильтрационных каналов.

При этом значение относительной проницаемости вмещающих пород продуктивного пласта для нефти, выражаемое как отношение ее фазовой проницаемости к абсолютной проницаемости породы, измеряемой при 100%-ном заполнении какой-либо фазой - обычно воздухом, напрямую зависит от значения смачиваемости горной породы и величины насыщенности каждой фазой [8].

Повышенная водонасыщенность призабойной зоны обычно уменьшает ее проницаемость для нефти (при совместной фильтрации нефти и воды), т.е. ограничивает приток нефти из продуктивного пласта в добычную скважину [1]. По осуществленным оценкам это приводит к снижению производительности скважин на 10–20%.

Поэтому одним из эффективных решений проблемы интенсификации притока нефти к добычным скважинам является разработка методов удаления воды из призабойных зон продуктивного пласта [1].

На рис.4. представлены экспериментальные зависимости величин относительной проницаемости нефти от значения водонасыщенности вмещающей породы продуктивного пласта. Вполне очевидно, что при одинаковых значениях насыщенности нефтью и водой величина относительной проницаемости для нефти будет несколько больше, чем показатели относительной проницаемости для воды [2].

Значение остаточной водонасыщенности (см. рис. 16) представляет собой минимальное содержание в породах продуктивного пласта воды, когда при данной величине перепада давления мигрирует лишь только нефть, а значение остаточной нефтенасыщенности – это минимальное содержание в породах продуктивного пласта нефти, когда при данном перепаде давления мигрирует только вода.

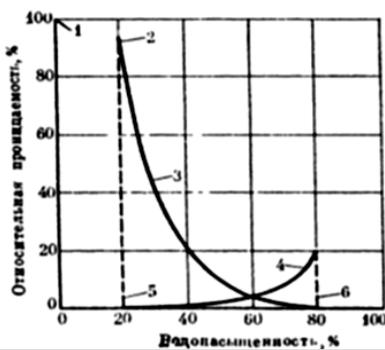


Рис. 4. Относительные проницаемости для нефти и воды в продуктивном пласте, смачиваемом водой [8]: 1-абсолютная проницаемость; 2-максимальная проницаемость для нефти; 3-нефть; 4-вода; 5-остаточная водонасыщенность; 6-остаточная нефтенасыщенность

В целом, общее количество нефти, оставшейся в продуктивном пласте после ее вытеснения водой, зависит от характеристик его литологии и неоднородностей, а также химического состава и свойств флюидов, количественных значений температуры, давления, pH и т.д.

При этом в результате применения технологии заводнения в продуктивном пласте образуется два типа остаточной нефти [9].

Первый тип остаточной нефти обычно содержится

в промытых водой зонах продуктивного пласта и имеет повышенное содержание тяжелых компонентов, чем исходная нефть [9]. Образование второго типа остаточной нефти обычно связано с неравномерным ее вытеснением из неоднородного пласта-коллектора, что приводит к образованию в плохо дренированных, застойных зонах, линзах и пропластках с ухудшенными фильтрационными свойствами, циклов нефти. По своему составу и свойствам эта остаточная нефть второго типа незначительно отличается от исходной нефти разрабатываемого нефтяного месторождения или залежи.

Необходимо отметить, что на структуру, свойства и количество остаточной нефти первого типа существенное влияние оказывают также показатели ее вязкости и содержание в ней высокомолекулярных компонентов [9]: смол, асфальтенов и кислот, а также соединений, обладающих определенными поверхностно-активными свойствами.

В результате физической и химической сорбции нефти и воды на поверхности вмещающих пород пласта-коллектора обычно происходит образование граничных слоев, количественная величина вязкости которых значительно превышает значения вязкости жидкости в свободном объеме [9]. При этом взаимодействие поверхностно-активных компонентов нефти с горной породой продуктивного пласта обычно приводит к увеличению степени её гидрофобности, а также росту доли и повышению структурно-механических свойств пленки остаточной нефти.

Образование второго типа остаточной нефти, как правило, связано с неравномерным ее вытеснением из неоднородного нефтяного пласта [9]. Причем увеличение степени неоднородности продуктивного пласта существенно способствует уменьшению площади его охвата заводнением, приводит к прорыву закачиваемых вод по высокопроницаемым пластам и каналам, а также к росту количества остаточной (не извлекаемой) нефти данного типа в продуктивном пласте.

Увеличение величины вязкости нефти и наличие у нефти неньютоновских свойств также способствуют неравномерному ее вытеснению из продуктивного пласта при осуществлении традиционного заводнения [9].

Необходимо отметить, что уменьшение количества нефти в граничных слоях реально осуществить путем применения специальных реагентов, улучшающих смачиваемость вмещающих пород продуктивного пласта вытесняющей водой [9]. Причем подавить капиллярные силы, удерживающие остаточную нефть в порах, капиллярах и трещинах вмещающих пород, возможно при использовании эффективных поверхностно-активных веществ и различных композиций на их основе.

Причем тип смачиваемости вмещающих пород продуктивного пласта-коллектора в значительной степени определяет физико-продуктивные свойства и строение слоев остаточной нефти первого типа [9]. Так, в случае преобладания гидрофильных вмещающих пород вода в основном смачивает их поверхность и вытесняет нефть в поры относительно крупного и среднего размера, а действие капиллярных сил в данном случае способствует более полному ее вытеснению.

В гидрофобных пластах-коллекторах смачивающей жидкостью является нефть, поэтому вода ее вытесняет только из относительно крупных и средних пор, а в более мелких порах и капиллярах нефть удерживается капиллярными силами, что является основной причиной довольно низкой степени ее извлечения из подобных гидрофобных пластов [9]. Таким образом, в гидрофобных пластах остаточная нефть содержится в виде пленки на поверхности вмещающих пород и, как правило, в малых порах и капиллярах.

Необходимо отметить, что на показатели перемещения (миграции) нефти по продуктивному пласту к добычной скважине довольно весомое влияние оказывают качественные свойства и количественные характеристики самых мелких пор – капилляров [8]. Так, величины капиллярного давления обычно обратно пропорциональны их радиусу, а диаметр капилляров в горной породе продуктивного пласта может быть настолько мал, что капиллярные давления, как правило, могут достигнуть значения даже в несколько мегапаскалей.

При этом возникает ситуация, когда чем меньше диаметры поровых каналов, тем большее возникает капиллярное давление, которое нужно преодолеть при проталкивании нефти к скважине [12].

Необходимо отметить, что при этом капиллярное давление обычно благоприятствует вытеснению нефти водным фильтратом, но, как правило, препятствует вытеснению фильтрата нефтью [8]. А значение возникающего перепада давления (рис. 5) может оказаться не вполне достаточным для вытеснения фильтрата из особо мелких капилляров (прежде всего, в непосредственной близости к стволу скважины, где перепад давления на границе раздела нефти и воды приближается к нулю). Этот механизм получил название «водяного блокирования» и зачастую приводит к значительному ухудшению коллекторских свойств призабойной зоны продуктивного пласта и даже к 100%-му прекращению нефтепритока в добычную скважину.

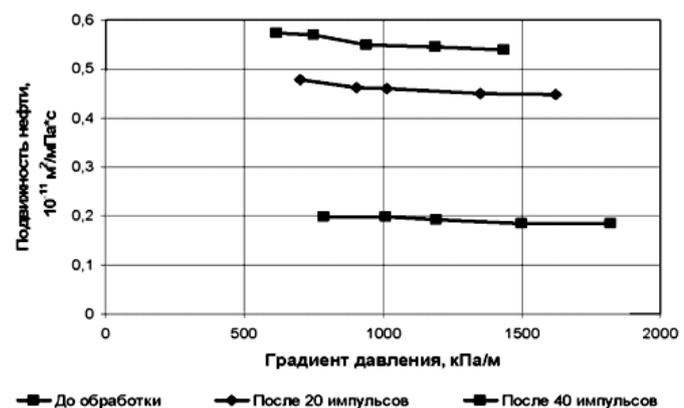


Рис.5. Зависимость подвижности нефти Усинского месторождения от градиента давления (T = 50°C)

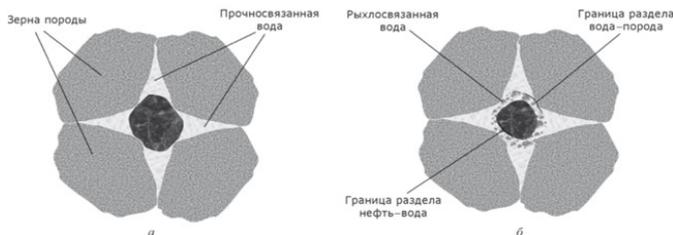


Рис.6. Локализация флюидов в фильтрующей поре до (а) и после (б) воздействия водой сеноманского горизонта [12]

Кроме этого на величину нефтепритока в добычную скважину оказывает влияние появление довольно большого числа разобленных водных капель (эффект зачастую обусловленный гидрофобизацией минеральных частиц продуктивного пласта).

Водная блокада (снижается проницаемость продуктивного пласта по нефти) обычно проявляется в форме рыхлосвязанной воды [12], которая располагается в виде многослойных пленок, покрывающих стенки фильтрующих пор и капилляров. При этом прочносвязанная вода (рис.б), как не смачивающая фаза, движется по центру фильтрующих пор.

Образования подобных водяных барьеров вполне можно избежать, если применять буровые растворы на углеводородной основе, в которых вода практически напрочь отсутствует. Однако в практике нефтедобычи существуют определенные ограничения возможности применения подобных буровых растворов [8]. Так, катионные ПАВ, обычно используемые для приготовления растворов на углеводородной основе, при неправильном выборе их состава, будут существенно снижать степень смачивания водой поверхности зерен вмещающих горных пород, что приведет к их смачиванию нефтью, и следовательно, к уменьшению значений нефтепритока в добычную скважину. Например, в гидрофобных породах характер зависимости относительных проницаемостей меняется на прямо противоположный, а потому величина относительной проницаемости для нефти, при довольно низких значениях водонасыщенности, довольно сильно снижается.

Другая возможная причина ухудшения коллекторских свойств продуктивного пласта обусловлена таким явлением, как капиллярное эмульгирование внутрипоровой нефти, которое может произойти в

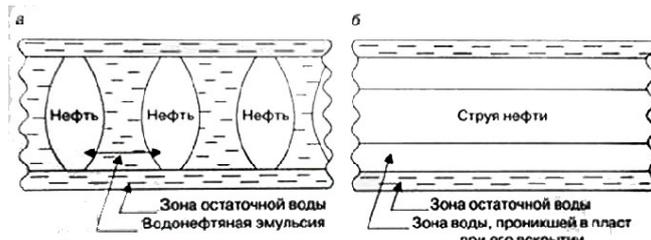


Рис.7. Схема движения нефти и воды по порам и каналам продуктивного пласта при смешанной (эмульсионной) (а) и струйной (б) структурах гидродинамического потока

случае, если фильтрат бурового раствора включает в себя значительные количества эмульгатора [8].

При этом зачастую процесс эмульгирования нефти происходит в имеющихся сужениях фильтрационных каналов (капилляров), в связи с увеличением здесь скорости сдвига, хотя общая скорость ее течения обычно низка [8]. Если при этом образуется устойчивая эмульсия, то ее капельки запираются в ранее проницаемых порах вмещающих пород (рис.7) и тем самым снижают величину эффективной проницаемости продуктивного пласта.

Однако в пластовом фильтрате эмульгатор присутствует лишь в том случае, когда в эмульсионном буровом растворе имеется его некоторый переизбыток [8]. Поэтому если весьма тщательно подбирать и поддерживать состав эмульсионного раствора, то подобного эмульгирования в рабочем пласте в практике работ на нефтепромыслах можно благополучно избежать.

В результате проявления этих и других негативных эффектов и явлений со временем происходит значительное снижение объемов нефтепритока в добычную скважину, а кроме этого в рабочем нефтяном пласте не все его зоны оказываются проработанными в равной степени.

Таким образом, увеличения степени вытеснения нефти можно достичь увеличив степень площади охвата неоднородного пласта заводнением, либо уменьшив количество остаточной нефти в граничных слоях на поверхности вмещающих пород продуктивного пласта-коллектора, и наконец, вытеснив капиллярно защемленную нефть специальными составами с низкими величинами межфазных натяжений.

Библиографический список:

1. Брюховецкий О.С., Ганин И.П. Повышение нефтеотдачи скважин путем снижения водонасыщенности прискважинной зоны пласта // Известия высших учебных заведений. Геология и разведка N 4. 2011. С. 36-40.
2. Воробьев А.Е., Воробьев К.А., Тчаро Х. Цифровизация нефтяной промышленности. М., Спутник. 327 с.
3. Воробьев А.Е., Зарума М. Экологические аспекты разработки обводненных месторождений Амо, Даими, Гинта и Иро в Эквадоре // Труды VI Международной научной конференции «Лазерно-информационные технологии в медицине, биологии и геоэкологии». – Новороссийск. 2008. С. 127-129.
4. Воробьев А.Е., Зарума М.Т. Особенности геологического строения и решение задач охраны окружающей среды на месторождениях бассейна Ориенте (Эквадор). М., Международный издательский центр «Этносоциум». 2013. 170 с.
5. Воробьев А.Е., Зарума М.Т. Особенности освоения в Эквадоре обводненных месторождений нефти природоохранными методами // Бурение и нефть, №1. 2011.
6. Воробьев А.Е., Зарума М.Т. Совершенствование природоохранных методов разработки обводненных месторождений нефти в Эквадоре. – М.: Изд-во «Спутник», 2009. 161 с.
7. Воробьев А.Е., Зарума Мартин Торрес. Анализ инновационных методов уменьшения песко- и водопритока при разработке обводненных месторождений нефти Эквадора // Экспозиция. Нефть. Газ, №1 (33). 2014. С. 38-40.
8. Грей Д.Р. Состав и свойства буровых агентов. М., Недра. 1985. 513 с.
9. Григорьева Л.В., Кацуба Ю.Н. Химические методы в нефтеотдаче и их экономическая эффективность // Актуальные проблемы гуманитарных и естественных наук N 7. 2016. С. 23-25.
10. Иванцов Н.Н. Исследование фильтрации полимерных растворов в слабосцементированном коллекторе // Вестник Тюменского государственного университета. Физико-математическое моделирование. Нефть, газ, энергетика. Том 4. № 2. 2018. С. 136-150.
11. Модель взаимодействия минеральной частицы с поровой водой // https://studme.org/206346/stroitelstvo/model_vzaimodeystviya_mineralnoy_chastitsy_porovoy_vodoy
12. Пестерев А.В., Мезенцев Д.Н., Тулицин Е.В., Евсеев В.В. Исследование восстановления проницаемости модели продуктивного пласта нефтяных месторождений после воздействия жидкости глушения // Нефтепромысловое дело N 6. 2010. С. 47-52.
13. Савиных Ю.Л., Медведев Ю.А., Паркачев В.В. Повышение производительности нефтяных скважин с помощью модульных резонаторов // Известия высших учебных заведений. Нефть и газ N 5. 2002. С. 84-88.
14. Хабибуллин И.Л., Мугатабарова А.А. Моделирование вытеснения нефти водными растворами электрохимических агентов // Электронный научный журнал Нефтегазовое дело N 1. 2013. С. 555-567.
15. Хабибуллин И.Л., Мугатабарова А.А., Курамшин Ю.Р. Экспериментальные исследования влияния электрохимически активированных водных растворов на изменение поверхностных характеристик системы нефть - водная фаза - порода // Нефтепромысловое дело N 10. 2011. С. 22-26.
16. Шипилов А.И., Крутихин Е.В., Кудреватых Н.В., Миков А.И. Новые кислотные составы для селективной обработки карбонатных порово-трещиноватых коллекторов // Нефтяное хозяйство. 2012.

17. Брюховецкий О.С., Ганин И.П. Повышение нефтеотдачи скважин путем снижения водонасыщенности прискважинной зоны пласта // Известия высших учебных заведений. Геология и разведка N 4. 2011. С. 36-40.
18. Воробьев А.Е., Воробьев К.А., Тчаро Х. Цифровизация нефтяной промышленности. М., Спутник. 327 с.
19. Воробьев А.Е., Зарума М. Экологические аспекты разработки обводненных месторождений Амо, Даими, Гинта и Иро в Эквадоре // Труды VI Международной научной конференции «Лазерно-информационные технологии в медицине, биологии и геоэкологии». – Новороссийск. 2008. С. 127-129.
20. Воробьев А.Е., Зарума М.Т. Особенности геологического строения и решение задач охраны окружающей среды на месторождениях бассейна Ориенте (Эквадор). М., Международный исследовательский центр «Этносоциум». 2013. 170 с.
21. Воробьев А.Е., Зарума М.Т. Особенности освоения в Эквадоре обводненных месторождений нефти природоохранными методами // Бурение и нефть, №1. 2011.
22. Воробьев А.Е., Зарума М.Т. Совершенствование природоохранных методов разработки обводненных месторождений нефти в Эквадоре. – М.: Изд-во «Спутник», 2009. 161 с.
23. Воробьев А.Е., Зарума Мартин Торрес. Анализ инновационных методов уменьшения песко- и водопритока при разработке обводненных месторождений нефти Эквадора // Экспозиция. Нефть. Газ, №1 (33). 2014. С. 38-40.
24. Грей Д.Р. Состав и свойства буровых агентов. М., Недра. 1985. 513 с.
25. Григорьева Л.В., Кацуба Ю.Н. Химические методы в нефтеотдаче и их экономическая эффективность // Актуальные проблемы гуманитарных и естественных наук N 7. 2016. С. 23-25.
26. Иванцов Н.Н. Исследование фильтрации полимерных растворов в слабосцементированном коллекторе // Вестник Тюменского государственного университета. Физико-математическое моделирование. Нефть, газ, энергетика. Том 4. № 2. 2018. С. 136-150.
27. Модель взаимодействия минеральной частицы с поровой водой // https://studme.org/206346/stroitelstvo/model_vzaimodeystviya_mineralnoy_chastitsy_porovoy_vodoy
28. Пестерев А.В., Мезенцев Д.Н., Тупицин Е.В., Евсеев В.В. Исследование восстановления проницаемости модели продуктивного пласта нефтяных месторождений после воздействия жидкости глушения // Нефтепромысловое дело N 6. 2010. С. 47-52.
29. Савиных Ю.Л., Медведев Ю.А., Паркачев В.В. Повышение производительности нефтяных скважин с помощью модульных резонаторов // Известия высших учебных заведений. Нефть и газ N 5. 2002. С. 84-88.
30. Хабибуллин И.Л., Мугатабарова А.А. Моделирование вытеснения нефти водными растворами электрохимических агентов // Электронный научный журнал Нефтегазовое дело N 1. 2013. С. 555-567.
31. Хабибуллин И.Л., Мугатабарова А.А., Курамшин Ю.Р. Экспериментальные исследования влияния электрохимически активированных водных растворов на изменение поверхностных характеристик системы нефть - водная фаза – порода // Нефтепромысловое дело N 10. 2011. С. 22-26.
32. Шипилов А.И., Крутихин Е.В., Кудреватых Н.В., Миков А.И. Новые кислотные составы для селективной обработки карбонатных порово-трещиноватых коллекторов // Нефтяное хозяйство. 2012.

“GORNII VESTNIK UZBEKISTANA”, 2019, №3 (78) pp. 22-28

MECHANISM OF FLUID MIGRATION IN RESERVOIRS-COLLECTORS

¹Vorobev A.E., Vice-Rector for Science and Innovation, Doctor of Technical Sciences, Professor, fogel_al@mail.ru

²Martin Z.T., PhD doctor, fogel_al@mail.ru

³Vorobev K.A., graduate student, fogel_al@mail.ru

¹Atyrau University of Oil and Gas, Atyrau, Kazakhstan

²Ecuador National University, Quito, Ecuador

³Friendship University, Moscow, Russia

Abstract

The mechanism of fluid migration in stratum - reservoirs is revealed. The relevance of the study of the mechanism of migration of fluids is determined by the high (up to 90%) water cut of recoverable oil. It has been established that the migration of water and oil is mainly influenced by the type, nature and parameters of their interaction with host rocks, which have different values of wettability and sorption capacity. The amount of wettability is influenced by the pH values of water and oil. It is shown that pores and capillaries often have a mixed type of wettability, depending on their diameter. It has been established that wettability indicators of host rocks are directly related to their electrical properties. It was shown that the host rock of the reservoir has pronounced hydrophilic properties, then water moves mainly along the surface of its grains and small capillaries, while oil in this case moves, as a rule, along the existing cracks and along the central part of large pores. In this case, the maximum displacement of oil by water occurs at a degree of hydrophilicity of the surface of pores and capillaries of the host rocks from 30 to 60%. The host rocks of the reservoir beds are mostly hydrophilic, i.e. in them, water selectively wets particles of minerals and rock grains better than oil does, and spontaneously spreads over the surface of the rock, replacing oil. For this reason, while drilling and killing wells, opening the reservoir, the water from the kill fluid that is filtered into the reservoir pushes oil from the near-bottom part into the reservoir and is subsequently held in the pores by capillary forces, which makes it difficult to further develop the reservoir. Two types of oil remaining in the oil reservoir after its flooding are described, as well as the conditions for the appearance of a water blockade.

Keywords: oil, reservoir (stratum), reservoir, reservoir waters, flooding, migration, mechanism, description.

References

1. Bryukhovetsky OS, Ganin I.P. Enhancing oil recovery of wells by reducing the water saturation of the near-wellbore zone of the reservoir // News of higher educational institutions. Geology and exploration N 4. 2011. pp. 36-40.
2. Vorobev AE, Vorobev KA, Tcharo H. Digitization of the oil industry. M., Sputnik. 327 p.
3. Vorobev AE, Zaruma M. Ecological aspects of the development of flooded Amo, Daimi, Ginta and Iro fields in Ecuador // Proceedings of the VI International Scientific Conference "Laser and Information Technologies in Medicine, Biology and Geoecology". - Novorossiysk. 2008. pp. 127-129.
4. Vorobev AE, Zaruma M.T. Features of the geological structure and the solution of environmental protection problems in the fields of the Oriente Basin (Ecuador). M., International Publishing Center "Ethnosocium". 2013. 170 p.
5. Vorobev AE, Zaruma M.T. Features of development in Ecuador of watered oil fields by environmental methods // Drilling and oil, №1. 2011
6. Vorobiev, A.E., Zaruma, M.T. Improvement of environmental methods for the development of watered oil fields in Ecuador. - M.: Sputnik publishing house, 2009. 161 p.
7. Vorobev AE, Zaruma Martin Torres. Analysis of innovative methods to reduce sand and water in the development of flooded oil fields of Ecuador // Exposition. Oil. Gas, №1 (33). 2014. pp. 38-40.
8. Gray D.R. Composition and properties of drilling agents. M., Nedra. 1985. 513 p.
9. Grigorieva, LV., Katsuba, Yu.N. Chemical methods in oil recovery and their economic efficiency // Actual problems of the humanities and natural sciences N 7. 2016. pp. 23-25.
10. Ivantsov N.N. Investigation of filtration of polymer solutions in a weakly cemented collector // Bulletin of Tyumen State University. Physical and mathematical modeling. Oil, gas, energy. Vol. 4. No. 2. 2018. pp. 136-150.
11. Model of the interaction of mineral particles with pore water // https://studme.org/206346/stroitelstvo/model_vzaimodeystviya_mineralnoy_chastitsy_porovoy_vodoy
12. Pesterev A.V., Mezentshev D.N., Tupitsin E.V., Evseev V.V. Investigation of the recovery of permeability of the model of the productive reservoir of oil fields after exposure to a killing fluid. // Oil business N 6. 2010. pp. 47-52.
13. Savinykh Yu.L., Medvedev Yu.A., Parkachev V.V. Improving the performance of oil wells using modular resonators // Proceedings of higher educational institutions. Oil and gas N 5. 2002. pp. 84-88.

14. Khabibullin I.L., Mugatarov A.A. Modeling of oil displacement by aqueous solutions of electrochemical agents // *Electronic scientific journal Oil and Gas Business* N 1. 2013. pp. 555-567.
15. Khabibullin IL, Mugatarov AA, Kuramshin Yu.R. Experimental studies of the influence of electrochemically activated aqueous solutions on the change in the surface characteristics of the oil – water phase – rock system // *Oil Field Business* N 10. 2011. pp. 22-26.
16. Shipilov A.I., Krutikhin E.V., Kudrevatykh N.V., Mikov A.I. New acid compositions for the selective treatment of carbonate porous-fractured reservoirs // *Oil industry*. 2012.
17. Bryukhovetsky OS, Ganin I.P. Enhancing oil recovery of wells by reducing the water saturation of the near-wellbore zone of the reservoir // *News of higher educational institutions. Geology and exploration* N 4. 2011. pp. 36-40.
18. Vorobev AE, Vorobev KA, Tcharo Kh. Digitization of the oil industry. M., Sputnik. 327 p.
19. Vorobev AE, Zaruma M. Ecological aspects of the development of flooded Amo, Daimi, Ginta and Iro fields in Ecuador // *Proceedings of the VI International Scientific Conference "Laser and Information Technologies in Medicine, Biology and Geoecology"*. - Novorossiysk. 2008. pp. 127-129.
20. Vorobev AE, Zaruma M.T. Features of the geological structure and the solution of environmental protection problems in the fields of the Oriente Basin (Ecuador). M., International Publishing Center "Ethnosocium". 2013. 170 p.
21. Vorobev AE, Zaruma M.T. Features of development in Ecuador of watered oil fields by environmental methods // *Drilling and oil*, №1. 2011.
22. Vorobev AE, Zaruma M.T. Improvement of environmental methods for the development of watered oil fields in Ecuador. - M.: Sputnik publishing house, 2009. 161 p.
23. Vorobev AE, Zaruma Martin Torres. Analysis of innovative methods to reduce sand and water in the development of flooded oil fields of Ecuador // *Exposition. Oil. Gas*, №1 (33). 2014. pp. 38-40.
24. Gray D.R. Composition and properties of drilling agents. M., Nedra. 1985. 513 p.
25. Grigorjeva L.V., Katsuba Yu.N. Chemical methods in oil recovery and their economic efficiency // *Actual problems of the humanities and natural sciences* N 7. 2016. pp. 23-25.
26. Ivantsov N.N. Investigation of filtration of polymer solutions in a weakly cemented collector // *Bulletin of Tyumen State University. Physical and mathematical modeling. Oil, gas, energy*. Vol. 4. No. 2. 2018. pp. 136-150.
27. Model of the interaction of mineral particles with pore water // https://studme.org/206346/stroitelstvo/model_vzaimodeystviya_mineralnoy_chastitsy_porovoy_vodoy.
28. Pesterev A.V., Mezentsev D.N., Tupitsin E.V., Evseev V.V. Investigation of the recovery of permeability of the model of the productive reservoir of oil fields after exposure to a killing fluid. // *Oil business* N 6. 2010. pp. 47-52.
29. Savinykh Yu.L., Medvedev Yu.A., Parkachev V.V. Improving the performance of oil wells using modular resonators // *Proceedings of higher educational institutions. Oil and gas* N 5. 2002. pp. 84-88.
30. Khabibullin I.L., Mugatarova A.A. Modeling of oil displacement by aqueous solutions of electrochemical agents // *Electronic scientific journal Oil and Gas Business* N 1. 2013. pp. 555-567.
31. Khabibullin IL, Mugatarov AA, Kuramshin Yu.R. Experimental studies of the influence of electrochemically activated aqueous solutions on the change in the surface characteristics of the oil – water phase – rock system // *Oil Field Business* N 10. 2011. pp. 22-26.
32. Shipilov A.I., Krutikhin E.V., Kudrevatykh N.V., Mikov A.I. New acid compositions for the selective treatment of carbonate porous-fractured reservoirs // *Oil industry*. 2012.

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: infnmz@ngmk.uz



РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ КОМПЛЕКТОВ ОБОРУДОВАНИЙ МОБИЛЬНЫХ ДРОБИЛЬНО-ПЕРЕГРУЗОЧНО- КОНВЕЙЕРНЫХ КОМПЛЕКСОВ



Заиров Ш.Ш.,
зам. декана горного
факультета НГГИ,
д.т.н., доцент



Аннакулов Т.Ж.,
старший преподаватель
кафедры «Горная
электромеханика» ТашГТУ
им. Ислама Каримова



Кувондиқов О.А.,
старший преподаватель
кафедры «Горная
электромеханика» ТашГТУ
им. Ислама Каримова



Шарипов Л.О.,
старший преподаватель
кафедры добычи и переработки
руд редких и радиоактивных
металлов НГГИ

Ish ochiq qazish konlarida soqol olish, qayta tiklash va konveyer komplekslari uchun uskunalar to'plamlarining texnologik parametrlarini tanlash va hisoblash uslubini asoslaydi va hisoblaydi. Ushbu vazifa muayyan ish sharoitlari uchun mobil siqish, qayta ishlash va konveyer komplekslari uchun uskunalarning optimal texnologik parametrlarini tanlash usulini ishlab chiqish uchun ishlab chiqilgan. Dastlabki ma'lumot sifatida ekskavatorning dastlabki soatdagi ishlashi, kiruvchi tog 'massasining zarralari va zarralarini taqsimlash ma'lumotlari olinadi. Uskunalarining optimal ko'rsatkichlari karerni yig'ish, texnologiya va integratsiyalashgan mexanizatsiyalash, ishlab chiqarish va loyihalash amaliyotini sintez qilish sohasidagi tadqiqotlar va tahlillarni o'z ichiga olgan murakkab tadqiqot usullari yordamida aniqlanadi.

Tayanch iboralar: uslubiy oqim texnologiyasi, ko'chma komplekslar, maydalash va qayta tashish-konveyer komplekslari, mobil siqish zavodlari, rulonli konkritlar, mahsuldorlik.

В работе обоснована и предложена методика выбора и расчета технологических параметров комплектов оборудования мобильных дробильно-перегрузочно-конвейерных комплексов на открытых горных работах. Сформулирована задача разработки методики выбора оптимальных технологических параметров оборудования мобильных дробильно-перегрузочно-конвейерных комплексов для конкретных условий эксплуатации. В качестве исходных данных принята расчетная часовая производительность экскаватора, свойства и гранулометрический состав поступающей горной массы. Определены оптимальные параметры оборудования, используя комплексные методы исследований, включающие анализ и обобщение исследований в области проектирования карьеров, технологии и комплексной механизации, обобщение производственной и проектной практики.

Ключевые слова: циклично-поточная технология, мобильные комплексы, дробильно-перегрузочно-конвейерные комплексы, мобильная дробильная установка, валковая дробилка, производительность.

В настоящее время при добыче полезных ископаемых открытым способом все более широкое распространение находит циклично-поточная технология (ЦПТ), позволяющая существенно сократить дальность транспортирования горной массы за счет применения ленточных конвейеров с углами наклона до 16–180, снизить себестоимость транспортирования горной массы на 30–40%, поднять производительность труда в 1,4–2 раза. Интенсивный переход на ЦПТ добычи полезных ископаемых и выемки вскрышных пород вызван ростом затрат на транспортирование и поиском вариантов более эффективных комбинированных способов доставки горной массы с глубоких горизонтов карьеров [1].

Для увеличения производительности карьеров, а также снижения себестоимости добычи и транспортировки горной массы решаются проблемы использования ЦПТ с использованием мобильных комплексов. Возникает необходимость в выполнении научных исследований по разработке методологий проектирования карьеров, отработываемых с использованием мобильных дробильно-перегрузочно-конвейерных комплексов (МДПКК), определению степени влияния геологических, горнотехнических и организационных факторов на производительность карьера, установлению зависимостей производительности МДПКК от технологических параметров оборудования входящих в состав комплекса, обоснованию области применения технологических комплексов карьеров с использованием МДПКК.

В настоящее время областями применения МДПКК являются горные и строительные разработки с быстрым перемещением фронта горных работ в плане и в глубину рабочей зоны. Преимуществом МДПКК является оптимальное его расположение непосредственно рядом с выемочно-погрузочным оборудованием.

Горная порода измельчается дробильным комплексом до требуемой фракции, позволяя транспортировать его конвейером, и непрерывным потоком направляется непосредственно на конвейерную систему. Самоходный конвейерный перегружатель позволяет увеличить дальность действия системы.

Внедрение на карьерах МДПКК позволяет [2,3]:

- исключить необходимость установки дорогостоящего оборудования для проветривания карьеров путем применения экологически чистой технологии с конвейерным транспортом;
- в 2–3 раза снизить энергопотребление и металлоемкость за счет замены на карьере автосамосвалов конвейерами;
- увеличить в 1,5–2 раза производительность труда и достичь высокого уровня автоматизации горного производства;
- в 2–2,5 раза уменьшить себестоимость продукции за счет снижения эксплуатационных и капитальных затрат;
- интенсифицировать открытые горные работы, обеспечивая быструю переоборудовку основного технологического оборудования на участки с отставанием вскрышных работ;
- исключить перегрузочные экскаваторные склады в карьере, поскольку загрузка думпкаров производится непосредственно с конвейера;
- обеспечить для каждого вида транспорта, работающего в карьере, оптимальные условия его применения, а именно железнодорожного – на верхних уступах, автомобильного – на уступах с коротким плечом откатки по горизонтали и на спуск, конвейерного – на самом тяжелом участке при подъеме до 16°;
- улучшить организацию ведения горных работ, обеспечивая быстрый перевод основного горнотранспортного оборудования на участки, подлежащие вскрытию или отработке;

- снизить потребность в автосамосвалах в 2 раза;
- увеличить производительность труда в 1,8–2,5 раз и исключить необходимость дальнейшей проходки наклонных стволов, заменив их открытыми траншеями при обработке глубоких горизонтов карьеров.

Последовательность работы МДПКК в ЦПТ осуществляется следующим образом (рис.1). Экскаватор загружает вскрышу в бункер дробильной установки, далее вскрыша от бункера попадает на пластинчатый конвейер, откуда через грузозачную воронку попадает в двухвалковую дробилку. Вскрыша через выпускной желоб дробилки попадает на ленточный конвейер, которая транспортирует её на мобильный межступенный перегружатель и далее в забойный конвейер. Дальнейшую транспортировку горной массы производит магистральный конвейер с последующей перегрузкой на отвальный конвейер, откуда горная масса перемещается к отвалообразователю, который формирует внутренние отвалы [2,3].

За последнее время особо актуальным становится выбор основных технологических параметров МДПКК с применением механических экскаваторов для конкретных условий эксплуатации.

При использовании мобильных дробильных установок и конвейерного транспорта затраты на общие производственные процессы сокращаются на 60% и они более экологичны [4]. Кроме того, исключается необходимость установки дорогостоящего оборудования для проветривания карьеров, снижается энергопотребление и металлоемкость карьера за счет замены в карьере многочисленных большегрузных автосамосвалов конвейерным транспортом, увеличивается уровень автоматизации горного производства и производительность труда, снижается себестоимость продукции за счет снижения эксплуатационных и капитальных затрат [5].

Цель работы. Разработка методики расчета и выбора технологических параметров оборудования мобильных дробильно-перегрузочно-конвейерных комплексов для повышения технико-экономических показателей разработки месторождений открытым способом.

Методология проведения исследований. МДПКК выполняет технологические процессы по следующим последовательностям: отделения горной массы из забоя и подача её в дробилку – дробление – перегрузка дробленой массы на системы конвейеров. При этом, поток горной массы определяет основные параметры и характеристики оборудования МДПКК. В качестве исходных данных принимается расчетная часовая производительность экскаватора, свойства и гранулометрический состав поступающей горной массы.

Сформулируем задачу – разработка методики выбора технологических параметров оборудования МДПКК при известных условиях работы. Сформулируем основные параметры, влияющие на выбор оборудования МДПКК. Определяем оптимальные параметры оборудования, используя комплексные методы исследований, включающие анализ и обобщение исследований в области проектирования карьеров, технологии и комплексной механизации, обобщение производственной и проектной практики.

Анализ и обсуждение. Мобильные дробильные установки состоят из накопительного бункера, дробильного сектора и устройства для непрерывной подачи горной породы на ленточный конвейер. В накопительный бункер горная порода загружается экскаватором, колесным фронтальным погрузчиком или другим аналогичным погрузочным оборудованием.

В дробильном секторе мобильных дробильных установок можно использовать различные типы дробилок, такие как конусная крупного дробления, щековая, конусно-валковая крупного дробления, роторная попутного вращения, роторная встречного вращения, двухвалковая и др.

Наиболее целесообразным для мобильных дробильных установок является применение двухвалковой дробилки, к преимуществам которой относятся малые размеры по высоте, весьма высокая производительность и отсутствие инерционных нагрузок на ходовую часть.

Фирмами «Thyssen Krupp Furdertechnik», ПАО «Новокраматорский машиностроительный завод», «Tenova TAKRAF», «Joy Global», «Metso» и «Kleemann» разработана концепция ЦПТ с использованием полностью мобильных дробильных установок. Инновация заключается в возможности движения техники во время добычи, чем достигается гибкость и мобильность. В комбинации с непрерывно работающими ленточными транспортерами полностью устраняется прежде необходимая перевозка автосамосвалами [6,7].

Использование непрерывно работающей техники по сравнению с циклично работающими автосамосвалами позволяет увеличить производительность, сэкономить энергозатраты и снизить отрицательное воздействие на окружающую среду.

В состав комплексов ЦПТ с полностью мобильными дробилками входит экскаватор типа механическая лопата, мобильная дробильная установка, мобильной межступенной перегружатель, система конвейеров.

Взаимодействие элементов системы МДПКК описывается функциональной моделью рабочих процессов: отделения горной массы из забоя и подача её в дробилку – дробление – перегрузка дробленой массы на системы конвейеров. Поток горной массы определяет основные параметры и характеристики МДПКК как системы «вход – процесс – выход». Вход может быть представлен следующими параметрами: расчетная часовая производительность экскаватора, интенсивность поступления грузопотока, свойства и гранулометрический состав поступающей горной массы.

Процесс – это последовательность операций, выполняемых в производственном цикле, в частности, в подсистемах МДПКК.

Главным показателем МДПКК, характеризующим его технические возможности, является расчетная производительность установки для конкретных условий эксплуатации.

Расчетная производительность установки определяется производительностью подсистем «бункер-питатель-мобильная дробилка и разгрузочный конвейер – межступенный перегружатель – забойный конвейер».

При определении параметров МДПКК необходимо выдержать следующее соотношение:

$$Q_3 \leq Q_{Б-П} \leq Q_{М.Д} \leq Q_{Р.К} \leq Q_{М.П} \leq Q_{З.К} \quad (1)$$

где Q_3 , $Q_{Б-П}$, $Q_{М.Д}$, $Q_{Р.К}$, $Q_{М.П}$, $Q_{З.К}$ – соответственно, расчетные производительности экскаватора, бункера-питателя, мобильной дробилки, разгрузочного конвейера, межступенного перегружателя и забойного конвейера, m^3/h .

Основные параметры, влияющие на выбор оборудования МДПКК. Основные параметры, влияющие на выбор оборудования МДПКК для разработки горных пород данными способами, приведены в табл. 1.

При выборе оборудования МДПКК с учетом влияния параметров, указанных в данной таблице, необходимо руководствоваться структурной схемой, приведенной на рис.2.

В данной структурной схеме видно, что звенья комплексов МДПКК взаимосвязаны.

Например, объем бункера зависит от емкости ковша экскаватора и максимального размера куска горной массы, а ширина полотна питателя от максимального размера куска горной массы и производительности экскаватора. В общем случае должно соблюдаться условие согласно формуле (1).

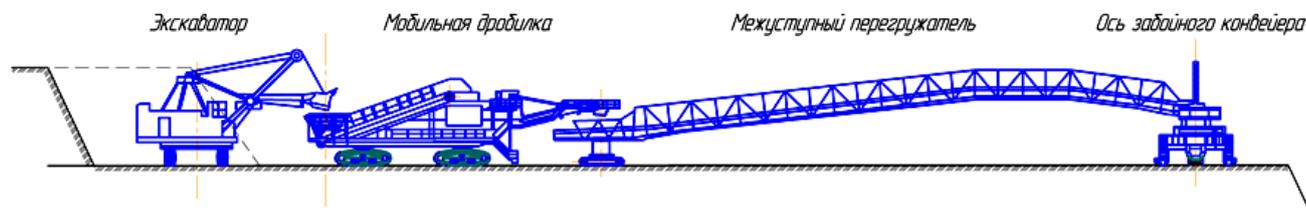


Рис.1. Технологическая схема разработки вскрышных уступов ЦПТс МДПКК

Таблица 1

Параметры, влияющие на выбор оборудования МДПКК

Оборудование	Обозначение	Параметры
Экскаватор циклического действия	$Q_{\text{э}}$ $V_{\text{к}}$ $t_{\text{ц}}$	– производительность, $m^3/ч$; – вместимость ковша, m^3 ; – продолжительность цикла, c^{-1}
Бункер	$V_{\text{б}}$ A B_0 $H_{\text{б}}$	– емкость бункера, m^3 ; – ширина верхней части, mm ; – ширина нижней выпускной части, mm ; – высота, mm
Питатель	$Q_{\text{б-п}}$ $B_{\text{п}}$ $h_{\text{п}}$ $v_{\text{п}}$	– производительность, $m^3/ч$; – ширина полотна питателя, mm ; – высота слоя горной массы, mm ; – скорость движения полотна, m/c
Дробилка валковая	$Q_{\text{м,д}}$ $D_{\text{в}}$ $L_{\text{в}}$ β $n_{\text{в}}$ $b_{\text{з}}$ $b_{\text{в}}$	– производительность, $m^3/ч$; – диаметр валков, mm ; – длина валков, mm ; – угол захвата валков, $град.$; – частота вращения валков, $об/мин.$; – размер загрузочного щели, mm ; – размер выходного отверстия, mm
Разгрузочный конвейер дробилки	$Q_{\text{р,к}}$ $B_{\text{р,к}}$ $V_{\text{р,к}}$	– производительность, $m^3/ч$; – ширина ленты, mm ; – скорость ленты, mm
Межступенчатый перегружатель	$Q_{\text{м,п}}$ $B_{\text{м,п}}$ $V_{\text{м,п}}$	– производительность, $m^3/ч$; – ширина ленты, mm ; – скорость ленты, mm
Забойный конвейер	$Q_{\text{з,к}}$ $B_{\text{з,к}}$ $V_{\text{з,к}}$	– производительность, $m^3/ч$; – ширина ленты, mm ; – скорость ленты, mm

Основные параметры экскаватора. Расчетная техническая производительность экскаватора учитывает условия работы экскаватора в забое и является максимально возможной для данной модели при непрерывной работе в конкретных условиях. Определяется согласно выражениям:

$$Q_{\text{э}} = 3600 V_{\text{к}} \frac{K_{\text{э}}}{n_{\text{цикл}}}, m^3/ч \quad (2)$$

или

$$Q_{\text{э}} = 3600 V_{\text{к}} * \gamma \frac{K_{\text{э}}}{n_{\text{цикл}}}, m^3/ч \quad (2)$$

где $n_{\text{цикл}}$ – теоретическая продолжительность цикла, мин; $K_{\text{э}}$ – коэффициент экскавации, представляющий собой отношение коэффициента наполнения ковша экскаватора коэффициенту разрыхления породы в ковше.

При расчете технической и эксплуатационной производительности экскаватора необходимо учитывать условия забоя и свойства пород, в том числе при различной степени подготовки горных пород взрывом, наличии негабаритов и др. В связи с тем, что в забое имеются неоднородные породы по свойствам, показателям и величине $K_{\text{э}}$, при частом их изменении необходимо учитывать долевое содержание различных пород в забое и находить средневзвешенные значения удельного сопротивления пород копанью $K_{\text{э}}$, продолжительности цикла экскаватора $t_{\text{ц}}$, а также коэффициента качества забоя $K_{\text{к}}$.

Основные параметры бункера-питателя. К основным требованиям, характеризующим работу бункерного устройства, относятся: необходимый технологический объем бункера, его пропускная способность, размеры выпускных отверстий, требования сооружения системы «бункер – питатель».

В мобильных дробильных установках применяется бункер-питатель открытого исполнения, который смонтирован пластинчатым питателем. Наиболее часто бункеры мобильных дробилок в сочетании с питателями выполняются в форме перевернутого обелиска или усеченного конуса. Объем бункера зависит от емкости ковша экскаватора, пребывающего на разгрузке. Объем емкости бункера зависит от геометрических размеров сопровождающих элементов (ковш экскаватора, ширина питателя) и максимальных размеров загружаемого материала.

По условию обеспечения нормального извлечения поступающих грузов из бункера ширина питателя определяется из выражения [8]:

$$B_{\text{п}} = 1,65 * d_{\text{max}}, \quad (3)$$

где d_{max} – максимальный размер куса горной породы, m .

Ширина питателя определяет ширину нижней выпускной части бункера с учетом конструктивных особенностей сопровождающих элементов.

При установке питателя под бункером ширина нижней выпускной части бункера определяется по формуле (рис.3):

$$B_0 = B_{\text{п}} - 2(b - \Delta b), \quad (4)$$

где b – толщина стенки бункера с обшивками, mm ; Δb – зазор между стенками бункера и направляющими полотна питателя, mm .

Геометрический размер верхней части бункера определяется по формуле [9]:

$$A \geq (1,7 - 1,8) \sqrt[3]{V_{\text{к}}}, \quad (5)$$

Данная величина проверяется по условию времени реакции машиниста при остановке и повороте для разгрузки. Время реакции машиниста составляет 0,5-0,8 с.

Угол поворота рукоятки (в данный период) составляет

$$\Delta \beta = \frac{\beta}{t_{\text{нов}}} t_{\text{реак}}, \quad (6)$$

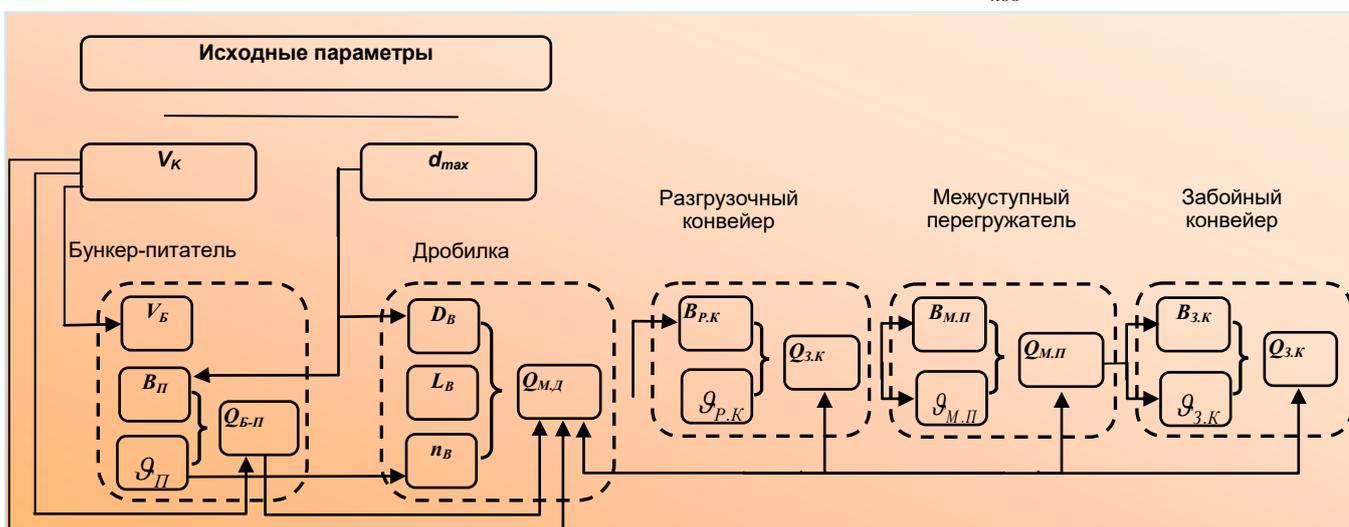


Рис.2. Структурная схема определения влияющих параметров на выбор подсистемы МДПКК

где $t_{пов}$ – время поворота на β градусов, с.
Тогда путь торможения в период $t_{фрак}$ составит

$$\Delta l = \frac{\pi R_p}{180} \Delta \beta, \quad (7)$$

Ширина верхней части бункера ограничивается условием

$$A \geq B_k + \Delta l, \quad (8)$$

здесь B_k – ширина ковша экскаватора.

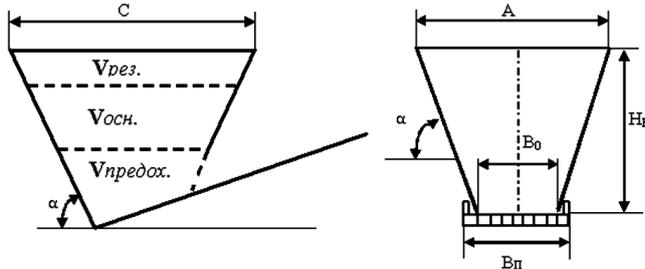


Рис.3. Схема к расчету бункера-питателя мобильной дробилки

Максимальная высота бункера для мобильных дробилок определяется по формуле:

$$H_B = (0,8H_p - e) - h_{опор.конст}, \quad (9)$$

где H_p – максимальная высота разгрузки экскаватора, м;

e – резерв между ковшом и бункером, м;

$h_{опор.конст}$ – высота опорной конструкции, где устанавливается бункер-питатель, м.

Длина верхней части бункера определяется по формуле [9]:

$$C = 2H_B \operatorname{ctg} \alpha + 0,75B_0, \quad (10)$$

Исходя из вышеприведенных геометрических параметров и в зависимости от формы, емкость бункера определяется по методике приведенной в международном стандарте ISO 21873-1-2013 или по конкретной форме бункера.

Общий геометрический объем бункера мобильной дробилки разделяется на следующие части

$$V_B = V_{предох.} + V_{осн.} + V_{резерв.}, \quad (11)$$

где $V_{предох.}$ – предохранительный объем бункера, m^3 ; $V_{осн.}$ – основной объем, необходимый для приема горной массы, m^3 ; $V_{резерв.}$ – резервный объем, характеризующий неравномерностью работы оборудования, m^3 .

Предохранительный объем принимают в зависимости от формы бункера, типа питателя, его угла установки, величины внедрения питателя в бункера, требуемой толщины защитного слоя на питателе и высоты установки контролера-дозатора в выходной части бункера.

Основной объем бункера принимается равным емкости ковша экскаватора.

Резервный объем бункера принимается в пределах 20-30% от общего объема бункера [10].

Производительность бункера-питателя при известной ширине определяется по формуле:

$$Q_{Б-П} = 3600 B_{П} h_{П} V_{П} \gamma \varphi, \quad (12)$$

где $V_{П}$ – скорость извлечения горной массы из бункера питателем; $B_{П}$ – ширина выпускного отверстия бункера, м; $h_{П}$ – высота слоя горной массы, извлекаемой из бункера, м; γ – насыпная плотность горной массы; φ – коэффициент равномерности выпуска.

Основные параметры конвейерных оборудования. МДПКК может включать несколько конвейеров: загрузочный конвейер дробилки, конвейер межступенного перегружателя, забойный конвейер и общий передаточный конвейер для параллельных линий. Все конвейеры, установленные в одну последовательную систему, транспортируют дробленную массу мобильной дробилки.

Требуемая расчетная часовая производительность сопровождающих конвейеров в комплексе определяется из выражения:

$$Q_{i.к} = k_{н.п} Q_{м.д}, \quad m^3/ч, \quad (13)$$

где $k_{н.п}$ – коэффициент неравномерности работы питателя ($k_{н.п}=1,05-1,1$).

К параметрам конвейера, характеризующим производительность, относятся ширина и скорость ленты. При известной расчетной производительности $Q_{i.к}$ и выбранной скорости ленты требуемая ширина ленты конвейера определяется из выражения:

$$B_{i.к} = 1,1 \sqrt{\frac{Q_{i.к}}{k_{y.з} K_{П} v \gamma} + 0,05}, \quad m, \quad (14)$$

где $k_{y.з}$ – коэффициент, характеризующий условия эксплуатации конвейера (принимается для стационарной установки $k_{y.з} = 1,0$, для забойных и полустационарных – $k_{y.з} = 0,88-0,9$); $K_{П}$ – коэффициент производительности; v – скорость ленты конвейеров (выбирается в зависимости от его производительности и ширины, от рода груза и от конструкции роликовых опор. Учитывая работу погрузочных и перегрузочных пунктов, обычно внутри транспортной системы скорость не следует принимать более 6,5 м/с. При транспортировании скальных пород и руд – 2,0; 2,5; 3,15 м/с, при транспортировании угля, рыхлой вскрыши – 3,15; 4,0; 5,0 м/с, для конвейеров с подвесными роликоопорами при транспортировании вскрышных пород можно принять 5,0; 5,5 м/с).

Значение рассчитанной ширины ленты из условия кусковатости транспортируемого груза для открытых разработок, содержащих большие куски до 15% по массе, рекомендуется принимать:

$$B_{i.к} = (2,3 \div 2,5) D_{max}, \quad (15)$$

Из двух полученных значений B выбирается наибольшее.

Основные параметры валковых дробилок. Рассмотрим основные параметры дробильного сектора мобильной дробилки по известной методике. Соотношениями для расчета основных параметров валковых дробилок являются ширина, длина угла захвата, частоты вращения валков и производительность.

Угол захвата в валковых дробилках – это угол β между двумя касательными к поверхности валков в точках соприкосновения с дробимым материалом (рис.4). Кусок материала будет захватываться, если соблюдается условие $\beta \leq 2\varphi$ или $\alpha \leq \varphi$.

Угол захвата у валковых дробилок для нормального дробления не должен превышать двойного угла трения. При коэффициенте трения для реальных случаев $f = 0,30-0,45$, угол трения составляет $\varphi = 16^\circ 40' \div 24^\circ 20'$. На практике для гладких валков принимают $\alpha = 16^\circ \div 24^\circ$, чтобы исключить выдавливание дробимых кусков из рабочей зоны. Зубчатые и рифленые валки обеспечивают лучшие условия захвата, поэтому $\alpha = 20-30^\circ$.

Диаметр валков из условия поступающих максимальных размеров d_{max} кусков можно определить по формуле [6]:

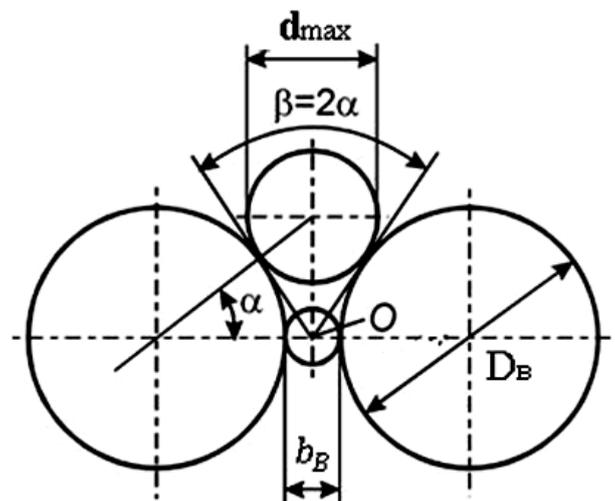


Рис.4. Расчетная схема валковой дробилки

$$D_b = \frac{d_{\max} k - b_B}{1 - k}, \quad (16)$$

Где k – коэффициент захвата (для гладких валков $k = 0,954$, для рифленых $k = 0,92$; b_B – ширина выходной щели, м.

Частота вращения валков n_B валковой дробилки не должна превышать некоторого значения, при котором создаются неустойчивые условия захвата материала и возникают нежелательные колебания нагрузок.

Наиболее благоприятный режим работы наступает при окружной скорости валков $\omega_{\text{опт}} = 3-6$ м/с. Отсюда находится частота вращения валков [11,12]:

$$n_{\text{опт}} = \omega_{\text{опт}} / (\pi D_B), \quad (17)$$

Максимально возможную частоту вращения валков определяют по формуле, предложенной проф. Л.Б. Левенсоном:

$$n_{\text{max}} \leq 102,5 \sqrt{\frac{f}{\rho d D_B}}, \quad (18)$$

где f – коэффициент трения материала о валки (для прочных пород $f > 0,3$, для глин $f < 0,45$); d – диаметр куска исходного материала, м; ρ – плотность измельчаемого материала, кг/м³.

Длина валков определяется по условию обеспечения производительности питателя $Q_{\text{п}}$ или поступающих грузов при известных диаметре валков D_B и частоте вращения валков n_B . Производительность питателя $Q_{\text{п}}$ уравнивается с производительностями дробилки $Q_{\text{д}}$ по условию (1).

Производительность дробилки при частоте вращения вала n_B определяется по формуле [11]:

$$Q_{\text{д}} = 1,25 \pi D_B L_B b_B n_B \mu, \quad (19)$$

где 1,25 – коэффициент, учитывающий возможное расхождение валков при работе; μ – коэффициент, учитывающий степень разрыхленности материала (для прочных материалов $\mu = 0,2-0,3$, для влажных $\mu = 0,4-0,6$).

Из формулы (19) можно определить длину валков:

$$L_B = Q_{\text{д}} / 1,25 \pi D_B b_B n_B \mu, \quad (20)$$

Область применения результатов. Разработанная методика и проектные решения готовы к внедрению на Ангренском угольном разрезе АО «Узбекуголь» и могут быть внедрены в проектных организациях и на угольных разрезах, на карьерах пластовых месторождений и нерудных строительных материалов, ведущих разработку с использованием мобильных дробильно-перегрузочно-конвейерных комплексов. В результате будут созданы возможности по повышению эффективности вскрытия угольных месторождений, снижению затрат на разработку и повышению технологической непрерывности транспортной системы разреза.

Разработана и обоснована методика выбора и расчета технологических параметров комплексов оборудования мобильных дробильно-перегрузочно-конвейерных комплексов при разработке месторождений открытым способом.

Библиографический список:

1. Решетняк С.П. Обоснование и разработка схем циклично-поточной технологии с внутрикарьерными передвижными дробильно-перегрузочными комплексами // Дисс. докт. техн. наук. – Апатиты, 1998. 423 с.
2. Усманов Н.С., Цой И.В., Иркабаев У.У., Насриптинов И.Х., Аннакулов Т.Ж. Опыт внедрения циклично-поточной технологии на вскрышном комплексе разреза Ангренский // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2015. – №1. С. 82-86.
3. Аннакулов Т.Ж. Совершенствование циклично-поточной технологии разработки вскрышных пород в разрезе Ангренский с применением мобильных комплексов. "European Applied Sciences" ORT Publishing. – Stuttgart, Germany, 2015. – №6. С. 58-60.
4. Жиганов П.А. Повышение эффективности функционирования карьерных дробильно-перегрузочных установок / Дисс. ... канд. техн. наук. – Екатеринбург, 2009. 219 с.
5. Mohammad Reza Tavakoli Mohammadi, Seyed Ahmad Hashemi, Farhad Moosakazemi. Review of the in-pit crushing and conveying (IPCC) system and its case study in copper industry <https://www.researchgate.net/publication/270888181>.
6. Ясюченя С.В., Опанасенко П.И., Исайченко А.Б., Рыбак Л.В., Бурцев С.В., Минабаев Р.Р., Супрун В.И., Пастихин Д.В., Радченко С.А., Перельгисн В.В., Левченко Я.В. Проблемы и перспективы циклично-поточной технологии при открытой разработке угольных и рудных месторождений // Рациональное освоение недр [электронный ресурс] : Научно-технический и методический журнал. – М.: Научно-информационный издательский центр «Недра-XXI», 2014. – №3. С. 52-60.
7. Аннакулов Т.Ж. Обоснование необходимости применения мобильных комплексов при вскрышных работах на Ангренском угольном месторождении. Современные проблемы рационального недропользования: Сборник научных статей Республиканской научно-практической конференции. – Ташкент, 2013. С. 286-289.
8. Васильев М.В. Транспорт глубоких карьеров. – М.: Недра, 1983. 197 с.
9. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Книга 1: Производственные процессы. – М.: Изд. URSS, 2019. 341 с.
10. Юдин А.В. Перегрузочные системы комбинированного транспорта. Технические решения и выбор параметров: Учеб. пособие. – Екатеринбург, 1993. 116 с.
11. Лагунова Ю.А. Проектирование обогатительных машин: учебник. – Екатеринбург, 2009. 378 с.
12. Egbe E.A.P., Olugboji O.A. Design, Fabrication and Testing of a Double Roll Crusher. International Journal of Engineering Trends and Technology (IJETT) – Volume 35 Number 11. – May, 2016. Page 511-515. <http://www.ijettjournal.org>

CALCULATION OF TECHNOLOGICAL PARAMETERS OF EQUIPMENT KITS OF MOBILE CRUSHING-OVERLOAD-CONVEYOR COMPLEXES

¹Zairov Sh.Sh., Deputy. Dean of the Mining Faculty, Doctor of Technical Sciences, Associate Professor, sher-z@mail.ru

²Annakulov T.Zh., Senior Lecturer, Department of Mining Electromechanics, a.tulkin1275@yandex.ru

³Kuvondikov O.A., Senior Lecturer, Department of Mining Electromechanics, o.kuvandikov@yandex.ru

¹Sharipov L.O., Senior Lecturer, Department of Extraction and Processing of Ores of Rare and Radioactive Metals, sher-z@mail.ru

¹Navoi State Mining Institute, Navoi, Uzbekistan

²Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Tashkent, Uzbekistan

Abstract

The work substantiates and suggests a method for selecting and calculating the technological parameters of sets of equipment for mobile crushing, reloading and conveyor complexes at open cast mining. The task is formulated to develop a method for selecting the optimal technological parameters of equipments for mobile crushing, reloading and conveyor complexes for specific operating conditions. The initial hourly performance of the excavator, the properties and the particle size distribution of the incoming rock mass are taken as the initial data. The optimal parameters of equipments are determined using complex research methods, including analysis and synthesis of research in the field of quarrying, technology and integrated mechanization, synthesis of production and design practices.

Keywords: cyclic-flow technology, mobile complexes, crushing and reloading-conveyor complexes, mobile crushing plant, roller crusher, productivity.

References

1. Reshetnyak S.P. Justification and development of cyclic-flow technology schemes with intra-career mobile crushing and handling complexes // Diss. ... Dr. tech. sciences. - Apatity, 1998. 423 p.
2. Usmanov N.S., Tsoi I.V., Irkabaev U.U., Nasritdinov I.Kh., Annakulov T.Zh. The experience of introducing cyclic-flow technology at the Angrensky overburden complex // Gorny Vestnik of Uzbekistan. - Navoi, 2015. - №1. pp. 82-86.
3. Annakulov T.Zh. Improvement of cyclic-flow technology for the development of overburden in the Angrensky section using mobile complexes. "European Applied Sciences" ORT Publishing. - Stuttgart, Germany, 2015. - №6. pp. 58-60.
4. Zhiganov P.A. Improving the efficiency of career crushing and handling units / Diss. ... Cand. tech. sciences. - Ekaterinburg, 2009. 219 p.
5. Mohammad Reza Tavakoli Mohammadi, Seyed Ahmad Hashemi, Farhad Moosakazemi. Review of the in-pit crushing and conveying system (IPCC) <https://www.researchgate.net/publication/270888181>.
6. Yasyuchenya S.V., Opanasenko P.I., Isaichenkov AB, Rybak L.V., Burtsev S.V., Minibaev R.R., Suprun V.I., Pastihin D.V., Radchenko SA, Perelygin V.V., Levchenko Ya.V. Problems and prospects of cyclic-flow technology in the open development of coal and ore deposits // Rational exploitation of the subsoil [electronic resource]: Scientific, technical and methodical journal. - M.: Scientific Information Publishing Center "Nedra-XXI", 2014. - №3. pp. 52-60.
7. Annakulov T.Zh. Justification of the need to use mobile systems for overburden operations at the Angren coal deposit. Modern problems of rational subsoil use: Collection of scientific articles of the Republican scientific-practical conference. - Tashkent, 2013. pp. 286-289.
8. Vasilyev M.V. Transportation deep quarries. - M.: Nedra, 1983. 197 p.
9. Rzhnevsky V.V. Open pit mining. Book 1: Production Processes. - M.: Izd. URSS, 2019. 341 p.
10. Yudin A.V. Reloading systems combined transport. Technical solutions and choice of parameters: Proc. allowance. - Ekaterinburg, 1993. 116 p.
11. Lagunova Yu.A. Designing concentrating machines: a textbook. - Ekaterinburg, 2009. 378 p.
12. Egbe E.A.P., Olugboji O.A. Design, Fabrication and Testing of a Double Roll Crusher. International Journal of Engineering Trends and Technology (IJETT) – Volume 35 Number 11. – May, 2016. pp 511-515. <http://www.ijettjournal.org>.

СТАНОК ТОКАРНЫЙ УНИВЕРСАЛЬНЫЙ

HT-250-01
HT-250 M



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



О РОЛИ МАГМАТИЧЕСКИХ ОБРАЗОВАНИЙ ЯХТОНСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ В ФОРМИРОВАНИИ ВОЛЬФРАМОВОГО ОРУДЕНЕНИЯ (Чапылкаянские горы)



Тураев Т.Н.,
директор ГП «Китабский
геологический заповедник»



Акбаров Х.А.,
профессор кафедры «Геология,
поиски и разведка месторожде-
ний полезных ископаемых»
ТашГУ им. Ислама Каримова.,
академик, д.г.-м.н.



Жураев М.Н.,
докторант кафедры «Геология,
поиски и разведка месторожде-
ний полезных ископаемых»
ТашГУ им. Ислама Каримова

Maqolada Yaxton rudasi konining apogranitoid volfram mineralashishidagi magmatik birikmalarning roli ko'rib chiqilgan, ular Yaxt kvarts-diorit-granodiorit, Almalissai gabbro-monzonit-syenit va Janubiy Tyan kompleksining ishqorli bazaltoidiga tegishli.

Chakilkalyan megablokingin markaziy qismining geologik tuzilishi va metallogenizini tushunishda traxidoleritlar va kampto-monxitlarning erta mezozoy shakllanishini tashkil etuvchi, Yaxton rudasi maydonida, shuningdek, Janubiy O'zbekiston va qo'shni hududlardagi qo'shni hududlarda, shuningdek, qo'shni hududlardagi daryolarni hosil qiluvchi gidroksidi-bazaltli magmatizm mahsulotlari muhim ahamiyatga ega.

Tayanch iboralar: volfram, volframning mineralashuvi, konlari, Zarafshon-Oloy, Karatyube-Chaqilqal'on rudasi, Yaxton, aluminosilikat jinslari, metasomatitlar, kvarts dioritlari, rudalarni boshqaruvchi tuzilmalar, maydalash, kataklazalar, diklar, Janubiy Hisor, apogranitoid rudalari, megabl, mineral hisoblanadi.

В статье рассмотрена роль магматических образований в формировании апогранитоидного вольфрамового оруденения Яхтонского рудного поля, которые относятся к яхтонскому кварцево-диорит-гранодиоритовому, алмалысайскому габбро-монзонит-сиенитовому и щелочному базальтоиду южно-тяньшанского комплекса.

Особую значимость для понимания геологического строения и металлогении центральной части Чапылкалянского мегаблока имеют продукты щелочно-базальтового магматизма, составляющие раннемезозойскую формацию трахидолеритов и кампто-мончикитов, образующие на Яхтонском рудном поле единичные дайки, а на сопредельных территориях Южного Узбекистана и дайки, и диатремы.

Ключевые слова: вольфрам, вольфрамовое оруденение, месторождения, Зарафшано-Алайский, Каратюбе-Чапылкалянский рудный район, Яхтон, алюмосиликатные породы, метасоматиты, кварцевые диориты, рудоконтролирующие структуры, дробления, катаклаз, дайки, Южный Гиссар, апогранитоидное, мегаблок, первичный ореол, рудогенный элемент, шеелит, минерал.

Узбекистан является территорией детально изученных многочисленных промышленных месторождений вольфрама скарново-шеелитовой формации (Койташ, Лянгар, Ингичке, Яхтон, Каратюбе, Саутбай и др.). Однако основные запасы этих объектов либо отработаны, либо представлены бедными рудами. Долгие годы продолжались поиски новых объектов скарново-шеелитовой формации, которые позволили выявить лишь рудопроявления, не перешедшие в ранг промышленных месторождений.

Одним из приоритетных направлений геологической петрологии Западного Тянь-Шаня является исследование магматических пород коллизионных и постколлизионных (внутриплитных) геодинамических этапов (гранитоидные комплексы и дайковые образования), с которыми связаны золоторудные, скарново-редкометалльные, сульфидно-редкометалльные, редкоземельные и другие рудопроявления (Даутов, 1974 г.; Мушкин, 1979 г.; Мусаев, 1984 г.; Головки и др., 1991 г., 1998 г.; Хамрабаев и др., 1993 г.; Диваев 1996 г.; Ахунджанов 2013 г.; Каримова 2015 г.; Долимов и др. 2016 г.; Карабаев и др., 2016 г.; Ишбаев и др. 2017 г., 2018 г. и др.).

Мы попытались изучить состав магматических образований, развитых Яхтонским рудным полем и выявить петро- и рудогенерирующую роли их в формировании скарново-редкометалльного (W, Mo) оруденения.

Яхтонское рудное поле находится в северной части Зарафшанского хребта юго-восточной части Чапылкалянских гор и локализовано на контакте слабо эродированного одноименно гранитоидного интрузива с терригенно-карбонатными отложениями каледонского структурного этажа. Является скарново-шеелитовым объектом, где велась добыча шеелитового концентрата [1].

В геологическом строении Яхтонского рудного поля принимают участие магматические образования позднего палеозоя и раннего мезозоя, терригенно-карбонатные и карбонатные образования, в которых размещены гранитоидный шток и дайки разнообразного состава (рис.1).

Разрез полеозойских образований на площади Яхтонского рудного поля с учетом стратиграфической последовательности представляется в следующем виде (по В.Н. Ушакову) [8]:

1. Терригенно-вулканогенная пачка – O₂₋₃;
2. Туфогенно-терригенно-карбонатная пачка – S₁;
3. Доломитовая пачка - S₁₋₂;
4. Известково-доломитовая пачка – S₂;
5. Известняковая пачка - D₁;
6. Кремнисто-карбонатная пачка - D₁₋₂;
7. Кремнисто-терригенная пачка – S₁.

Магматические образования Северо-Чапылкалянской зоны можно разделить на коллизионные гранитоиды, являющиеся средой для более позднего по отношению к ним золото-вольфрамового оруденения и постколлизионные комплексы регионального распространения щелочных габброидов и лампрофиров, связанных с процессами аркогенеза, для которых с золото-вольфрамовым оруденением намечается парагенетическая связь.

К первому типу относятся образования яхтонского кварцево-диорит-гранодиоритового комплекса (C_{3γ}), распространенного в пределах Чапылкалянских гор в виде небольших по размерам интрузивных тел, которые для своего внедрения используют шарьированную структуру, как раму для образования преобладающе меж-и внутриформационных тел. Относящийся к этой группе

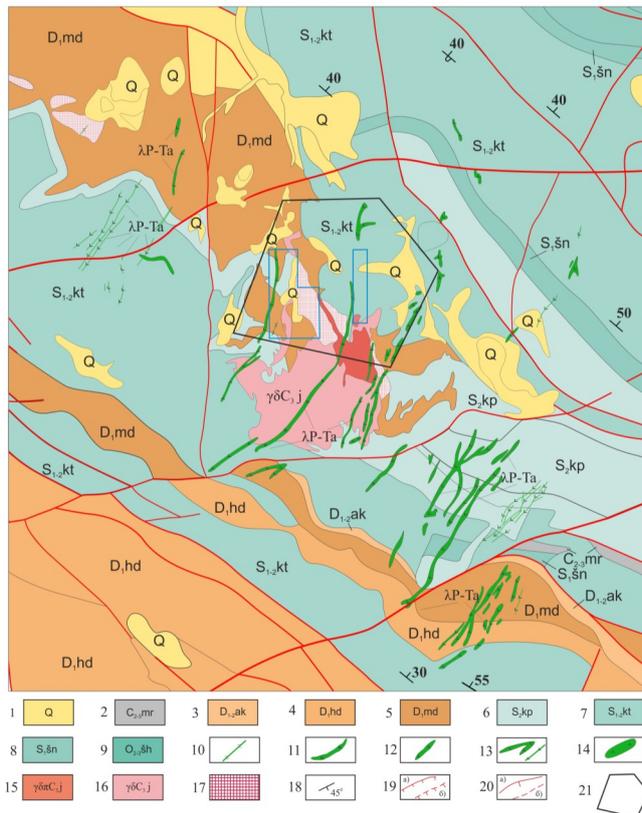


Рис.1. Схематическая геологическая карта Яхтонского рудного поля

1. Четвертичные отложения нерасчлененные. Суглинки, супесь с включением щебня; 2. Каменноугольная система. Средний-верхний отделы нерасчлененные. Маргузорская свита. Аргиллиты, алевроиты аргиллиты, песчаники, гравелиты, сланцы с глыбами, олистолитами и олистолитами карбонатных и кремнистых пород; 3. Нижний-средний отделы. Акбасайская свита. Кремни скреть кристаллические, аргиллиты кремнистые, линзы, прослойки, пропластки известняков шламово-илистых, глинистых, пелитоморфных, мелкообломочных; 4. Нижний отдел. Ходжакурганская свита. Известняки криноидно-детритовые, шламово-илистые, глинистые, желваки, стяжения, линзочки, пропластки кремней; 5. Нижний отдел. Мадмонская свита. Известняки массивные и грубослоистые, афанитовые в основании-желваки, сгустки, а в кровле-пласты и линзы кремней; 6. Верхний отдел. Кутрукская свита. Известняки с доломитовыми включениями, доломитовые и доломитистые известняки, доломиты известковые; 7. Нижний-верхний отделы. Кутрукская свита. Доломиты массивные и грубослоистые, в середине разреза-доломиты ленточные, внизу-линзы и пласты доломитовой конгломератобрекчии; 8. Нижний отдел. Шингская свита. Известняки доломитовые тонкослоистые и линзовиднослоистые с линзами известковистых сланцев, туфитов, кварцевых песчаников и гравелитов, вулканиты и туфы дацит-лларитового состава; 9. Ордовикская система. Средний-верхний отделы. Шахромоновская свита. Песчаники и алевролиты слюдисто-кварцополовошлатовые, аргиллиты алевроитистые, линзы гравелитов, андезитовые порфириты и их туфов; 10. Комплекс щелочных базальтоидов дайки камптодолеритов; 11. Пироксеновые вогезиты; 12. Спессартиты; 13. Керсантиты: а) в масштабе, б) вне масштаба; 14. Диоритовые порфириты, кварцевые диоритовые порфириты, микродиориты; 15. Яхтонский кварцево-диорит-гранодиоритовый комплекс. Гранодиорит-порфиры, адаметлит-порфиры биотит-роговооманковые; 16. Гранодиориты биотит-амфиболовые порфиривидные мелко-, среднезернистые; 17. Минерализованные брекчи интенсивно скарнированные; 18. Элементы залегания пород; 19. Надвиги, взбросо-надвиги: прослеженные (а); предполагаемые (б); 20. Взбросы, сбросы: прослеженные (а); предполагаемые (б); 21. Участок работ

Яхтонский интрузив по геофизическим данным [4] имеет форму наклоненного к югу гарполита.

Образование комплекса произошло в следующей хронологической последовательности [5,6]:

1) мелкозернистые слабо порфиривидные пироксен-амфибол-биотитовые и биотит-амфиболовые кварцевые диориты и кварцевые сиенито-диориты;

2) мелко-среднезернистые порфиривидные биотит-амфиболовые (мезократовые) гранодиориты (главная интрузивная фаза);

3) мелко- и среднезернистые порфиривидные амфибол-биотитовые (лейкократовые) гранодиориты;

4) жильные породы первого этапа: граниты, аплит-граниты, аплиты, пегматиты.

5-7) жильные породы второго этапа: 5) диоритовые порфириты; 6) гранодиорит-порфиры; 7) гранит-порфиры.

Кварцевые диориты и сиенито-диориты встречаются в виде ксенолитов, реже небольших самостоятельных тел. Мезократовые и лейкократовые гранодиориты имеют близкий минеральный состав.

Петрохимические особенности комплекса заключаются:

1) в пониженной кислотности главных типов пород;

2) умеренной железистости (обычно не выше 60%);

3) натри-калиевом подтипе щелочности в большинстве массивов.

Характерно, что мелано- и мезократовые породы яхтонского комплекса на основе количественных минеральных соотношений определяются как существенно плагиоклазовые гранитоиды, но обладают повышенным содержанием калия, фиксируемого в обильном биотите.

Породы яхтонского комплекса имеют отчетливую вольфрамовую геохимическую специализацию. По данным А. Даутова [2] фоновые содержания вольфрама в неизмененных интрузивных породах $2 \cdot 10^{-3} \%$, при средних содержаниях вольфрама в гранитной оболочке литосферы на порядок ниже ($1,7 \cdot 2,2 \cdot 10^{-4} \%$). В породах комплекса установлены также повышенные содержания ванадия, хрома, цинка и меди [5, 6].

Особо необходимо подчеркнуть отсутствие в породах яхтонского комплекса геохимической специализации на золото. Средние содержания золота в породах комплекса ($0,0022 \text{ г/м}^3$) значительно ниже кларковых для кислых пород ($0,0045 \text{ г/м}^3$, А. Виноградов, 1962). Пониженными содержаниями золота характеризуются и общепризнанные его концентраторы (средние содержания в амфиболах $0,0022 \text{ г/м}^3$, в биотитах $0,0049 \text{ г/м}^3$).

В становлении Чапылкалянкой очаговой структуры глубокого заложения выделяются две принципиально различные стадии ее развития. В пределах первой коллизивной стадии ($S_3 - P_1$) процессы магмообразования были локализованы в верхней части коры и завершились формированием автохтонных гранитоидных малых интрузий. На этой стадии происходит последовательная гомодромная эволюция состава магматитов от габбро и диоритов до лейкогранитов и аляскитов, представляющих яхтонский диорит-гранодиоритовый комплекс.

В позднем карбоне происходит внедрение в центральную часть узловой позиции гранитоидов гипабассальной фации глубинности, относимых к яхтонскому кварцево-диорит-гранодиоритовому комплексу.

Поздняя стадия магматизма Чапылкалянского мегаблока дайковая, объединяющая лампрофиры алмалысайского габбро-монцит-сиенитового комплекса (перм-триас) и щелочные базальтоиды южно-тяньшанского комплекса (T_{2-3}).

Основной объем диорит-гранодиоритового комплекса Яхтонского рудного поля занимают биотит-роговообманковые гранодиориты, которыми сложен Яхтонский интрузив с площадью выхода около $0,8 \text{ км}^2$. Интрузив приурочен к дугообразной продольной структуре, служащей осевой частью Ходжадык-Авгайджуманской зоны напряженной складчатости смятия. Магмаконтролирующим оказывается узел пересечения этой структуры с Севакским (субширотным) и Центральным (субмеридиональным) разломами. Указанные разломы предопределили крупные сдвиговые перемещения и флексурный изгиб общей пликативной структуры, в результате которых было создано камерное пространство для интрузива. Его собственное воздействие на вмещающие породы выразилось в устойчивом воздымании антиклинальной складки, в северное крыло которой он внедрялся, образовании поперечных и веерообразных складок с СВ простиранием шарниров, а также проседанием кровли по более древним субширотным и СВ разломам, которые определили его раму. Консолидация массива сопровождалась дальнейшим проседанием пород кровли с возникновением тектонически ослабленных зон и отслоений, субпараллельных поверхности интрузива, заполненных скарновыми и кварцевыми прожилками.

Морфология интрузива в целом приближается к многослойному гарполиту. Корневая часть намечается под СВ углом массива вдоль СВ зоны повышенной проницаемости и трассируется крутопадающей клино-

видной апофизой, дайками основных пород, зонами апогранитов, обилием ксенолитов ранних фаз и поздним штоком гранодиорит-порфиров.

Рама интрузива создана широтными разломами, определяющими северное падение южного и северного контактов под углами 40–70°, и системой СВ и субмеридиональных разломов, залеченных дайками основного состава на востоке и Западной апофизой на западе, определяющих крутые до обратных восточный и западный контакты. Кровля и стенки осложнены многочисленными межпластовыми и межформационными пологими и секущими крутопадающими апофизами, распространенными во вмещающих породах на удалении первых до 50 м, вторых до 200 м от массива. Строение кровли волнистое с логообразными понижениями и волнообразными поднятиями, ориентированными как по падению, так и по простиранию поверхности интрузива. Фациальными разновидностями гранодиоритов являются адамеллиты и порфиroidивные кварцевые диориты. Первые прослеживаются в краевых частях массива прерывистой полосой шириной до 100–150 м и более широкой в южном контакте с доломитами. В северном эндоконтакте адамеллиты практически не проявлены. Контакты с гранодиоритами постепенные на протяжении до первых десятков метров.

В пределах Яхтонского рудного поля породы яхтонского комплекса слагают многофазный Яхтонский интрузив с площадью выхода на поверхности около 0,8 км². В плане штокообразное тело имеет в целом изометричную форму с большим количеством апофиз во вмещающих породах. Морфология интрузива, по данным геофизических исследований Б. Скоробогатова (1982 г.), в целом приближается к многослойному гарполиту. Корневая часть намечается под СВ углом массива вдоль СВ зоны повышенной проницаемости и трассируется крутопадающей клиновидной апофизой, дайками основных пород, зонами апогранитов, обилием ксенолитов ранних фаз и поздним штоком гранодиорит-порфиров.

Магматическая ассоциация комплексов регионального распространения может быть объединена в формацию лампрофиров – щелочных базальтоидов, разделенную на дискретные серии (щелочно-базальт-трахифонолитовую, базанитовую, лампрофировую и пироксен-порфировых трахизабальтов). Серии в свою очередь включают ряд контрастных ассоциаций: трахизабальт-диабазовую (авгитовые трахизабальты, авгитовые микродиабазы, сплюдчатые диабазы), камптонит-мончикитовую (лимбуригиты, амфиболовые камптониты, мончикиты, эссексит-диабазы, шошониты, тейфриты и трахифонолиты), керсантит-вогезитовую (керсантиты, диоритовые порфириты, спессартиты, минетты, пироксеновые вогезиты).

Выделенная группа пород формации лампрофиров – щелочных базальтоидов по ряду признаков имеет региональное распространение. Близкие по химизму и петрографическим особенностям камптониты, мончикиты и лимбуригиты выявлены в Кугитанго-Байсунской и Южно-Гиссарской СФЗ, в Северо-Букантауской зоне, в Северном Нуратау и Ягнобской подзоне Таджикистана.

Сравнительный анализ разнообразных пород внутриплитной стадии Чакылкалянского мегаблока и сопредельных территорий (Северная Нурата, Ягнобская подзона, участки Кугитанг и Кштут) базируется не только на сугубо геологических аналогиях, но и на комплексе петрохимических материалов, распределении малых элементов и акцессорно-минеральном анализе.

Кварцевые диориты и сиенито-диориты встречаются в виде ксенолитов, реже – небольших самостоятельных тел. Мезократовые и лейкократовые гранодиориты имеют относительно схожий минеральный состав.

Нижняя возрастная граница комплекса фиксируется средне – верхнекаменноугольными отложениями маргузорской свиты, верхняя – дайками микрошонкинитов и вогезитов пермо-триасового алмалысайского комплекса. Радиологические данные – 268–309 млн. лет (определения по биотиту и амфиболу, К-Аг метод, ВСЕГЕИ). Учитывая, что в некоторых массивах заметны следы смятия (участие в складчатости), не затронувшего позднекаменноугольные интрузивы Зарафшано-Туркестанского сегмента, возраст яхтонского комплекса принимается как соответствующий началу верхнего карбона [7].

Петрохимические породы Яхтонского интрузива характеризуются умеренной щелочностью ($\text{Na}_2\text{O}+\text{K}_2\text{O}=7,22\%$) и известковистостью,

умеренной железистостью ($f=68\%$) и пониженной кислотностью главных типов пород.

Характерно, что мелано- и мезократовые породы яхтонского комплекса на основе количественных минеральных соотношений определяются как существенно плагиоклазовые гранитоиды, но обладают повышенным содержанием калия, фиксируемого в обильном биотите.

Комплекс немагнитный. Содержание (в г/т): Rb–100–150, Sr– 670–790, S PЗЭ 170–260.

Породы комплекса также отчетливо геохимически специализированы на вольфрам. Гранодиориты главной фазы содержат около 21 г/т вольфрама (12 кларков-концентраций).

Для пород комплекса характерны недонасыщенность SiO_2 и пониженная общая железистость, сочетающиеся с повышенной щелочностью. Породы комплекса несут повышенные (относительно кларков) содержания Pb, Sn, Cr, Ni, иногда Hg.

Комплексы регионального распространения включают сложнопостроенный алмалысайский габбро-монзонит-сиенитовый и южно-тяньшанский комплекс даек субщелочных габброидов и лампрофиров.

Дайки алмалысайского комплекса (перм-триас) встречаются как в пределах Яхтонского рудного поля, так и на сопредельных площадях. Представлены они диоритовыми порфиритами; керсантитам; спессартитами и пироксеновыми вогезитами.

Простирание даек преимущественно северо-восточное, редко северо-западное, единичные дайки широтного направления. Падение крутое (65–80°). Мощность варьирует от 0,2 м до 3 м, протяженность до 3 км. Дайки алмалысайского комплекса секут весь домезозойский разрез, все гранитоидные комплексы и во многих случаях пересекают шарьяжные структуры.

Возраст комплекса определяются следующими соотношениями: его породы прорывают позднекаменноугольные гранитоиды гиссарского и каратюбе – зирабулакского комплексов и пермские субвулканические риолит-порфиры Яккабагских гор. Данные абсолютного возраста (231–270 млн. лет, К-Аг метод, биотит, ВСЕГЕИ) не противоречат представлению о пермо – триасовом возрасте комплекса.

Петрохимические особенности комплекса: недонасыщенность пород SiO_2 и Al_2O_3 ; повышенная щелочность при ведущей роли калия. Общая железистость нарастает от 48% в ранних подразделениях до 76% в поздних.

Тип акцессорной минерализации шеелитовый с апатитом, магнетитом и флюоритом. Содержания акцессорного шеелита в керсантитах и спессартитах 34–36 г/т.

Особую значимость для понимания геологического строения и металлогении центральной части Чакылкалянского мегаблока имеют продукты щелочно-базальтового магматизма, составляющие раннемезозойскую формацию трахидолеритов и камптомончикитов, образующие на Яхтонском рудном поле единичные дайки, а на сопредельных территориях Южного Узбекистана и дайки, и диатремы [6].

Камптониты, кампто-долериты, мончикиты и эссексит-диабазы формации объединены в южно-тяньшанский комплекс даек субщелочных габброидов и лампрофиров ($T_{2,3}$), как комплекс даек и трубок взрыва регионального распространения выделенный И.В. Мушкиным (1977 г.).

Комплекс является наиболее поздним магматическим таксоном района, прорывая все палеозойские его подразделения. Данные по измерению абсолютного возраста в Южном Гиссаре характеризуют интервал времени 223–245 млн. лет, что не противоречит представлению о средне-, верхнетриасовом возрасте, геологически обоснованном на территории Таджикистана [9].

По химизму породы комплекса характеризуются пониженным содержанием кремнезема, глинозема, щелочей (с преобладанием натрия над калием) и повышенным титана, магния и железа. По наличию анальцима и нормативного нефелина породы даек (и диатрем на сопредельных площадях) могут быть отнесены к формации щелочных базальтоидов кали-натровой серии.

Породы комплекса несут повышенные (относительно кларков) содержания Se, Re, As, Ag, W, Mo, Ni, Au (табл.1) и также, как породы ранних стадий магматизма, акцессорно специализированы на вольфрам (содержания шеелита в неизмененных камптонитах – частые знаки).

Распределение рудогенных элементов (g/m) в дайковых образованиях Яхтонского рудного поля

Элемент	Диоритовый порфирит	Керсантит	Спессартит	Вогезит	Камптонит
W	3,44	3,55	2,3	4,61	2,36
Mo	0,32	3,29	0,84	1,82	4,07
Sn	5,0	4,3	2,3	5,8	3,4
Au	0,018	0,006	0,007	0,007	0,006
Ag	0,45	0,62	0,33	0,77	0,35
Cu	16,1	50,7	9,3	28,3	57,0
Pb	29,4	34,7	11,2	38,0	11,3
Zn	67,0	83,8	64,2	76,8	103,6
Cd	0,24	0,25	0,15	0,21	0,15
As	15,4	18,2	16,4	15,5	16,6
Sb	1,9	5,0	3,0	3,0	1,8
Bi	0,041	0,20	0,14	0,22	0,12
Se	0,14	4,11	0,13	1,25	3,16
Te	0,11	0,056	0,068	0,068	0,056
Cr	194	120	147	131	103
V	79	120	130	77	154
Ni	25,8	101	18,5	26,4	144,8
Co	15	23	20	16	42
Re	0,0018	0,0076	0,0012	0,0024	0,0084
U	6,9	2,9	3,3	6,1	3,4
Th	23,2	7,6	7,3	23,1	7,6
Pt	0,014	0,006	0,007	0,018	0,006
Ta	3,14	2,40	2,18	1,65	5,67

* Анализы выполнены в ГП «Центральная лаборатория» Госкомгеологии РУз В.А.Банновым, на масс-спектрометре ICP-MS 7500 Series Agilent Technology, Япония.

Распределение рудогенных элементов (g/m) в дайковых образованиях Яхтонского рудного поля (среднее по 5 анализам для каждого типа даек) приведено в табл. 1.

В дайках различного состава отмечены наличие сквозных элементов с содержаниями, превышающими кларки. Это Te (56–110), Bi (5,9–31,4), Re (8,4–16,9), Ta (1,4–11,3), As (7,7–9,1), Ag (3,2–8,9), W (2,0–3,8), Au (1,7–2,1) – в скобках диапазон значений кларков-концентрации. Большинство из указанных элементов (Bi, Te, W, Au, As, Ag) являются рудообразующими и входят в состав типоморфной продуктивной ассоциации апогранитоидного вольфрамового оруденения.

Дополнительно необходимо отметить сквозное накопление в ряду керсантит–вогезит–камптонит таких элементов как Se (9,6–29,3), Ni (2,0–11,1), Mo (1,2–3,0).

Особое значение для геохимической характеристики описываемого рудного процесса может иметь Se, который рассматривается как геохимический индикатор процессов глубинного магматизма [2] и является характерным элементом глубинных базальтовых и перидотитовых магм.

Приведенные данные могут косвенно свидетельствовать о единстве магмогенерирующего очага при формировании даек лампрофиров и щелочных базальтоидов.

Вольфрамовое оруденение Чакылкалянского мегаблока максимально проявлено на месторождении Яхтон, где оно приурочено к экзо-, эндоконтактной зоне штокообразного интрузивного тела.

Основными породами, вмещающими вольфрамовое оруденение в нижнем ярусе месторождения Яхтон, являются неравномерно-среднезернистые порфиридные биотит-амфиболовые гранодиориты главной интрузивной фазы.

Процесс формирования окolorудного пространства состоит из двух последовательных этапов. На первом этапе, вмещающие оруденение гранодиориты, были подвержены кислотному выщелачиванию, которое сменилось щелочным метасоматозом.

В процессе кислотного выщелачивания основные породообразующие минералы гранодиоритов активно преобразуются, что приводит к выносу из окolorудного пространства целого ряда петрогенных элементов.

В процессе щелочного метасоматоза в новообразованной породе появляется альбит, кальцит, поздний кварц и калиевый полевой шпат.

В процессе щелочного метасоматоза большинство зёрен плагиоклаза замещены облачно-пятнистыми скоплениями несдвойникового мелкозернистого альбита, среди которого распространены микрореликты интенсивно серицитизированного первичного плагиоклаза, реже у некоторых кристаллозёрен плагиоклаза наблюдается кайма альбита. Порфиридные зёрна плагиоклаза почти нацело замещены мелкозернистым кальцитом с мелкими пятнистыми выделениями альбита.

Роговая обманка в основном нацело замещается хлоритом с лейкоксеном, местами с цоизитом, плагиоклаз интенсивно пелитизирован и замещен серицитом, биотит замещается хлоритом с мусковитом и лейкоксеном.

Плагиоклаз в исходной породе образует таблитчатые и изометричные сечения призматических (иногда полигональных) кристаллов 0,5–1,5 мм по длинной оси. В процессе кислотного выщелачивания плагиоклаз интенсивно пелитизирован и пятнисто серицитизирован. Однако процесс выщелачивания развит крайне неравномерно. В отдельных зёрнах серицит составляет на их площадях до 40–45%. В тоже время многие другие его зёрна остались при этом совершенно чистыми [3]. Биотит исходных пород интенсивно замещается хлоритом с мусковитом и лейкоксеном.

Завершающим этапом кислотного выщелачивания в сформированных кремнекислых метасоматитах явилось отложение магнетита и сульфидов (арсенопирита, пирита и пирротина).

Результатом интегрального кремнещелочного метасоматоза явились породы, состоящие из кварца и кальцита, при широком участии калиевого полевого шпата и альбита и локально проявленных эпидота, тремолита, моноклинного пироксена, сфена и апатита.

Метасоматический кварц образует обычно изометричные зёрна не крупнее 0,5 мм, часто группирующиеся в мелкие гнёзда, а также выполняет совместно с калиевым полевым шпатом и редкими зёрнами хлорита по биотиту интерстиции между зёрнами плагиоклаза и роговой обманки. В других участках преобладает кварц с тремолитом, хлоритом и сфеном.

Отдельные участки метасоматитов сложены мелкозернистым кальцитом почти в чистом виде.

Описанная модель формирования окolorудного пространства чётко вписывается в характер и динамику поведения в нём основных петрогенных элементов. В процессе прерудного метасоматоза формируется устойчивый тренд на вынос Na, Al, P и привнос K, Ca, Si

Таблица 2

Модель формирования околорудного пространства и динамика поведения в нём основных петрогенных элементов

Номера зон в околорудном пространстве	Элементы, г/т						
	Na	Mg	Al	P	K	Ca	Fe
Условно фоновые гранодиориты	22799	8860	64827	968	33904	32531	28899
Внешняя зона	20804	9284	62917	932	33637	38910	28745
Удаленная околорудная зона	18775	9633	57827	668	31635	42617	27593
Ближняя околорудная зона	18735	11862	64675	694	30201	54713	33697
Рудно – минерализованная зона	15420	15740	57187	627	22071	82182	43705
Кларк элементов в гранодиоритах	27800	11000	86000	1100	25200	24000	33000

при переменной динамике поведения Mg и Fe. В минерализованных зонах, содержащих вольфраморудные тела, тенденция выноса Na и P усиливается при сохранении уровня выноса Al, и наблюдается существенный привнос Ca, Si, Mg, Fe. Следует обратить внимание на вынос K из минерализованных зон по отношению к вмещающим их околорудным метасоматитам (табл. 2).

Вольфраморудные тела нижнего яруса месторождения Яхтон размещаются в зонах поликомпонентных метасоматитов, сформированных по гранодиоритам.

Рудные тела имеют в основном лентовидную форму при средних мощностях 4–5 м. По простиранию они прослежены на сотни метров.

Главный промышленный компонент руд вольфрам (средние содержания в рядовых рудах 0,3–0,5%, в богатых 1,5–2,0%). Потенциальный интерес могут представлять золото (содержания в отдельных пробах до 3–4 г/т), молибден (до 500–800 г/т), серебро (до 115 г/т).

Основной минерал вольфрама шеелит представлен двумя генерациями – ранней, ассоциирующей с молибденитом и золотом, образующим рассеянную вкрапленность (с отдельными зернами размером 2–3 мм) и гнезда (размером до 0,5–1,0 см в поперечнике). Для поздней генерации шеелита характерна ассоциация с сульфосолями (возможно образованная в процессе телескопирования различных минеральных ассоциаций) и прожилковая форма обособлений (при мощности прожилков от нитевидных до 2–3 мм).

Для шеелита первой генерации характерна ярко-голубая люминисценция, для шеелита второй генерации – голубовато- и желтовато-белая.

В пределах рудоносных зон шеелитовая минерализация сопровождается пирит-арсенопиритовой, сульфосольной (с сочетанием в ней сурьмяно-серебрянных и свинцово-сурьмяных сульфосолей), молибденитовой и галенит-сфалеритовой минеральными ассоциациями.

Важной особенностью рудоносных зон является наличие в них тонких прожилков коричневатого-черного смолоподобного углистого вещества (типа антраколита), выполняющих микротрещины и межзерновое пространство и, по-видимому, фиксирующих в околорудном пространстве привнос ювенильного углерода.

В роли индикаторов минералообразующего процесса выступают селен и теллур, образующие изоморфную примесь в широком спектре рудных минералов.

Полистадийный и дискретный характер рудного процесса с телескопированием в околорудном пространстве продуктов различных стадий формирует сложно-построенное общее ореольное поле рудогенных элементов, имеющее внутреннюю линейную неоднородность.

На первом этапе изучения вольфрамового оруденения нижнего яруса месторождения Яхтон околорудное пространство можно условно разделить на 4 зоны, характеризующихся различными кларками-концентрации (КК) вольфрама и различным поведением основных рудогенных элементов [3].

В целом для всей зоны характерны содержания, превышающие фоновые Bi (807), Te (630), As (38,7), Ag (37,8), Se (28,2), Mo (15,5), W (8,4), Au (6,0) (привнесенные в околорудное пространство на предрудной стадии); содержания, близкие к фоновым – Sn (4,1), Cd (4,0), Cr (3,0), Ba (2,7) Cu (2,6), U (2,6), B (2,0), Pb (1,7) и содержания ниже фона Zn (0,9), Be (0,9), Mn (0,8), Co (0,8), Ni (0,7), Sb (0,6), Li (0,6), Zr (0,5), Nb (0,5), V (0,4).

Рудно-минерализованная зона, содержащая промышленные вольфраморудные тела (с КК $W > 50$), характеризуется существенным привносом Bi (3770), Te (2200), W (544), Au (250), Ag (137), As (165,5); умеренным привносом Se (40), Mo (32), Sn (10), Cu (6,4) Pb (5,4); содержаниями близкими к фоновым U (2,6), Cd (2,5), Cr (2,3), Ba (2,1), B (2,1), Co (2,0), Mn (1,7), Sb (1,7), Zn (1,1), Be (1,0) и выносом Ni (0,5), Zr (0,5), Li (0,4), Nb (0,4), V (0,3) – в скобках указаны кларки-концентрации.

Для вольфрамового оруденения нижнего яруса месторождения Яхтон обобщённый ряд относительной интенсивности имеет вид Bi-Te-W-Au-Sb-As-Ag-Se-Mo-Sn-Cu-Be-U-Cd-Cr-B-Ba-Co-Mn. Первые 9 элементов рассматриваются как типоморфный геохимический комплекс объекта.

Распределение первичных ореолов основных рудогенных элементов иллюстрируется на примере разреза, представляющего центральное типовое сечение нижнего яруса участка Северный месторождения Яхтон (рис. 2).

Наиболее интенсивные ореолы в околорудном пространстве нижнего яруса месторождения Яхтон образуют элементы, входящие в типоморфную ассоциацию вольфрамового оруденения [3].

Морфология ореолов в целом отражает строение минерализованных зон и их существенную внутреннюю неоднородность.

Устойчивые связи (значимые на уровне 5%) в корреляционных графах образуют блоки: V-Pb-W-Li; Bi-Au-Te; Ag-Sb-Cu; Pb-Sb-As-Te; Cu-Ni-V-Cr-Zn.

Анализ корреляционных связей между элементами позволил выявить следующие закономерности:

- нахождение W в едином блоке с элементами «мафитовой» группы (V, который, в свою очередь проявляет тесные связи с Cr и Ni) и «гранитоидной» группы (Li, Pb) может свидетельствовать о различных источниках рудного вещества и полигенности объекта;
- отсутствие корреляционных связей Mo с рудогенными элементами доказывает рассеянный характер ранней молибденитовой минерализации в зоне рудоносных метасоматитов;
- различные ассоциативные цепочки с центральным положением в них Sb подтверждают наличие в минерализованных зонах двух типов сульфосолей – сурьмяно-серебряной с медью и сурьмяно-свинцовой с мышьяком и теллуrom, являющихся индикаторами заключительных стадий минералообразования;
- различное положение в корреляционных графах W и Au подтверждает их автономность при формировании рудного пространства и возможность выявления обособленных редкометалльных и золотопродуктивных рудных тел.

Полигенность и полихронность объекта определяется совмещением в рудном поле гранитоидов, лампрофиров и щелочных базальтоидов геохимически и минерально-акцессорно специализированных на вольфрам и являющихся источниками привноса этого металла в рудное пространство в течение длительного времени, начиная с верхнего карбона и заканчивая верхним триасом.

Поздний импульс привноса вольфрама связан с формированием щелочных базальтоидов (T_{2-3}) и фиксируется в оруденелых дайках алмалясайского комплекса (пермь-триас). В разных частях Чакылкальского мегаблока выявлены метасоматически окварцованные, кальцитизированные и калишпатизированные керсантиты и спессартиты с повышенными (0,01–0,19%), а местами и высокими (1,0–1,2%) содержаниями триоксида вольфрама.

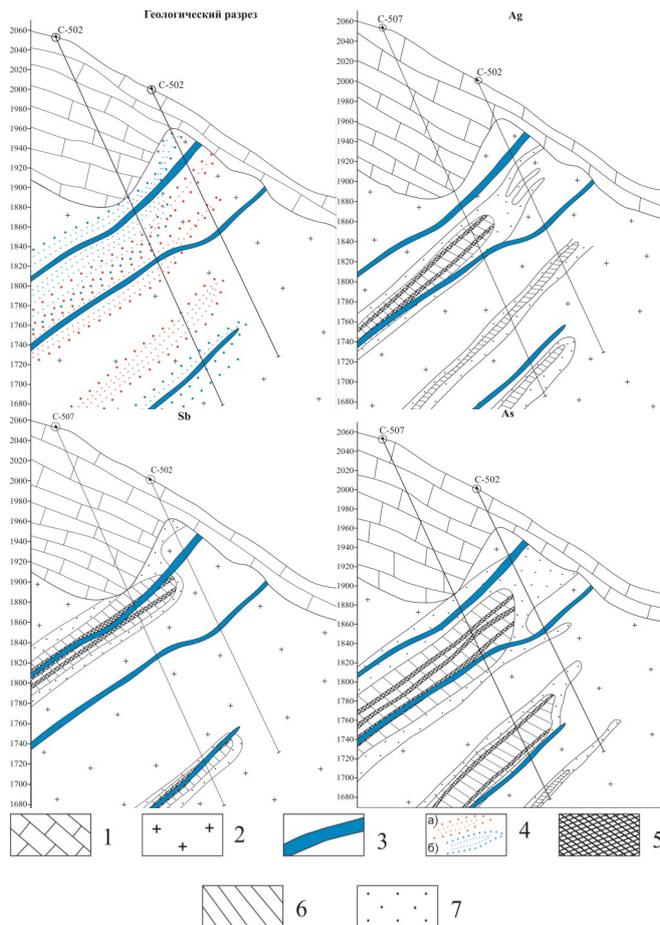


Рис.2. Распределение первичных ореолов основных рудогенных элементов: 1. Карбонатные породы рамы Яхтонского интрузива; 2. Гранодиориты главной фазы Яхтонского комплекса; 3. Вольфраморудные тела; 4. Зоны минерализации: а) пирит-арсенопиритовой, б) сульфосолюй. 5. Содержание элементов, г/т: – W – 100-1000, As – 150-500, Ag – 50-250, Sb – 30-100; 6 – W – 50-100, As – 50-150, Ag – 15-30, Sb – 10-30; 7 - W – 20-50, As – 10-50, Ag – 1-5, Sb – 3-10

Пространственное совмещение малой гранитоидной интрузии и дайковых образований верхнепалеозойского и раннемезозойского возраста вероятно обусловлено унаследованностью путей пере-

мещения магматических расплавов с формированием гранитоидов в периферических камерах на ранних этапах формирования геологического пространства и образованием многофазного дайкового ареала (роя) на поздних этапах.

В контуре ареала также выявлены флюидно – взрывные брекчи, образующие линзовидные и изометричные тела и вероятно являющиеся фронтальной частью магматической колонны.

Брекчи представлены угловатыми и изометричными обломками темно-серых доломитов, серых и белых мраморов, роговиков и гранодиоритов. Цементом брекчи иногда служат гранодиорит-порфиры.

Образование брекчи, вероятно, связано с мощным газовым выбросом после становления интрузии гранодиоритов, обусловленным попаданием глубинных магм в условия небольших глубин, при которых магма приобретает свойства перегретой и пересыщенной летучими компонентами жидкости.

По вышеприведённым данным можно сделать следующие выводы:

- на основе проведённого анализа создан и апробирован ряд геохимических коэффициентов, фиксирующих контрастные значения различных частей окорудного пространства.

- апогранитоидное вольфрамовое оруденение Чакылкалянского мегаблока приурочено к ареалу с пространственной совмещенностью продуктов гранитоидного, лампрофирового и щелочно-базальтового магматизма.

- установлены два источника рудного вещества, связанные со становлением коллизионных гранитоидов и продуктов внутриплитного магматизма.

- наличие в раннемезозойских дайках ксенолитов верлитов, перцолитов и пироксенитов, являющихся продуктами мантийного магматизма; повышенные содержания в дайках таких малых элементов как Re и Se; широкая вовлеченность в рудный процесс Mg, Fe и углерода, а также сквозная геохимическая и минерально-акцессорная специализация на вольфрам магматических образований в ряду гранитоиды – лампрофиры – щелочные базальтоиды позволяют предполагать процессы, происходящие в подкоровых условиях, приводящие к прорывам мантийного субстрата и формированию гипоглубинных (транзитных) флюидопотоков, несущих вольфрам и другие рудогенные элементы в верхние этажи литосферы.

- особую значимость для понимания геологического строения и металлогении центральной части Чакылкалянского мегаблока имеют продукты щелочно-базальтового магматизма, составляющие раннемезозойскую формацию трахидолеритов и кампто-мончикитов, образующие на Яхтонском рудном поле единичные дайки, а на сопредельных территориях Южного Узбекистана и дайки, и диатремы.

Библиографический список:

- 1.Бородин Л.С., Лашин А.В., Пятенко И.К. Петрология и геохимия даек щелочно-ультраосновных пород и кимберлитов. – М.: Наука, 1976. 256 с.
- 2.Даутов А. Минералого-геохимические критерии условий формирования и потенциальной рудности Кошрабадского и Яхтонского интрузивов (Западный Узбекистан) // Автореферат дисс. к.г.-м.н. – Ташкент.: ИГГ АН РУз, 1974. 46 с.
- 3.Диваев Ф.К., Юдалевич З.А. Фацально-формационный анализ интрузивных (гранитоидных) образований Западного и Южного Узбекистана в свете их рудности за 1980-84 гг. Фонды ГУП «Гиссаргеология», 1984. 137 с.
- 4.Жураев М.Н., Тураев Т.Н. Новые типы вольфрамового оруденения Каратюбе-Чакылкалянского рудного района // Горный вестник Узбекистана. 2017. № 3. С. 63–67.
- 5.Раскин В.Е., Жураев М.Н. Особенности локализации скарново-шеелитового оруденения Каратюбе-Чакылкалянских гор // Актуальные проблемы геологии, геофизики и металлогении: Республиканская научно-практическая конференция. – Ташкент, 2017. С. 273–276.
- 6.Рудные месторождения Узбекистана / под ред. Н.А. Ахмедова. – Ташкент: ГИДРОИНГЕО, 2001. 611 с.
- 7.Скоробогатов Б. Отчет о результатах гравиметрической и магнитной съемок м-ба 1:50000 на площади 700 кв.км в Чакылкалянских горах с целью глубинного геологического картирования и выявления структурных позиций, благоприятных для локализации месторождений вольфрама и др. полезных ископаемых за 1977-82 гг. Фонды ГУП «Гиссаргеология», 1982. 117 с.
- 8.Ушаков В.Н. Металлогения вольфрама Западного Узбекистана // Т.: Фан. 1991 г. 182 с.
- 9.Хамрабаев И.Х. и др. Факторы формирования и критерии прогноза вольфрамового оруденения Южного Тянь-Шаня // Т.: Фан. 1984 г. 208 с.

ON THE ROLE OF MAGMATIC FORMATIONS OF THE YAKHTON ORE FIELD IN THE FORMATION OF TUNGSTEN ORE MINERALIZATION (Chakyllyane Mountains)

¹Turaev T.N., director of the state enterprise "Kitab geological reserve", j.mexroj@yandex.ru

²Akbarov Kh.A., Professor of the Department "Geology, prospecting and exploration of mineral deposits", Academician, Doctor of Geological and Mineralogical Sciences, Khakbarov@rambler.ru

²Zhuraev M.N., PhD student of the department "Geology, prospecting and exploration of mineral deposits", T.Turaev@ehat.uz

¹Of the state enterprise "Kitab geological reserve", Kitab, Uzbekistan

²Tashkent State Technical University, Tashkent, Uzbekistan

Abstract

The article deals with the role of quartz-diorite-granodiorite rhyolite, gabbro-monzonit-syenite composition and southern Tyan-Shan complexes containing alkaline basalts, the role of magmatism in the Yachtan ore field in the formation of apogranitoid tungsten dehydration.

In the early Mesozoic form, formed in the form of dykes and dithroids, in the south of Uzbekistan, as well as in the south of Uzbekistan, the alkaline-basaltic solution of magmatism, which is a trachidolerite and campto-monarchy, is considered as an important factor in the understanding of the metallogenic and geological structure of the central part of Chkalkalon megablock.

Keywords: tungsten, tungsten ore, quarry, Zarafshon-Alay, Karatepa-Chkalkalon ore region, Yachtan, aluminum rocks, metasomatites, quartz diorites, ore controlling structures, crushed, cataract, duck, South Xisor, apogranitoid, megablock, primary oreol, rudogenous element, sheelite, mineral.

References

1. Borodin L.S., Lashin A.V., Pyatenko I.K. Petrology and geochemistry of alkaline-ultrabasic dikes and kimberlites. - M.: Science, 1976. 256 p.
2. Dautov A. Mineralogical and geochemical criteria for the conditions of formation and potential ore potential of the Koshrabad and Yakhton intrusions (Western Uzbekistan) // Abstract of Diss. Ph.D. - Tashkent.: IGG AS RUz, 1974. 46 p.
3. Divaev FK, Yudalevich Z.A. Facial-formational analysis of intrusive (granitoid) formations of Western and Southern Uzbekistan in the light of their ore content in 1980-84. Funds of the Gissargeologia State Unitary Enterprise, 1984. 137 p.
4. Zhuraev M.N., Turaev T.N. New types of tungsten mineralization of the Karatyube-Chakylkala ore region // Gorniy Vestnik of Uzbekistan. 2017. No. 3. pp. 63-67.
5. Raskin V.E., Zhuraev M.N. Peculiarities of localization of the skarn-Scheelite mineralization of the Karatyube-Chakylkala mountains // Actual problems of geology, geophysics and metallogeny: Republican scientific-practical conference. - Tashkent, 2017. pp. 273-276.
6. Ore deposits of Uzbekistan / ed. ON. Akhmedov. - Tashkent: GIDROINGEO, 2001. 611 p.
7. Skorobogatov B. Report on the results of gravimetric and magnetic surveys of a 1: 50,000 mine on an area of 700 sq. Km in the Chakyl-Kalyan Mountains for the purpose of deep geological mapping and identifying structural positions favorable for the localization of tungsten deposits and other minerals for 1977-82 Funds of the Gissargeologia State Unitary Enterprise, 1982. 117 p.
8. Ushakov V.N. Metallogeny of tungsten in Western Uzbekistan // T. Fan. 1991, 182 p.
9. Khambrabaev I.Kh. et al. Formation factors and forecasting criteria for the tungsten mineralization of the Southern Tien Shan // T. Fan. 1984, 208 p.

СТАНОК УНИВЕРСАЛЬНЫЙ КОНСОЛЬНО-ФРЕЗЕРНЫЙ

НФ-1200





Государственное предприятие НГМК
Производственное объединение
"Навийский 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



ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ В ПРОЦЕССЕ ОПЫТНЫХ РАБОТ ПРИ ПОДЗЕМНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ УРАНА

Tajriba maydonchasining texnologik parametrlarini o'rganish jarayonida ruda oralig'i to'liq (maksimal) yadro namunalari bilan qazib olindi va shu tariqa bitta quduqdan 16 ta yadro namunalari olindi, o'rtacha 1 ta qalinlikdagi rudali intervaldan bitta namunadan namuna olish uchun vizual usul ishlatilgan. Laboratoriya prototip 2 qismga bo'lingan: bir qismi filtratsiya koeffitsientining qiymatini aniqlash uchun, ikkinchisi alevopelitlarning tarkibini aniqlash uchun ishlatilgan, ingichka, loy bilan bog'lovchi.

Tanlangan materialni o'rganishda ular mineralogik tadqiqotning an'anaviy usullari sifatida ishlatilgan - binokulyar taqlikdagi tog 'jinslarini xarakterlash va tavsiflash, minerallar, ularning hamrohlar, qum va loy fraksiyasining eng muhim yordamchi minerallari, mikroskop ostida immersiyada minerallarni o'rganish va tavsiflash (yarim miqdoriy mineralogik tahlil).) engil va og'ir fraksiyalar, shuningdek ixtisoslashtirilgan tadqiqot usullari - rentgen fazasini tahlil qilish loy va biriktirilgan minerallarning tarkibi va miqdorini aniqlash uchun, rudali elementlar majmuasini miqdoriy aniqlash uchun induktiv bog'langan plazma bilan massali spektral tahlil, 6 elementning miqdoriy rentgen-floresan tahlillari.

Tayanch iboralar: uranning miqdori, sust o'tkazuvchi yotqiziqlar, ma'dan qatlami, namuna monoliti, reaksiya, suv sathini kamayishi.

В процессе изучения технологических параметров опытного участка, рудный интервал бурился с полным (максимальным) отбором керна и таким образом, из одной скважины было отобрано 16 образцов керна, в среднем по одному образцу из рудного интервала мощностью ~ 1 м. В основе отбора использовался визуальный метод. В лаборатории опытный образец разделялся на 2 части: одна часть использовалась для определения величины коэффициента фильтрации, другая – для определения содержания алевропелитов – тонкого, глинистого связующего материала.

При изучении отобранного материала применялись как традиционные методы минералогических исследований – характеристика и описание пород под бинокляром, полный полуколичественный минералогический анализ с детальным описанием минералов, их спутников, важнейших акцессорных минералов песчаной и глинистой фракции, изучение и описание минералов в иммерсии под микроскопом (количественный минералогический анализ) легкой и тяжелой фракции, так и специализированные методы исследований – рентгеноструктурный фазовый анализ для определения состава и количества глинистых и сопутствующих минералов, масс-спектральный анализ с индуктивно связанной плазмой для количественного определения комплекса рудных элементов, количественный рентгено-флуоресцентный анализ 6-ти элементов.

Ключевые слова: содержания урана, слабопроницаемые залежи, рудный горизонт, керновой монолит, реакция, понижения, подземных вод.

Проведены исследования по отработки урановых месторождений Кетмончи для первого рудного узла которые долгие годы были занесены в технологический забаланс из-за слабопроницаемых залежей. Для отработки этих залежей требуется новый инновационный подход при подземном выщелачивании (ПВ) урана, эти месторождения считались непригодными для отработки запасов, не представлялся возможным их низкий дебит откачных скважин, постоянно приходилось прокачивать, частое изнашивание глубинных насосов привели замедление в процесс подземного выщелачивания урана. Благодаря бурному развитию социальной сферы Республики Узбекистан развиваемая физико-химическая геотехнология представляется весьма перспективным направлением и перед учеными отработать слабопроницаемые залежи. По этому создание новых технологий имеет огромное значение в области науки физико-химические процессы горного производства.

Лабораторные исследования процесса подземного выщелачивания урана из слабопроницаемых руд проводились в лаборатории на образцах керна – монолитов в количестве 16 шт с ненарушенной структурой и групповых пробах руд.

Керны отбирались в пределах всей рудоносной зоны, включая верхний и нижний водоупор. Выход керна по скважине составил в среднем 80-90%. Основа кернового материала характеризуется верхней частью сеномана над учкудукским горизонтом. В породе содержался углефицированный глинистый песчаник на глинистом цементе черного цвета с линзами конгломератов на карбонатном цементе, поступило 16 образцов руд и вмещающих пород из скважины, из которых изучены гранулометрического, химического и минералогического анализов, определялись кислотоёмкость и пористость пород, коэффициент фильтрации, объёмный и удельный вес, кинетика извлечения урана в раствор при различных условиях. Различными видами анализа охарактеризовано 16 проб руд и вмещающих пород. Фильтрационные свойства, пористость, объёмный и удельный вес, гранулометрический и минералогический анализы проведены в химической лаборатории.

С целью уточнения морфологии рудных тел и локализации уранового оруденения по типам руд по району опытного участка отстроены технологические разрезы с использованием данных разведочных технологических скважин.

В настоящее время применяются два способа получения данных необходимых для проектирования предприятий по отработке месторождения методом подземного выщелачивания урана с помощью опытных полигонов и лабораторных исследований на керновых пробах. Оба этих способа дополняют, но не исключают друг друга. Первый способ более трудоемкий и дорогой. Продолжительность его обычно составляет 1–2 года. Получаемые же этим способом данные отвечают геологическим и гидрогеологическим особенностям опробованного участка и режиму эксплуатации. В практике подземного выщелачивания нередки случаи, когда на опробованных соседних участках получали совершенно различные результаты. Поэтому обычно проводится пересчет полученных данных в соответствии с усредненными параметрами месторождения и опытного полигона. Лабораторные исследования на керновых пробах осуществляются в обязательном порядке с целью определения основных закономерностей формирования и особенностей фильтрации растворов. Скважины для получения керна рекомендуется бурить по возможности без применения глинистого раствора, например, с двойной колонковой трубой.

Пробы должны тщательно отбираться при максимальном выходе керна и полно представлять геологический разрез продуктивного водоносного горизонта месторождения. Путем объединения идентичных по вещественному и гранулометрическому составу керновых проб получают несколько технологических проб, характеризующих основные литолого-фильтрационные типы пород и руд.

Лабораторные исследования совместно с данными разведки месторождения и опытных гидрогеологических работ должны дать материал, необходимый для предварительных расчетов основных технологических параметров процесса и экономической целесообразности отработки месторождения способом подземного выщелачивания урана из слабопроницаемых руд. В дальнейшем расчетные данные апробируются и уточняются на опытном полигоне и опытно-эксплуатационном участке.

Экономически выгодным является извлечение урана из проницаемых руд при так называемом «фильтрационном» (по 1 классификации В.А. Приклонского) выщелачивании, где в

Ахадов Х.Р.,
главный геолог РУ-5 НГМК



Аликулов Ш.Ш.,
доцент кафедры «Добычи
руд редких и радиоактивных
металлов» НГИИ, к.т.н.



массопереносе вещества преобладает фильтрация. «Диффузионное» выщелачивание из слабопроницаемых руд может использоваться попутно с отработкой песчаных руд.

Помимо коэффициента фильтрации руды, большое значение имеет и проницаемость пород всего водоносного горизонта, участвующего в движении продуктивных растворов. Коэффициент фильтрации водоносного горизонта один из важнейших показателей, определяющих дебиты эксплуатационных скважин и время отработки месторождения, от которых зависит экономика процесса. Опыт подземного выщелачивания показывает, что коэффициент фильтрации водоносного горизонта (определяется обычно опытными откачками) должен быть, во всяком случае, не менее 1-0,5 м/сут (оптимальное значение 5-15 м/сут). Следует подчеркнуть, что классификация пород по проницаемости, принятая в гидрогеологии, отличается от классификаций, часто используемых геологами при описании керна скважин и основанных на преобладании той или иной фракции. Так, например, порода, содержащая 60% песчаной и 40% глинистой фракции, может быть названа глинистым песком, в то время как по фильтрационным свойствам она должна быть отнесена к глинам (так как при содержании глинистой фракции <0,005 мм свыше 30% породы практически непроницаемы). В настоящее время принято считать непригодными для целей подземного выщелачивания из-за слабой проницаемости песчано-глинистые отложения с содержанием фракции менее 0,05 мм свыше 20%.

Для правильного разделения проницаемых и непроницаемых литологических разностей необходимо отбирать керновые пробы пород и руд на гранулометрический состав. По результатам анализов гранулометрического состава можно в известной мере судить об относительной проницаемости пород и руд.

Мощность глинистых слоев и характер распределения металла могут быть различными. Оба эти фактора существенно влияют на извлечения металла в фильтрационный поток. В случае приуроченности к контакту с песком металл извлекается значительно легче (градиент концентраций выше, длина пути меньше), чем из внутренней части мощных глинистых слоев.

Обработка керновой пробы и геологическая документация.

В процессе изучения технологических параметров опытного участка рудный интервал бурился с полным (максимальным) отбором керна. Таким образом, из одной скважины было отобрано 16 образцов керна. В среднем по одному образцу из рудного интервала мощностью ~ 1 м. В основе отбора использовался визуальный метод после зачистки поверхности столбика керна от бурового раствора. В лаборатории опытный образец разделялся на 2 части: одна часть использовалась для определения величины коэффициента фильтрации, другая – для определения содержания алевропелитов – тонкого, глинистого связующего материала.

Основным исследуемым объектом геологической документации на месторождении Кетмончи является геологоразведочная скважина № 3. Документация буровых скважин осуществлялась по керну, выход которого обеспечивался полным отбором керна. В состав работ по документации керна входит его описание, фиксация места изъятия керновых проб, монолитов и образцов, а также гамма-промер керна.

Геологическая документация разделялась по оформлению на 2 части первичную и сводную. К первичной документации относились полевая книжка геолога от ЦГРП ГРЭ НГМК, журнал опробования керна скважин и пас-порт скважины.

На месторождении Кетмончи была пробурена геологоразведочная скважина глубиной 90 м, из которого отбирали керн монолитов в количестве 16 шт. различной длины (20-40 см) диаметром 90 мм. Данный керновый материал использовался в лабораторных условиях для определения значений Кф и содержания примесей алевролитов. Определение этих параметров проводилось по стандартным методикам, применяемым в гидрогеологии и инженерной геологии.

Перед отбором монолитов керн очищали от бурового раствора.

Полевой журнал геологической документации скважин являлся основным первичным документом, в котором фиксировались:

– описание керна и его зарисовка с указанием номера залежи

отбора и номеров керновых проб, монолитов, образцов и результатов гамма – промера керна. При помощи радиометра СРП-88 результаты регистрировались в журнале опробования;

– результаты гамма - промера с разделением интервала отбора керновых проб.

Паспорт скважины (графическое приложение) являлся основным первичным документом, который составлялся с использованием всех данных, зафиксированных в журнале документации, в журнале опробования, а также данных по всем видам каротажа скважины. Паспорт скважины служил основой для построения геологических разрезов. По всем скважинам составлялся ГТН для изучения литологической части разреза, интервала рудовмещающего горизонта (с частичным прихватом подстилающего и перекрывающего горизонтов) в масштабе 1:50.

Проектируемый опытный участок был частью залежи № 8 и располагался на левом борту Кетмончи-Сая. Поверхность участка имела незначительный уклон (0,03)° в северо-запад в сторону Кетмончи-Сая. Абсолютные отметки его изменяются от 475 до 495 м.

Геологический разрез представлен преимущественно глинистыми и песчано-гравийными породами турона, сеномана, альба и неоком-апта, моноклинально залегающими на размытой поверхности гранитного интрузива. Слои осадочного чехла полого (5-8°) погружаются на юго-запад (аз. 240-250°) и осложнены разрывными нарушениями субширотного простирания.

Опытный участок расположен в пределах структурного блока, ограниченного с севера Кетмончинским разломом, с юга – разломом, оперяющим Большой Кетмончинский. Амплитуда смещения по ним не превышает 10 м. Эти разломы не нарушают рудную залежь. Непосредственно через залежь № 8 проходит затухающий здесь Центральный взброс с амплитудой смещения менее 5 м. Рудные тела приурочены к отложениям неоком-апта и сеномана. Оруденение локализуется преимущественно в глинах, реже в песках песчаниках. Основными урановыми минералами являются урановые черни. Руды представлены гравийно-песчаным (35,8%), алевритистым (14,2%) и глинистым (50%) типами. По гидрогеологическим и инженерно-



Рис. 1. Геофизическое исследование геологоразведочной скважины в процессе изучения комплексного каротажа

Таблица 1

Распределение общего объема бурения

Категория глубины	Объем каротажа, м ³	Количество скважин, шт.	Средняя глубина, м	Количество рудных скважин, шт.	Количество керна, шт.
1-2	180	1	90	1	16

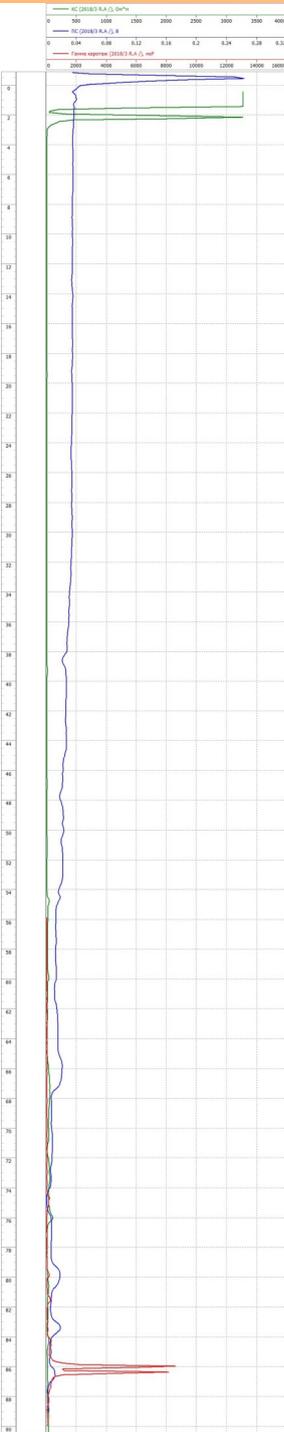


Рис. 2. Схема каротажа исследуемого объекта

±5°. Первый замер выполнялся на 2-3 м выше забоя. Через каждые 5-10 точек осуществлялось контрольное измерение в точке на 1 м выше основного замера.

Кавернометрия производилась с помощью каверномера КМ-2. Кавернограммы регистрировались в масштабе глубин 1:200. Скорость подъема прибора зависела от технического состояния скважин.

Электрокаротаж методом сопротивлений (КС) и методом ПС выполнялся с целью литологического расчленения пород и выделения среди них проницаемых и непроницаемых разностей (рис.2).

Таблица 2

Определение удельного и объемного веса пород и расчетная пористость

Литологический тип	Количество образцов		Коэффициент фильтрации, м/сут	Пористость, %	Объемный вес, г/см ³
	Не фильтруемых	Фильтруемых			
Гравелиты	2	4	0,0-3,7	15,7-37,8	1,8-2,2
Пески	27	38	0,0-0,5	11,9-34,8	1,8-2,2
Алевриты	15	1	0,0-0,02	Не опр.	1,8-2,2
Глины	2	0	<0,0001	Не опр.	1,75-2,42

геологическим условиям залежи наиболее целесообразно обрабатывать способом подземного выщелачивания, являющегося по сравнению с открытым и подземным способами единственно доступным и экономичным.

Геофизические исследования геологоразведочных скважин.

В задачи геофизических работ входили:

- определение глубины залегания мощности рудоносных пластов и содержания в них полезного компонента;
- литологическое расчленение разреза;
- выделение в разрезе высокопористых проницаемых пород;
- контроль над техническим состоянием скважин.

Поставленные задачи проектировались и решались комплексом геофизических исследований: гамма-каротажом (ГК), электрокаротажом КС (градиент и потенциал-зондом), методом ПС (рис.1).

Распределение общего объема бурения по классам глубин и количество скважин с керном приведены в табл. 2.

Гамма-каротаж производился по всему стволу скважины. Общий объем каротажа составлял 180 м и выполнялся с использованием каротажной станции аппаратурой РСКУ в соответствии с «Инструкцией по гамма-каротажу». Масштаб записи по всему стволу скважины составлял 1:200 со скоростью не более 300 м/ч, а при детализации – со скоростью не более 75 м/ч. Длина интервала детального каротажа составляла 20 м. Объем контрольного каротажа составлял 5% от объема основного каротажа с допустимой погрешностью не более ±7%.

Инклометрия производилась от забоя до устья скважины с шагом 20 м с помощью инклометрии ИК-2 с точностью измерений зенитного угла ±30°, азимутального угла –

По кривой КС выделялись все стратиграфические ярусы и горизонты, более детальное расчленение пород производилось с использованием данных ПС, по которым проницаемые интервалы выделялись в виде отрицательных аномалий с амплитудой 5-20 мВ.

Электрокаротаж производился обращенным градиент – зондом диаграммы КС и ПС, регистрировался в масштабе глубин 1:200 и с масштабом записи, соответственно, 10,5, 2,5 мВ/см.

Интерпретация электрокаротажа производилась совместно с кривой гамма-каротажа. Для оценки сопротивления пластов предусматривалось определение сопротивления бурового раствора резистивиметром ПР-1 и получение данных о сопротивлении пластовых вод.

Обработка данных каротажа производилась в следующей последовательности:

- первичная обработка диаграмм каротажа;
- оцифровка результатов гамма-каротажа;
- построение корреляционных разрезов;
- оцифровка интервалов границ пластов;
- машинный подсчет содержания рудных тел и их мощностей.

Все первичные результаты, полученные за отчетный период, обработаны и сданы для подсчета. Оцифровка литологии и стратиграфии не производилась, т.к. отсутствовали геологические разрезы, с которых должна была производиться оцифровка.

Электрокаротаж выполнялся в масштабе 1:200 тремя методами:

- КС градиент по всему стволу скважины.
- КС потенциал по продуктивной пачке разреза.
- ПС по продуктивной пачке разреза.

Для более четкого литологического расчленения пород в разрезе и качественной оценки фильтрационной способности пород по степени влияния на зоны проникновения бурового раствора в пласты, применялся способ записи совмещения потенциала и градиента зонда.

Фильтрационные свойства

Фильтрационные свойства руд и вмещающих пород изучались на нарушенных и ненарушенных керновых образцах и по обобщенным технологическим пробам. Опыты проводились в установках КФ-01 или аналогичных устройствах с фильтрацией сверху вниз. В зависимости от характера фильтрующих пород создавались градиенты напора от 0,1 до 1.

В табл. 2 приведены данные по определению удельного и объемного веса пород и расчетная пористость.

Эффективная пористость незначительная и для фильтруемых образцов колеблется от 3-5 до 10%, редко 17-20%.

Фильтрационные свойства пород зависят от общей и эффективной пористости, состава слагающих породу минералов, формы пор и т.д.

Вещественный состав и геохимические особенности залежи № 8 месторождения Кетмончи

Анализ производился согласно ГУП «Уранредметгеология» методики по минералогическим исследованиям пород и руд из поисково-разведочных скважин, отобранных в различных частях продуктивного рудовмещающего разреза на месторождениях пластово-инфильтрационного генезиса. Минералогические исследования по изучению вещественного состава и геохимических особенностей пород и руд рудовмещающих горизонтов на залежи № 8 месторождения Кетмончи выполнены сотрудниками участка минералого-петрографических работ.

Таблица 3

Виды и объемы минералогических и сопутствующих исследований, выполненных при изучении вещественного состава и геохимических особенностей залежи № 8 месторождения Кетмончи

Виды анализов и исследований	Ед. изм.	Объем
<i>Участок минералого-петрографических работ ГУП «Уранредметгеология»</i>		
Изучение исходных проб под биноклем	л	1
Фракционирование на два класса методом отмучивания в воде до прозрачности (на песчаную и алевролитоглинистую)	л	1
Деление в тяжелых жидкостях (бромформ) песчаной фракции на легкую и тяжелую фракции	л	1
Обработка лабораторных проб (ручное истирание в ступе песчаной фракции)	л	1
Полный полуколичественный минералогический анализ с детальным описанием минералов, их спутников, важнейших акцессорных минералов (песчаную и глинистую фракции)	л	1
Изучение и описание минералов в иммерсии под микроскопом (количественный минералогический анализ) легкой и тяжелой фракции	л/фракция	1/2
	л	1
<i>Институт биоорганической химии АН РУз</i>		
Рентгеноструктурный фазовый анализ	л	1
<i>КГТС НПЦ при НГМК (участок химических работ)</i>		
Определение форм железа	л	1
Определение форм серы	л	1
Определение CO ₂	л	1
Определение C _{орг}	л	1
Определение P ₂ O ₅	л	1
Определение U ⁺⁴ U ⁺⁶	л	1
<i>ГП «ЦАП»</i>		
ICP-ms	л	1

При изучении отобранного материала применялись как традиционные методы минералогических исследований – характеристика и описание пород под биноклем, полный полуколичественный минералогический анализ с детальным описанием минералов, их спутников, важнейших акцессорных минералов песчаной и глинистой фракции, изучение и описание минералов в иммерсии под микроскопом (количественный минералогический анализ) легкой и тяжелой фракции, так и специализированные методы исследований – рентгеноструктурный фазовый анализ для определения состава и количества глинистых и сопутствующих минералов, масс-спектральный анализ с индуктивно связанной плазмой для количественного определения комплекса рудных элементов, количественный рентгено-флуоресцентный анализ 6-ти элементов.

Для объективной геохимической характеристики эпигенетических зон отобранные пробы проанализированы методом мокрой химии на формы Fe и S, CO₂, C_{орг}, P₂O₅, U⁺⁶, U⁺⁴.

Виды работ и объем минералогических исследований приведены в табл. 3.

Следует отметить, что для наиболее объективных выводов следует учитывать большой объем минералогических исследований. Исходя из опыта работ для каждого продуктивного горизонта, учитывается отбор и изучение по 10-15-ти минералогическим пробам по каждой подзоне, характеризующей рудовмещающую зону пластового окисления, в том числе подзоны безрудных окисленных и сероцветных пород.

Проба из отложений залежи № 8 месторождения Кетмончи в основной массе представлена интенсивно битуминизированной глиной с примесью крупно-среднезернистого песка и гравийного материала серого цвета.

Глина битуминизированная черного цвета с примесью средне-мелкозернистого песка, крупнозернистой разности и гравийного материала окрашена в светло-серый, серый, темно-серый цвета. В песках

Таблица 4

Вещественный состав пород и руд отложений Кетмончи

Минерал	Общее количество в образце, %	В песках, %
Гидрослюда	44,35	1,19
Каолинит	21,77	0,78
Монтмориллонит	9,10	0,03
Сумма глин	75,22	2
Мусковит	0,46	4,34
Хлорит	Единичные зерна	Единичные зерна
Сумма слюд	0,46	4,34
Кварц	13,10	57,40
Полевые шпаты	5,78	23,77
Обломки пород	2,58	10,25
Сумма обломков	21,46	91,42
Кальцит	0,51	1,39
Доломит	0,16	0,19
Анкерит	Единичные зерна	Единичные зерна
Сумма карбонатов	0,67	1,58
Акцессории	0,01	0,18
Пирит	0,91	0,06
Фосфорит	0,09	0,41
Цеолиты	1,12	–
Оксид урана	0,06	0,01
Самородный селен	–	–
Гетит	Единичные зерна	–
Количество проб	1	1

наблюдаются сгустки и обрывки алевролитов и глин, желваки карбонатов и включения фосфоритов в виде костного детрита.

Результаты изучения вещественного состава породы из отложений залежи № 8 месторождения Кетмончи приведены в табл.4

Глинистые минералы – 75,22% объема породы окрашены в черный цвет и пропитаны органическим веществом битумного состава. К сожалению, состав битумов определить не представляется возможным.

Наиболее высокие содержания обломочных частиц обусловлены присутствием в песках в небольших количествах обрывков, сростков пород и обломочного материала.

Суммарное содержание обломочного материала составляет 21,46%.

Содержание кварца в песках составляет 57,40%, полевых шпатов – 23,77% и обломков пород – 10,25%. В подчиненном количестве и в виде примеси наблюдаются слюды (мусковит > хлорита) до 4,34%.

Содержание аксессуарных минералов (циркон, гранат, эпидот, турмалин, ставролит и др.) – 0,01 (в песках 0,18%), карбонатов – 0,67 (в песках 1,58%), пирит – 0,91% (в песках 0,06%), фосфорит – 0,09% (в песках 0,41%), цеолиты – максимально до 1,12%, оксид урана (настуран) – 0,06% (в песках 0,01%) в виде примазок на глинистом веществе, самородный селен отсутствует.

Тонкочешуйчатая тонкодисперсная глинистая масса (размер частиц 0,005 мм и менее) состоит из гидрослюды – 44,35%, каолинита – 21,77% и монтмориллонита – 9,10%.

Карбонаты представлены кальцитами, составляющим 0,67%, из них кальцита – 0,51%, доломита – 0,16%, анкерита – единичные зерна.

Невысокое содержание карбонатов – благоприятный фактор для процесса выщелачивания полезных компонентов из руд.

Карбонаты встречаются в виде зерен неправильной, неправильно-ромбовидной и ромбовидной формы размером 0,001-0,05 мм и их сростков. Пирит представлен в виде вкрапленности кубических и октаэдрических зерен размером 0,009-0,03 мм и кристаллически зернистых агрегатов. Фосфорит представлен обломками костного детрита разме-

ром 0,05-2,0 мм светло- и темно-коричневого цветов в сгустках глин, реже в пространстве песков.

Гидрооксиды железа (гетит) образуются при окислении пирита и других железосодержащих минералов. Встречаются они в виде единичных, редких мелких пленок и примазок оранжевого цвета на обломочных зернах. В целом, в пробе гидроокислы железа практически отсутствуют.

Рудная минерализация представлена оксидом урана-тонкодисперсным настураном.

Оксид урана наблюдается в виде черных порошковатых и сажистых пленок и примазок на поверхности сгустков глинистого вещества и обломочных зерен.

Как видно в табл. 5, в пробе преобладает уран в шестивалентной форме, содержание которого составляет в среднем 67,3%. Кислородный коэффициент составляет в среднем 2,67, что благоприятно при вскрытии руд выщелачивающими растворами при подземном выщелачивании.

Основная часть урана в сорбированной форме присутствует в глинистом веществе, фосфорите и других минералах. Геохимическая характеристика пород и руд рудовмещающего горизонта приведена в табл. 6.

Таблица 5
Содержание шести и четырехвалентного урана и значения кислородного коэффициента

Содержание урана, г/т			Содержание шестивалентного урана к валовому, %	Кислородный коэффициент
валового	шестивалентного	четыревалентного		
651,9	438,5	213,4	67,3	2,67

Таблица 6
Геохимическая характеристика

Компонент	Содержание, %
Fe валовое	0,45
Fe ²⁺ валовое	0,35
Fe ²⁺ растворимое	0,18
Fe ³⁺ растворимое	0,02
Fe сульфидное	0,04
CO ₂	1,7
C _{орг}	1,67
P ₂ O ₅	0,18
S _{вал}	0,03
U г/т	584
Th г/т	3,1
Se г/т	<3
Mo г/т	0,9
Y г/т	8,5
Sr г/т	40,8
Re г/т	0,12
V г/т	14,5
Количество проб	1

Таблица 7

Содержание попутных компонентов

Элемент	Содержание
U, г/т	652
Th, г/т	6,7
Sc, г/т	1,5
La, г/т	7,2
Ce, г/т	17,0
Sm, г/т	2,2
Eu, г/т	0,5
Tb, г/т	0,3
Yb, г/т	0,8
Lu, г/т	0,1
Hf, г/т	0,9
Ta, г/т	0,4
W, г/т	1,7
Co, г/т	3,0
Rb, г/т	75,9
Cs, г/т	2,2
Sb, г/т	0,65
As, г/т	21,8
Au, г/т	<0,05
Se, г/т	<3
Cr, г/т	45,8
Количество проб	1

Диаграмма рассеяния для Пер2 и Пер1
Зд 2v*22с
Пер2 = 632,9876-5,2096*х

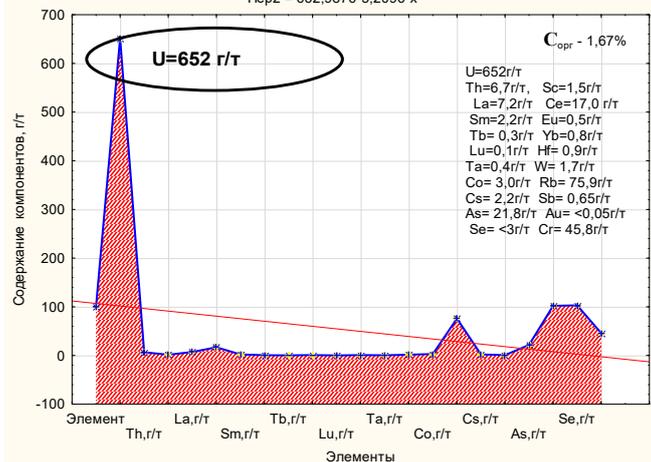


Рис. 3. График зависимости определения содержания полезных компонентов

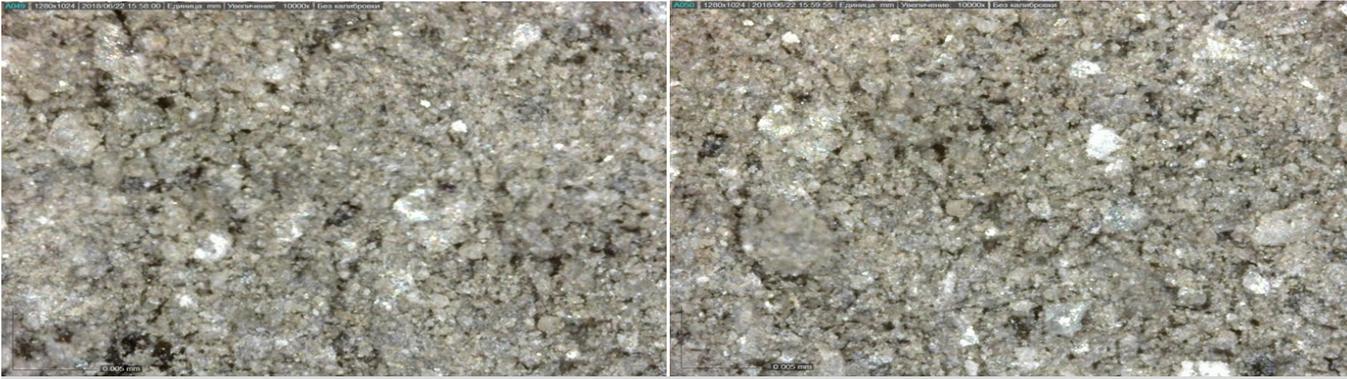


Рис. 4. Определение минералогического и вещественного составов горных пород

Содержание урана, по данным ИСП (табл. 7) достигает максимального значения – 652 г/т (рис.3). В табл. 7 приведены содержания попутных компонентов (элементов) по данным масс-спектрометрического анализа и минералогического и вещественного составов горных пород (рис.4).

Как видно из результатов, в образце выше средних содержаний элементов в глинах, кроме урана и селена, устанавливаются торий, скандий, тантал, кобальт, лантан, европий, вольфрам и другие элементы.

Технологические исследования проб месторождения Кетмончи:

- а) влажность – 3,05%;
- б) зольность – 82,30%;
- в) окислительный обжиг – 88,1%;
- г) определен выход продуктов термического разложения (полукоксования) проб:

- жидкая фаза – 11,4%;
- полукокс – 85,6%;
- газ – 3%.

Согласно заключению геологов ИМП – проба является тонкодисперсной урановой минерализации настураном.

Библиографический список:

- 1.Аренс В.Ж., Гайдин А.М. Геолого-гидрогеологические основы геотехнологических методов добычи полезных ископаемых. – Москва: «Недра», 1978.– 215 с.
- 2.Санакулов К.С., Курбанов М.А., Аликулов Ш.Ш. Теоритические основы отработки запасов урановых руд с низконапорными водоносными горизонтами // Горный вестник Узбекистана.– Навоий, 2019.-№1. – С.12-16
- 3.Живов В.Л., Бойцов А.В., Шумилин В.М. Уран // геология, добыча, экономика ОАО «Атомредметзолота» Москва 2012г. – С. 301.

“GORNİY VESTNIK UZBEKISTANA”, 2019, №3 (78) pp. 42-47

GEOLOGICAL RESEARCH IN THE PROCESS OF EXPERIMENTAL WORKS IN ULAND URANIUM LEACHING

¹Ahadov H.R., chief geologist, info@ngmk.uz

²Alikulov Sh.Sh., Ph.D., Associate Professor of the Department "Extraction of ores of rare and radioactive metals", sharofovich@mail.ru

¹Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Navoi, Uzbekistan

²Navoi State Mining Institute, Navoi, Uzbekistan

Abstract

In the process of studying the technological parameters of the experimental area, the ore interval was drilled with full (maximum) coring. Thus, 16 core samples were taken from one well. On average, one sample from the ore interval with a capacity of ~ 1 m. The basis of the selection was a visual method after stripping the surface of the core column from the drilling mud. In the laboratory, the prototype was divided into 2 parts: one part was used to determine the value of the filtration coefficient, and the other part was used to determine the content of aleuropelites, a thin, clay bonding material. When studying the selected material, they were used as traditional methods of mineralogical research - characterization and description of rocks under binoculars, complete semiquantitative mineralogical analysis with detailed description of minerals, their satellites, the most important accessory minerals of the sandy and clay fraction, study and description of minerals in immersion under a microscope (quantitative mineralogical analysis) light and heavy fractions, as well as specialized research methods - X-ray structural phase analysis to determine composition and quantity of clay and related minerals inductively coupled plasma mass spectral analysis for the quantitative determination of a complex of ore elements, quantitative X-ray fluorescence analysis of 6 elements

Keywords: uranium content, low-permeable deposits, ore horizon, core monolith, reaction, depressions, groundwater.

References

1. Arens V.Zh., Gaydin A.M. Geological and hydrogeological foundations of geotechnological methods of mining. - Moscow: "Nedra", 1978.– 215 p.
2. Sanakulov K.S., Kurbanov M.A., Alikulov Sh.Sh. Theoretical foundations of mining uranium ore reserves with low-pressure aquifers // Gorny Vestnik of Uzbekistan.– Navoi, 2019.-№1. - pp.12-16
3. Zhivov V.L., Boytsov A.V., Shumilin V.M. Uranium // geology, mining, economics of JSC Atomredmetzoloto Moscow 2012. - 301 p.

О ТРЕЩИНОВАТОСТИ МАССИВОВ ГОРНЫХ ПОРОД И ЕЕ ЗНАЧЕНИИ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ В МЕСТОРОЖДЕНИИ ЁШЛИК АЛМАЛЫКСКОГО РУДНОГО РАЙОНА

Maqolada kondagi qattiq tog' jinslari massivining darzdorligini o'rganish natijalari keltirilgan. Konda tektonik va notektonik darzliklar aniqlangan. Tektonik darzliklar tektonik siquvchi va cho'zuvchi kuchlar ta'sirida yuzaga keluvchi tektonik buzilishlar ta'sir hududi chegarasida rivojlangan. Tog' jinslari massivi pishiqligi tektonik buzilishlar hududlarida ayniqsa, kuchli darzdorlikka ega bo'lgan nam tog' jinslarida birdan pasayishi aniqlangan.

Maqolada darzdorlikka ega bo'lgan (zaiflashgan) tog' jinslari uchun yangi me'yoriy hujjat (zarurat bo'lganda) ishlab chiqish maqsadida portlatish ishlarini olib borish texnologiyasi va ko'rsatgichlarini aniqlashtirish bo'yicha eksperimental tadqiqot ishlarini o'tkazish zarurligi tavsiya etilgan.

Tayanch iboralar: kon, massiv, darzdorlik, notektonik darzliklar, darzdorlik koeffitsienti, darzliklar tizimi, deformatsiya, portlash, pog'ona borti tekisligi, maydalanish hududlari, ishqalanish gili, ko'chki, qulashlar, tushish, intruziv magmatik tog' jinslar, pishiqlik, portlovchi modda solishtirma sarfi.

В статье приведены результаты изучения трещиноватости массивов твердых горных пород в месторождении. Установлено, что обнаружены трещины тектонического и нетектонического происхождения. Тектонические трещины развиты в пределах зоны влияния тектонических нарушений под влиянием тектонических сжимающих и растягивающих усилий. Установлено, что прочность массива горных пород резко падает в зонах тектонических нарушений, особенно, сильно трещиноватых увлажненных породах.

В статье рекомендуется необходимость проведения экспериментальных исследований по уточнению параметров и технологии ведения взрывных работ с целью разработки (при необходимости) нового нормативного документа для трещиноватых (ослабленных) пород.

Ключевые слова: месторождение, массив, трещиноватость, нетектонические трещины, коэффициент трещиноватости, системы трещин, деформация, взрыв, плоскость борта уступа, зоны дробления, гилка трения, оползень, обвал, осыпи, интрузивные магматические породы, прочность, удельный расход ВВ.

В массивах горных пород месторождения Ёшлик обнаружены трещины тектонического и нетектонического происхождения. Тектонические трещины развиваются в магматических, метаморфических и осадочных сцементированных породах, в пределах зоны влияния тектонических нарушений, под влиянием тектонических сжимающих и растягивающих усилий, и трещины отрыва, развивающиеся под влиянием растягивающих усилий. Они существенно определяют внутреннее строение отдельных блоков.

Нетектонические трещины образованные под влиянием внутренних сил сжатия и растяжения, развивающихся в породе в течение длительного времени геологического развития района. Такие трещины встречаются повсеместно, они весьма разнообразны в пространстве. Кроме того в пределах карьера месторождения Ёшлик развито большое количество зияющих (оборотных) трещин, образование которых связано с взрывными работами и разгрузкой пород. Такие трещины встречаются повсеместно, они весьма разнообразны.

Особенно четко они наблюдаются на стационарных откосах, где наблюдается также раскрытие «залеченных» трещин.

Трещиноватость скальных и полускальных пород является одним из решающих факторов при их инженерно-геологической оценке [1]. Она свойственна только скальным и полускальным магматическим, метаморфическим и осадочным породам месторождения и характеризует результат нарушения их сплошности. В массиве горных пород наличие взаимно пересекающихся трещин влияет на прочность и устойчивость пород, водоносность, влагоемкость, водопроницаемость и, в конечном итоге на взрываемость.

Изучение трещиноватости массивных пород месторождения Ёшлик показали, что в сиенито-диоритах удельная трещиноватость составила 5–7 трещин на квадратный метр, ширина трещин 2–11 мм, длина 40–120 см, коэффициент трещинной пустотности 0,03–0,05 и угол падения 16–80°.

В диоритах удельная трещиноватость составила вне зон разломов 4–5, реже 7–9 трещин на квадратный метр, в зонах дробления 70–80.

Коэффициент трещинной пустотности составляет 0,001–0,175 удельное растяжение на 1 м² площади – от 0,007 – 0,175 до 0,008–0,018, длина трещин 70–130 см, ширина 3–12 мм, углы падения трещин 16–86°.

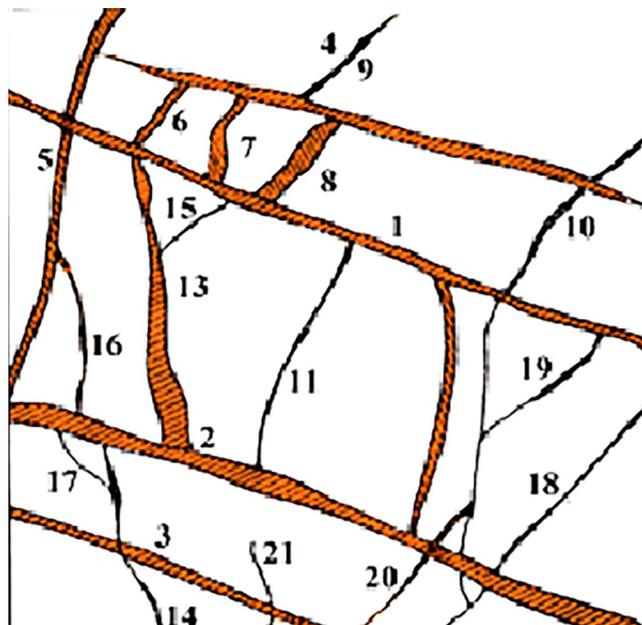


Рис.1. Зарисовка расположения трещин в массиве для подсчета трещинной пустотности

В гранодиорит – порфирах коэффициент трещинной пустотности составляет 0,006–0,09 удельное растяжение на 1 м² площади 0,007–0,008, ширина 3–9 мм, длина 60–136 см (рис.1).

Все породы имеют, в основном, 4 системы трещин характерных для всех геологических разновидностей горных пород азимут простирания $A = 205-245^\circ$, углы падения $\alpha = 39-65^\circ$; $A = 150-180^\circ$, $\alpha = 50-70^\circ$ (рис.2).

Первая из этих систем трещин выражена более отчетливо и, в большинстве случаев, ее принимают за главную систему трещин.

В сиенитах и сиенито-диоритах 60–70% трещин являются косо секущими и 25–30% нормально секущими по отношению к главным, т.е. основным системам трещин. В остальных породах соотношение косо секущих и нормально секущих трещин приблизительно равное.

Исоматов Ю.П.,
доцент кафедры «Горное
дело» Алмалыкского фи-
лиала ТашГУ им. Ислама
Каримова



Хасанов О.А.,
старший преподаватель
кафедры «Горное дело»
Алмалыкского филиала
ТашГУ им. Ислама
Каримова



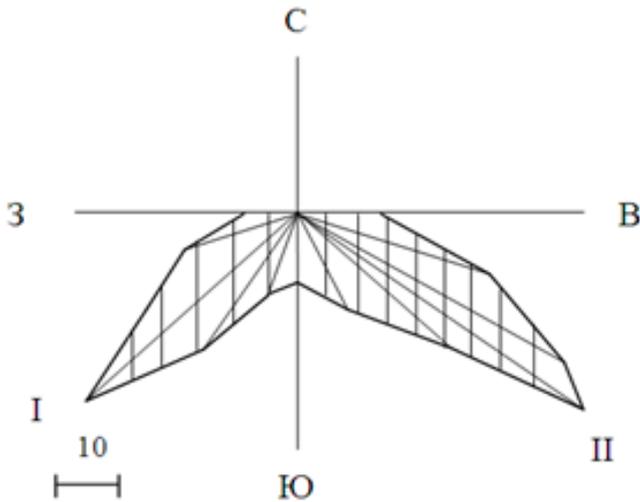


Рис.2. Роза трещин: I-II – системы трещин: I- аз.пр. ЮЗ 205-245°; II-аз.пр. ЮВ 150-180°; 10-число измерений

По отношению к плоскости уступа борта большинство систем трещин (около 75%) расположены диагонально, остальные – поперечно. Исключение составляют известняки Герцинского структурного этажа, где соотношение диагональных и поперечных трещин равно.

Сиенито – диориты и сиениты, имеющие, в основном, 5 систем трещин, образуют блоки параллелопipedальной формы. Исходя из формы блоков, уступы в сиенита-диоритах и сиенитах менее устойчивы по сравнению с уступами в других породах.

Изучение характера деформации больших массивов трещиноватых горных пород показало, что на устойчивость откосов залегания не сплошные трещины не влияют. Что касается сплошных трещин значительного протяжения, то их залегание может оказать решающее влияние на устойчивость откосов.

В данное время в карьере месторождения Ёшлик обнаруживается много трещин, размеры которых достигают 10–30 и более метров по простиранию и падению. По таким трещинам, обычно, происходит заоткоска уступов высотой 10 м, 15 м и 20 м. Около половины этих трещин падает в сторону массива или диагонально простиранию бортов.

Визуальным наблюдением установлено, что трещины большей частью заполнены известковистым и глинистым материалом. В выветрелых породах трещины довольно часто выражены менее четко. Отмечено очень много микротрещин выветривания, невидимых невооруженным глазом, но способствующих разрушению пород под воздействием выветривания. Процесс физического выветривания наиболее интенсивно протекает на склонах и вершинах гор за пределами месторождения сложенных сиенитами диоритами и известняками. Резкое колебание температуры в течение суток, замерзание и оттаивание вод в трещинах и микротрещинах пород способствует их разрушению.

Карабулакский разлом и Кальмакырский взбросо-сдвиг проходящие в широтном направлении (в пределах проектного контура карьера), является наиболее крупными ослабленными зонами. Между ними образован крупный тектонический блок, рассечен многочисленными разломами различного направления более мелкого порядка на массивные участки с различной конфигурацией крупных трещин, причем преимущественное развитие здесь получили разрывы северо-восточного направления. Карабулакский разлом падает почти вертикально (80–90°) [3].

Изучение трещиноватости массива горных пород с учетом геолого-тектонического строения месторождения, показывает, что к ослабленным зонам относятся крупные и мелкие тектонические нарушения, прилегающие к ним участки, т.е. переходные зоны и крупные трещины. В них возможно развитие различных деформаций типа оползней, обвалов и осыпей, затрудняющих процесс эксплуатации месторождения с ростом глубины карьера.

Мощность зоны дробления (с крупными трещинами) достигает местами 95 м, а Кальмакырский взбросо-сдвиг под углом 65° падает на юг. Мощность зон дробления достигает 30 м.

В северо-восточном направлении простирается центральный разлом, имеющий юго-восточное падение под углом 80–90°. Зона дробления разлома выражена сильно перетертыми породами тонкими прослойками глинки-трения. Эта зона четко выделяется своим черновато-серым цветом на фоне лимонитизированных пород. Кроме этих региональных тектонических нарушений в пределах карьерного поля геологическими исследованиями обнаружено большое количество разломов местного значения имеющих преимущественно субширотное и северо-восточное простирание, падающих под углами 55–80°. Мощность зон дробления разломов до 20 м [3].

Зоны дробления тектонических нарушений характеризуются низкими прочностными свойствами горных пород и высокой степенью трещиноватости их. С глубиной отмечается увеличение размеров облоков пород. Величина удельной трещиноватости достигает 80 и более. Заполнителем трещин является, в основном, глина трения и собственно измененный материал.

При разработке месторождения, когда разрывные нарушения или крупные трещины будут развиты параллельно борту и падают углами 30–60° в сторону чаши карьера, будут развиваться оползни, обвалы и осыпи. Обвалы образуются в основном, в тех случаях, когда ось разлома перпендикулярна борту карьера или направлена под углом к нему что и происходило в карьере Кальмакыр. Основной причиной их образования будут являться осуществления взрывов. К ослабленным зонам будут приурочены наиболее крупные осыпи. Обычно скорость осыпания зависит от фактора времени, т.е. времени обновления уступов, климатических факторов и углов заложения откосов.

Количественная оценка степени трещиноватости пород показывает, что в вертикальном разрезе (до проектной глубины карьера) трещиноватость почти не будет изменяться. Увеличение трещиноватости отмечается близ зон тектонических нарушений и на контактах разновидностей горных пород. Кроме естественных (тектонических и нетектонических) трещин в процессе разработки месторождения будут формироваться искусственные трещины связанные с разгрузкой пород, а также взрывными работами. Параметры этих трещин будут со временем изменяться. На стационарных бортах карьера будет наблюдаться раскрытие «Залеченных» трещин. Ширина раскрытия местами достигает 2 мм. Подобное изменение трещиноватости может наблюдаться по мере углубления карьера Ёшлик.

Таким образом, необходимо отметить что, в дальнейшем, когда высота бортов карьера будет расти, к горнотехническим факторам, отрицательно влияющим на устойчивость уступов будут относиться трещиноватость горных пород и ведение буровзрывных работ, а также неточный выбор углов заоткоски уступов. Массовые взрывы создают зону частичного дробления, распространяющуюся на 40–60 м от скважины. При углублении ослабленных участков уступов будет снижаться, особенно на участках сложенных сильно трещиноватыми породами, склонными к интенсивному выветриванию или имеющими неблагоприятно ориентированные тектонические и нетектонические трещины и нарушения, а также при подпитывании водой (подземной) изверженных магматических пород [2]. Из-за ослабленных участков необходимо уменьшать общий угол наклона борта карьера.

В массиве вмещающих интрузивных магматических пород плотность изменяется незначительно от 2,54 до 2,66 г/см³. Для сульфидных руд она составляет 2,60 г/см³, смешанных- 2,55 г/см³ и окисленных- 2,50 г/см³. Предел прочности при сжатии изменяется от 111,5 МПа для сиенито-диоритов до 49 МПа для кварцевых порфиров в водонасыщенном состоянии он снижается в среднем на 25%.

Изучение прочностных свойств пород показывает, что большой диапазон прочностных показателей, что связано с различной трещиноватостью пород и составами заполнителя трещин.

Закономерность изменения прочностных свойств по глубине не установлена. Однако несомненно просматривается зависимость от структурных особенностей массива пород. Прочность пород резко падает в (7–8 раз) в зонах тектонических нарушений и в 4–5 раза в сильно трещиноватых породах. Потеря прочности при увлажнении

достигает 67%. Скальные породы месторождения по прочности были отнесены к средним и крепким, прочность которых изменяется в пределах 29,8–153,5 МПа. Наиболее прочными являются кварцевые порфиры и диориты, прочность которых на юго-западном борту достигает 124–154,0 МПа. Гранодиорит-порфиры обладают средней прочностью 49,7–106,5 МПа.

Наиболее слабыми на месторождении оказались сиенито-диориты, особенно на северо-восточном борту. Прочность сиенито-диоритов колеблется в пределах 35–66 МПа. В зонах разлома и тектонических нарушений прочность их заметно снижается до 6,5–33 МПа.

Установлено, что увеличение влажности приводит к снижению как угла внутреннего трения, так и сцепления. Это объясняет увеличение скоростей смещения массива в период интенсивного выпадения осадков.

Согласно вышеприведенным инженерно-геологическим сведениям прочность массива горных пород резко падает в зонах тектонических нарушений, особенно сильно трещиноватых увлажненных породах. Это положение дает основание проведению специальных эксперименталь-

ных исследований для подготовки новых конкретных рекомендаций с целью определения параметров и технологии ведения взрывных работ (удельный расход ВВ, сетки расположения скважин и т.д.). В конечном итоге может быть создана новая нормативная документация по взрывным работам в твердых трещиноватых породах.

В современных теориях разрушения широко используется понятие «прочность» породы. Обычно прочность определяется величиной критических напряжений, при которых происходит разрушение среды (породы) и зависит от наличия дефектов в её структуре (поры, трещины и др.). Количественно свойства трещиноватого массива оценивается удельной трещиноватостью, величиной раскрытия материалом наполнителя, ориентированием основной системы трещин относительно поверхности на которую производится отбойка, при этом в зависимости от конкретных условий взрывания, свойства ВВ и трещиноватости пород приоритет получает той или иной фактор действия взрыва [4].

Библиографический список:

1. Ломтадзе В.Д. Инженерная петрология. «Недра», Ленинград 1984 г. 511 с.
2. Исоматов Ю.П. О влиянии комплексных геологических факторов при открытой разработке месторождения Алмалыкского рудного поля (на примере месторождения Кальмакыр). Горный вестник Узбекистана, № 2, 2003 г. С 15-18.
3. Коллектив. Медно-порфировые месторождения Алмалыка. «Фан», Ташкент, 1974 г. 186 с.
4. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М. Недра, 1976. 271 с.
5. Б.Н. Кутузов. Разрушение горных пород взрывом (взрывные технологии в промышленности) часть II. Учебник для Вузов. 3 издание, переработанное, дополненное. М., Издательство Московского Государственного Горного университета, 1994 г. 512 с.

"GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA", 2019, №3 (78) pp. 48-50

ON THE CRITICHENESS OF MASSIFES OF MOUNTAIN BREEDS AND ITS IMPORTANCE WHEN CONDUCTING DRILL-EXPLOSIVE WORKS IN THE FIELD OF YOSHLIK ALMALYK ORE AREA

¹Isomatov Yu.P., Associate Professor, Department of Mining, Almalyk Branch, obid_xasanov@mail.ru

¹Khasanov O.A., Senior Lecturer, Department of Mining, Almalyk Branch, obid_xasanov@mail.ru

¹Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Almalyk, Uzbekistan

Abstract

The article summarizes the results of the study of the fracture of the solid rock rocks. Tectonic and non-tectonic fractures have been identified in the field. Tectonic fractures are developed within the boundary of the area of influence of the tectonic distortion caused by tectonic pumps and elongated forces. The rocks are characterized by sudden fall in moisture rocks, which have a particularly strong fracture in the tectonic disturbance areas.

It is recommended that experimental research works should be carried out to determine the technology of detonation and blasting operations to develop a new regulatory document (if necessary) for the rocky (weakened) rocks.

Keywords: mining, mass, fracture, non-structural fractures, coefficient of fracture, fracture system, deformation, explosion, glaciation plane, crushing zones, frictional currents, avalanches, fall, degradation, intrusive magmatic rocks, fatigue, specific consumption of explosives.

References

1. Lomtadze V.D., Engineering Petrology. "Nedra", Leningrad 1984. 511 p.
2. Isomatov Yu.P. On the influence of complex geological factors in the open-pit mining of the Almalyk ore field (using the example of the Kalmakyr deposit). Mining Herald of Uzbekistan, No. 2, 2003. pp. 15-18.
3. Collective. Copper porphyry deposits Almalyka. "Fan", Tashkent, 1974. 186 p.
4. Mosinets V.N. The crushing and seismic action of the explosion in the rocks. M. Nedra, 1976. 271 p.
5. B.N. Kutuzov. The destruction of rocks by an explosion (explosive technologies in industry) Part II. Textbook for universities. 3rd edition, revised, enlarged. M., Publishing House of the Moscow State Mining University, 1994. 512 p.

ИЗУЧЕНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МОЛИБДЕНА И РЕНИЯ ИЗ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ



Хасанов А.С.,
зам.главного инженера по
науке АО «АГМК», д.т.н.,
профессор



Шодиев А.Н.,
ассистент кафедры
«Металлургия» НГГИ



Саидахмедов А.А.,
старший преподаватель
кафедры «Металлургия»
НГГИ



Туробов Ш.Н.,
ассистент кафедры
«Металлургия» НГГИ

Ushbu maqolada OKMK AJ zavodining tashlandiq eritmalaridan va kambag'al boshlang'ich eritmalaridan molibden va reniyni ionalmashinuv jarayonlari yordamida ajratib olish jarayoni o'rganilgan. Shuningdek maqolada molibden qayta ishlash texnogen chiqindilaridan kompleks foydalanib undan qimmatbaho va nodir metallarni selektiv ionitlarni tanlagan holda sorbsiyalab to'liq ajratib olish jarayonlari o'rganilgan, reniyni sorbsiyalash uchun qatronlar sintez jarayonlari va sorbsiya jarayoniga ta'sir etuvchi omillar o'rganilgan.

Tayanch iboralar: texnogen chiqindi, kislotali ishlav berish, texnologik sxemalar, ionalmashinuv texnologiyasi, qatronlarning tanlovchanligi, selektiv cho'ktirish, qatronni sintezi, tanlab eritish, sufat kislotalasi.

В статье представлены результаты исследований процессов извлечения молибдена и рения из отработанных растворов и некачественных маточных растворов с использованных ионообменных процессов на заводе АО АГМК, процессов сорбционного полного извлечения, отбора селективных ионов драгоценных и редких металлов за счет комплексного использования переработки техногенных отходов молибдена, а также процессов синтеза смолы для сорбции рения и влияющих факторов на процессы сорбции.

Ключевые слова: техногенные отходы, кислотная обработка, технологические схемы, ионообменная технология, селективность смолы, селективное осаждение, синтез смолы, выщелачивание, сульфатная кислота.

Ионный обмен в технологии молибдена может применяться для:

- селективного извлечения Мо из основных растворов как относительно богатых им, так и бедных.
- извлечения очень малых количеств Мо из сбросных растворов и промывных вод.
- извлечения Мо из рудничных молибденосодержащих вод.
- разделения молибдена и рения в кислых растворах.
- очистки молибденовых растворов от примесей тяжелых, щелочноземельных и щелочных металлов.

Молибден сорбируется и катионитами, и анионитами. Большое практическое значение имеет сорбция молибдена на анионитах. Ион MoO_4^{2-} существует лишь в сильноокислых растворах, в которых одновременно могут сорбироваться и многие другие металлические ионы и, где велика концентрация конкурирующего иона H^+ . В этих условиях может вестись ионитная очистка молибденовых растворов от примесей тяжелых цветных, щелочных и других металлов. В щелочной среде ($pH=8-10$) молибден находится в форме неполимеризованного аниона MoO_4^{2-} . Полная обменная емкость анионитов по молибдену в сильнощелочной среде ниже, чем при более низком pH , при котором молибден в растворе находится в виде полимеризованных, большого объема, ионов пара-, мета- и других полимолибдатов. В технологии извлечения молибдена из растворов и их очистки используются и испытываются аниониты с разной основностью, структурой, пористостью.

В настоящее время разнообразные иониты применяются в технологиях неорганических и органических веществ, минеральных удобрений, пищевой и фармацевтической промышленности, водоподготовке. Ионный обмен нашел широкое применение и в гидрометаллургии. В качестве сорбента при извлечении молибдена на большинстве предприятий до последнего времени применялся анионит ВП-1п, представляющий собой сополимер 2-метил-5-винилпиридина с дивинилбензолом (ДВБ). Сейчас производство винилпиридиновых ионитов остановлено, а если и окажется возможным его возобновление, то цена винилпиридиновых ионитов будет весьма высокой в несколько раз выше по сравнению с ионитами на полистирольной основе. В связи с этим потребовались другие более доступные иониты, приближающиеся по своим свойствам к аниониту ВП-1п и способные заменить его в гидрометаллургии молибдена. К числу перспективных сорбентов относят иониты, выпускаемые

компанией «Purolite», некоторые из них хорошо зарекомендовали себя в других гидрометаллургических процессах. Однако наряду с широко известными смолами «Purolite» на рынке присутствуют и другие образцы ионитов, гораздо менее изученные. Поэтому представляет практический интерес исследование емкостных характеристик ряда анионитов и их сравнительный анализ, а также оптимизация технологических параметров процесса сорбции в динамических условиях. В этих целях было проведено изучение сорбционной способности макропористых слабоосновных анионитов: «Purolite» А-100, «Purolite»А-100 Мо (Узбекистан), «Purolite»А-100 Мо (Румыния) и BD-301G-1, BD-301G-2 (Китай) в статическом и динамическом режимах. В работе была изучена сорбция молибдена анионитами из модельных растворов $(NH_4)_2MoO_4$ и из растворов, полученных при содовом выщелачивании отработанных алюмокобальтмолибденовых (АКМ) катализаторов, содержащих 7–13% Мо. Следует отметить, что во втором случае на процесс сорбции оказывали заметное влияние примеси ряда металлов, переходящие в раствор при выщелачивании. Суммарное содержание кобальта, никеля и меди в промышленном фильтрате достигало 2-3 з/л. На основании выполненных модельных экспериментов можно рекомендовать аниониты «Purolite» А-100 Мо и BD-301Gк промышленному использованию в ионообменных аппаратах с неподвижным слоем ионита. Для повышения эффективности процесса следует использовать не менее четырех колонн, три из которых должны работать последовательно на сорбции, а четвертая в это время находится на регенерации.

Особо необходимо отметить ранее проведенные научно – исследовательские работы по разработке различных марок волокнистых сорбентов под руководством профессора, д.х.н. У. Н. Мусаева, которые обладают высокими сорбционными свойствами по отношению к ряду тяжелых металлов. При получении таких ионообменных волокнистых материалов широко используется полиакрилонитрильное волокно «нитрон», производимое в нашей Республике на АО «NAVOIYAZOT». Получение селективных сорбентов на основе волокнистых материалов создает определенные преимущества: в частности, из-за большой удельной поверхности этих сорбентов процессы сорбции и десорбции протекают с большой скоростью, что обеспечивает высокую эффективность при удалении токсичных веществ, в том числе при очень низких их концентрациях из воздушной и водной сред. На основе разработанных сорбентов были разработаны и внедрены несколько промышленных очистных установок на предприятиях Узбекистана и России.

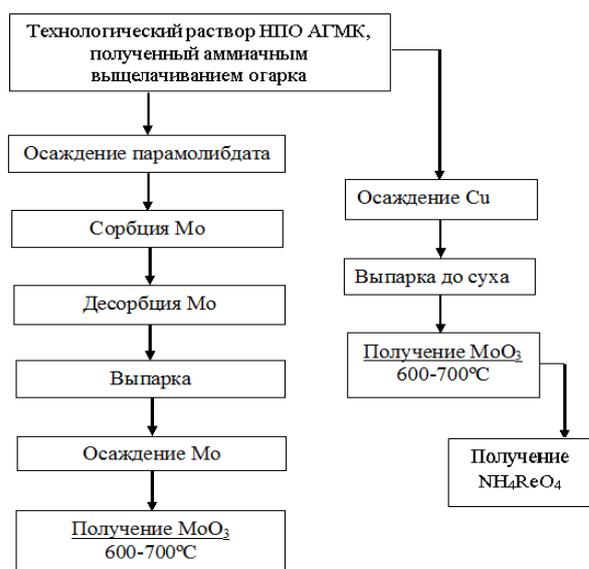


Рис.1. Предлагаемая технологическая схема переработки

Рений является одним из наиболее распространенных элементов, характерной особенностью которого является отсутствие собственных минералов и месторождений. Рений изоморфно входит в некоторые руды, примеси его известны во многих генетических разновидностях месторождений, но наиболее высокие его концентрации типичны для сульфидных (молибденовых и медных), а также углеродистых (урановых) руд.

Низкое содержание рения в исходном сырье обуславливает трудность его извлечения. В ряде случаев, особенно при переработке нестандартных молибденовых концентратов с низким содержанием молибдена, применяют гидрометаллургический предел этих концентратов. При переработке молибденовых концентратов гидрометаллургическими методами (разложение азотной кислотой) рений практически полностью переходит в азотносернистые молибденсодержащие маточные растворы. Низкое содержание рения и сложный состав исходных растворов предполагают двухстадийное сорбционное концентрирование рения. Для проведения второй стадии концентрирования в ренийсодержащих десорбатах устанавливают кислые значения pH и используют слабоосновные аниониты, однако присутствие рения и молибдена в растворах в анионной форме при существенно больших концентрациях молибдена и определенная схожесть свойств молибдат –и перренат-ионов приводят к тому, что значения коэффициента разделения рений/молибден на стадиях выделения рения не столь существенны. В промышленности используют различные технологические варианты извлечения рения из растворов с помощью анионообменных смол. Наибольшей ёмкостью отличаются применяемые для этой цели сильноосновные смолы АВ–17, АВ–27, АМ–24 и другие. Полная обменная ёмкость по рению этих смол достигает 50–60% при pH=6–8, и понижается при переходе в кислую среду из-за конкуренции анионов кислот, но всё же сохраняется достаточно высокой. Средство перренат иона к сильноосновным смолам столь велико, что рений не элюируется со смолы даже растворами едкого натрия.

Как было показано в литературном обзоре для эффективности извлечения рения из технологических растворов целесообразно использовать аниониты, содержащие вторичные и третичные аминогруппы. Членами временного творческого коллектива, созданного для выполнения данного хозяйственного договора, разработаны различные способы получения ионообменных материалов. В результате этих исследований получены ряд анионитов с слабо- сильноосновными группами (табл.1).

Некоторые из разработанных ионообменных материалов имеют волокнистую структуру, обладающую высокой удельной поверхностью, которая позволяет ускорить процессы сорбции и десорбции. В табл.1 представлены некоторые физико-химические параметры синтезированных анионообменных материалов. Видно, что полученные сорбенты обладают высокой обменной ёмкостью по HCl и используются как в виде гранул, так и в виде волокон.

Сорбцию металлов и искусственно приготовленных технологических растворов изучали как статическим, так и динамическим методами. При изучении сорбции статическим методом в коническую колбу ёмкостью 200 мл

Таблица 1

Физико-химические свойства анионообменных материалов				
№	Тип сорбента	Функциональные группы полимера	СОЕ по HCl мг-экв/г	Размер частиц, мм
1	П-МДА-1-1	-NH2>NH	4,20	0,06-0,20
2	П-МДА-1-2	-NH-(CH2)2-OH,-NH2	4,30	0,06-0,20
3	П-МДА-2	-NH-(CH2)2-OH	3,44	0,06-0,20
4	П-МДА-6	-NH2-(CH2)6-NH2	4,42	0,06-0,20
5	П-МДА-7	>N-CH2-CH3	3,20	0,06-0,20
6	П-МДА-9	-NH-NH2	3,83	0,06-0,20
7	ПАН-КДМ	-NH-C=O NH2	2,60	Тканый материал
8	ПАН-КДМ	-NH-C=O NH2	2,7	Волокна по текст 66

Таблица 2

Сорбционная способность анионитов по рению и молибдену из искусственного технологического раствора АГМК ($m_{сорб}=1,00$ г $T = 30^{\circ}C$, $t = 48$ часов, $V = 100$ мл, $C_{равн}(Re) = 1200$, мг/л, $[HNO_3] = 200$ г/л)

№	Тип анионита	Сравн (Re) мг/л	Содержание Re всорбенте, мг/л	Извлечение Re, %
1	Sim 202/4408	956,0	24,4	20,33
2	П-МДА-1-1	889,0	31,1	25,92
3	П-МДА-1-2	772,1	42,8	35,65
4	П-МДА-2	891,0	30,9	25,75
5	П-МДА-6	794,0	40,6	33,83
6	П-МДА-7	914,0	28,6	23,83
7	П-МДА-9	865,0	33,5	27,92
8	ПАН-КДМ ткань	960,0	24,0	20,00
9	ПАН-КДМ волокно	972,0	22,8	19,00

Таблица 3

Исследование динамической сорбции рения и молибдена из модельного раствора на сорбенте МДА–1–1 (азотнокислой форме) ($[Re] = 1,05$ г/л; $[HNO_3] = 200$ г/л). Скорость пропускания 60–65 мл/час: $T = 20-22^{\circ}$, $m_{сорб} = 30$ г, $V_{сорб} = 85-90$ см³, колонка D = 2,5 см и h = 20 см.

№	Объём исследуемого раствора, мл	Концентрация Re в растворе, мг/л	Извлечение Re %	Количество сорбированного Re, мг
1	100	Не обнару.	100	105
2	100	Не обнару.	100	105
3	100	Не обнару.	100	105
4	100	<1,0	99,99	105
5	100	<1,0	99,99	105
6	100	<1,0	99,99	105
7	120	6,7	99,36	125,2
8	110	163,3	84,44	96,5
Σ	830	17,0	98,04	852,7

ДООЕ по Re 28,4 мг/г

помешали 1 г сорбента и заливали в него 100 мл искусственного технологического раствора. Опыты проводили в статических условиях в течении 48 часов. Количество адсорбированного металла определяли по разнице концентраций исходного и остаточного растворов. Для проведения сорбции в динамических условиях стеклянную колонку набивали сорбентом и через колонку пропускали искусственно приготовленный раствор. Для сравнения в аналогичных условиях был испытан применяемый в АГМК сорбент фирмы Purolite марки Sim 202/4408.

В табл.2 приведены результаты сорбции рения из искусственного технологического раствора. Видно, что все разработанные гранулированные сорбенты проявляют большую сорбционную способность по рению, чем промышленно применяемый сорбент Sim 202/4408. В частности СОЕ сорбентов П-МДА-1-2 и П-МДА-6 по рению почти в 2 раза больше, чем у промышленного сорбента. Однако следует отметить, что промышленный сорбент более избирателен. Из таблицы также видно, что тип сорбента (то есть природа функциональных групп модифициру-

Таблица 4

Исследование динамическое сорбции рения и молибдена из модельного раствора на сорбента МДА-1-3 (азотнокислой форме) после однократной десорбции сорбированных компонентов. $[\text{Re}] = 1,05 \text{ г/л}$; $[\text{HNO}_3] = 200 \text{ г/л}$. Скорость пропускания 100 мл/час : $T = 20 - 22^\circ$, $m_{\text{сорб}} = 30 \text{ г}$, $V_{\text{сорб}} = 85-90 \text{ см}^3$, колонка $D = 2,5 \text{ см}$ и $h = 20 \text{ см}$.

№	Объем исследуемого раствора, мл	Концентрация Re в растворе, мг/л	Извлечение Re %	Количество сорбированного Re, мг
1	60	-	100	63
2	300	37,9	96,39	303,6
3	100	76,2	92,74	97,4
4	300	140,0	86,66	273
Σ	760		92,35	737
ДОЕ по Re 24.6 мг/г				

Также теоретически была рассчитана возможность дополнительного получения более $52,2 \text{ т}$ гидроокиси меди ежегодно, при существующем объеме производства молибдена, при внедрении одного из разработанных способов извлечения меди. А внедрение ионообменного способа извлечения рения позволит дополнительно получать до 20 кг аммоний перрената.

По результату выполнения данной работы можно сделать следующие выводы:

- Получены ионообменные материалы, имеющие в своей структуре различные функциональные группы.

- Установлено, что разработанные ионообменные материалы, имеющие волокнистую и гранулированную структуры обладают достаточной сорбционной способностью по ионам меди.

- Получен ионит, который по сорбционной способности по ионам рения не уступающий импортному сорбенту фирмы Purolite марки Sim 202/4408.

Таблица 5

Результаты анализа по элементному составу растворов № 1-3 на ISP-MS.

№	Концентрация металла в растворе, мг/л						
	Mo	Cu	Zn	Fe	Co	Ni	Re
1	473,24	1001,33	453,05	120,0	0,48	15,75	16,04
2	14383,23	12611,53	563,04	138,97	0,99	17,08	23,71
3	14675,45	2000,30	492,30	157,64	1,10	17,84	17,33

ющих агентов), его физическое состояние оказывают влияние на сорбционную способность сорбента. Небольшой процент извлечения металла обусловлен очень высокой концентрацией нитрат ионов в растворе.

Дальнейшие исследования были проведены в динамических условиях, позволяющих моделировать технологический процесс извлечения металла в промышленности.

Как видно из табл.4,5 сорбент МДА-1-3 имеет достаточно высокую сорбционную способность по иону рения.

Как известно, ионы металлов в растворах существуют в виде соответствующих их солей в зависимости от pH-среды и природы. Первым этапом исследований был элементный анализ проб технологических растворов, взятых из разных участков НПО «По производству редких металлов твердых сплавов» АГМК № 1-3. Анализ растворов проводили атомно-адсорбционным методом на приборе ISP-MS. Результаты анализа приведены в табл.5.

- Установлено, что из модельных растворов разработанный ионит марки МДА-1-3 имеет наибольшую сорбционную способность по иону рения.

- Разработаны способы получения более чистого товарного продукта молибдена без ионов меди двумя способами: методом осаждения и ионообменной сорбции.

- Установлена возможность дополнительного получения товарного продукта меди в виде гидроокиси меди разработанными методами.

- Расчеты, проведенные на основе полученных экспериментальных данных, позволяют утверждать, что внедрение одного из разработанных способов извлечения меди позволит ежегодно получать до $52,2 \text{ т}$ гидроокиси меди и до 20 кг аммоний перрената.

- Для установления технико-экономических показателей разработанной технологии получения более высокой чистотой товарного продукта молибдена требуется проведение полупромышленных испытаний.

Библиографический список:

1. Зеликман А.Н., Коршунов Б.Г. // *Металлургия редких металлов*. М.: *Металлургия*, 1991, 549 с.
2. Мальцева Е.Е., Блохин А.А., Мурашкин Ю.В. Влияние кислотности растворов на сорбцию рения и молибдена на некоторых слабоосновных анионитах. *Санкт Петербург ГТИ* 2011г. С. 31-38.
3. Дата публикации 15.02.1994г. *Способ извлечения молибдена из растворов*. // Авторы: Яшина Г.М., Федулов Ю.Н. Патент РФ №2007484.
4. Рустамов М.К., Каримов М.М., Мухамедиев М.Г., Мухиддинов Б.Ф. Синтез волокнистых ионообменных материалов на основе полиакрилонитрила и их физико-химические свойства. *Горный вестник Узбекистана* 2010. №4 С. 93-96.

"GORNII VESTNIK UZBEKISTANA", 2019, №3 (78) pp. 51-53

STUDYING THE POSSIBILITY OF MOLYBDENE AND RHENIUM EXTRACTION FROM TECHNOGENOUS WASTES

¹Khasanov A.S., Deputy Chief Engineer for Science, Professor, Doctor of Technical Sciences, abdurashidsoli@mail.ru

²Shodiev A.N., Assistant of the Department "Metallurgy", abbos.shodiyev91@mail.ru

³Saidakhmedov A.A., senior teacher Department "Metallurgy", info@ndki.uz

²Turobov Sh.N., Assistant of the Department "Metallurgy", info@ndki.uz

¹Almalyk Mining and Metallurgical Combinat, Almalyk, Uzbekistan

²Navoi State Mining Institute, Navoi, Uzbekistan

Abstract

The article presents the results of the studies on the process of extracting molybdenum and rhenium from waste solutions and from poor stock solutions using ion-exchange processes at the AGMK AO plant, the processes of sorption full extraction of the selection of selective ionites of precious and rare metals through the integrated use of processing of man-made molybdenum waste, and the processes of resin synthesis for rhenium sorption and the influencing factors on sorption processes.

Keywords: technogenic waste, acid treatment, technological schemes, ion exchange technology, resin selectivity, selective precipitation, resin synthesis, leaching, sulphate acid.

References

1. Zelikman A.N., Korshunov B.G. // *Metallurgy of rare metals*. M.: *Metallurgy*, 1991, 549 p.
2. Maltseva, E.E., Blokhin, A.A., Murashkin, Yu.V. Influence of solutions acidity on sorption of rhenium and molybdenum on some weakly basic anion exchangers. *Sankt Petersburg GTI* 2011. Art. pp. 31-38.
3. Date of publication: 15.02.1994 *Method for extracting molybdenum from solutions*. // Authors: Yashina G.M., Fedulov Yu.N. Patent of the Russian Federation No. 2007484.
4. Rustamov M.K., Karimov M.M., Mukhamediev M.G., Mukhiddinov B.F. Synthesis of fibrous ion-exchange materials based on polyacrylonitrile and their physico-chemical properties. *Mountain Bulletin of Uzbekistan* 2010. №4 Art. pp. 93-96.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ СУЛЬФИДНЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЙ КОКПАТАС И ДАУГЫЗТАУ

Maqolada murakkab sulfidli oltin tarkibli Kokpatas va Daugiztau koni rudalarining qisqacha material tarkibi ma'lumotlari keltirilgan. Shuningdek, maqolada Kokpatas va Daugiztau koni rudalari namunalarning mineralogik tarkibi va boyitiluvchanlik darajasini aniqlash bo'yicha "MRI" Dkda bajarilgan tajriba tadqiqoti natijalari, hamda olingan boyitmalarni piro va gidrometallurgik qayta ishlash natijalari keltirilgan. Shu bilan bir qatorda, rudalarni flotatsiya usulida boyitish jarayonida mahalliy reagentlardan foydalanish imkoniyatlari o'rganilgan.

Sianlash jarayonida kuyindining ishqorli qayta ishlash keki va Kokpatas va Daugiztau koni rudalaridan olingan flotaboyitma bilan aralashmasining sianlanish darajasi 78,4% ni va kuyindining ishqorli qayta ishlash keki va flotaboyitmasi bilan aralashmasidan oltinni qatronga ajralish darajasi 76,5-78,1% ni tashkil qildi. Kuyindi va flotaboyitmalar aralashmasining yanada mayinroq yanchilishi natijasida va oltinni faollangan ko'mir yordamida sorbsiyalab ajratib olish darajasi 87,56% gacha oshadi.

Shunday qilib, o'rganilgan ruda aralashmalarini yuqorida ko'rsatilgan sxema bo'yicha qayta ishlash natijasida asosiy metallni umumiy ajralish darajasi 74-75% ni tashkil qiladi.

Tayanch iboralar: oltin tarkibli rudalar, kuyindi, flotaboyitma, faollangan ko'mir, reagentlar, gidrometallurgiya.

В статье приведен краткий обзор по вещественному составу упорных сульфидных золотосодержащих руд месторождений Кокпатас и Даугызтау. Также в статье приводятся результаты лабораторных исследований, выполненных в ГП «ИМР» по изучению минерального состава и обогащения проб руд месторождений Кокпатас и Даугызтау, а также пирит- и гидрометаллургической переработки полученных концентратов. При флотационном обогащении руд также рассмотрена возможность применения местных реагентов.

При цианировании, кека щелочной обработки огарка смеси флотоконцентратов полученных из руд месторождений Кокпатас и Даугызтау извлечение золота на смолу составило 76,5-78,1% и кека кислотной обработки огарка смеси флотоконцентратов – 78,4%. При более тонком измельчении смеси огарков флотоконцентратов извлечение золота на активированный уголь повышается до 87,56%.

Таким образом, при переработке смеси исследованных руд по вышеуказанной схеме сквозное извлечение первого металла составит 74-75%.

Ключевые слова: золотосодержащие руды, огарок, флотоконцентрат, активированный уголь, реагенты, гидрометаллургия.

Санакулов К.С.,
генеральный директор
ГП «Навоийский горно-
металлургический
комбинат»,
д.т.н., профессор



Ахмедов Х.,
главный научный сотрудник
ГП «ИМР», к.т.н.



Нурмухамедов И.С.,
начальник лаборатории
КПМС ГП «ИМР»



На месторождениях золото-сульфидного типа значительная доля золота связана с пиритом и арсенопиритом ранних генераций, что придает им «упорные» технологические свойства. Концентрирующая способность сульфидов и свойства золота осаждаются в них зависят от условий формирования и отличаются в разных типах месторождений. Поэтому изучение золотоносности сульфидов приобретает особое значение для решения вопросов теории рудообразования, технологических проблем и разработки поисково-оценочных критериев. Среди месторождений золото-сульфидного типа в Узбекистане наиболее известны Кокпатас и Даугызтау в Кызылкумском регионе.

Главные рудные минералы месторождения Даугызтау – золотоносные пирит, арсенопирит и антимонит. Менее распространены марказит, сфалерит, халькопирит, блеклая руда, галенит, сульфосоли серебра, меди, сурьмы, самородное золото. Из нерудных минералов преобладают кварц, карбонат, серицит; второстепенные – хлорит, эпидот, альбит, углеродистое вещество.

Главные рудные минералы месторождения Кокпатас – золотоносные пирит, арсенопирит, второстепенные – пирротин, антимонит, марказит, сфалерит, тетраэдрит, бурнонит, шеелит, бравоит, пентландит, сульфосоли золота, самородное золото. Нерудные минералы – кварц, кальцит, доломит; менее распространены – серицит, анкерит, хлорит, полевоит шпат, биотит, сидерит, углеродистое вещество.

По материалам разных авторов, содержание пирита на месторождении Кокпатас составляет от 1,5 до 14%, арсенопирита – 1-8%, на месторождении Даугызтау – 4-6 и 0,4-0,6% соответственно. Подавляющая масса пирита и арсенопирита в рудных телах месторождений связана с ранними продуктивными ассоциациями и отличается повышенной золотоносностью. Содержание золота в пиритах составляет первые десятки грамм на тонну, в арсенопиритах они нередко на порядок выше. Видимые самородные золотины в сульфидах под микроскопом устанавливаются редко и имеют, как правило, наложенный характер.

Золото в сульфидах на месторождениях Кокпатас и Даугызтау присутствует, главным образом, в «невидимой» форме. Самородное золото отмечается редко и имеет наложенный характер.

Арсенопирит является основным носителем золота. Повышенно-золотоносные разности – более мышьяковистые. Пирит менее золотоносен.

На месторождении Даугызтау золото в арсенопирите имеет зональное распределение, сингенетический характер отложения и, вероятно, присутствует в химически связанном состоянии или в виде кластеров [1].

Руды месторождений Кокпатас и Даугызтау многократно исследовались в САИГИМС (ГП «ИМР»), Ингичкинская ОМТЭ, ЦНИГРИ, ИРГИРЕДМЕТ.

Нами в 2013 г. проведены детальные исследования по изучению вещественного состава и разработке технологии переработки проб руд месторождений Кокпатас и Даугызтау [2].

На основании результатов минералогических исследований изученные пробы следует отнести к упорному золото-мышьяковистому типу руды. Минеральный тип – золото-арсенопирит-полевошпат-серицит-карбонатно-кварцевый и золото-арсенопирит-полевошпат-хлорит-серицит-карбонатно-кварцевый. Текстура руды вкрапленная, прожилковая и реже пятнистая. Основным ценным компонентом в пробах является золото, попутным – серебро. Главными концентратами золота являются пирит и арсенопирит.

Продуктивной на золото является золото-арсенопирит-пиритовая (более ранняя) парагенетическая ассоциация. Характерные особенности золота, влияющие на технологию обогащения:

- форма нахождения золота – самородная и в виде электрума.
- форма выделений – овальная, округлая, таблитчатая, вытянутая линзовидная, футляробразная, миндалевидная, неправильная с извилистыми краями;
- по размерам золото относится в основном к тонкодисперсному, ультрадисперсному (кластерному) классу. Очень редко встречаются и пылевидные золотины; размер золотинок <0,001-0,02 мм;

- в главных сульфидах (пирит, арсенопирит) золото умеренно высоко- и низкопробное (85,7–69,3%).

Золотоносность штучных и малообъемных проб зависит от степени сульфидно-мышьяковистой минерализации. Более золотоносными являются штучные пробы, в которых отношение арсенопирита к пириту 2:1; 1:1; 1:2; 1:3; 1:4. При отношении 1:5 и более наблюдается резкое снижение содержания золота в пробах.

Содержание золота в пирите от 4,6 до 28,0 г/т (штучная проба № 154, карьера Дайковый 1+2; № 173, Западный 1-1). В сульфиде, отобранном из смешанных концентратов карьера "Западный" среднее содержание золота 13,8 г/т. Содержание золота в арсенопирите, отобранном из смешанных сульфидных концентратов карьеров "Западный" и "Широтный" составляет 49,4 г/т. Частота встречаемости микроскопического золота больше в пирите, чем в арсенопирите. В присутствии арсенопирита пирит становится более золотоносным.

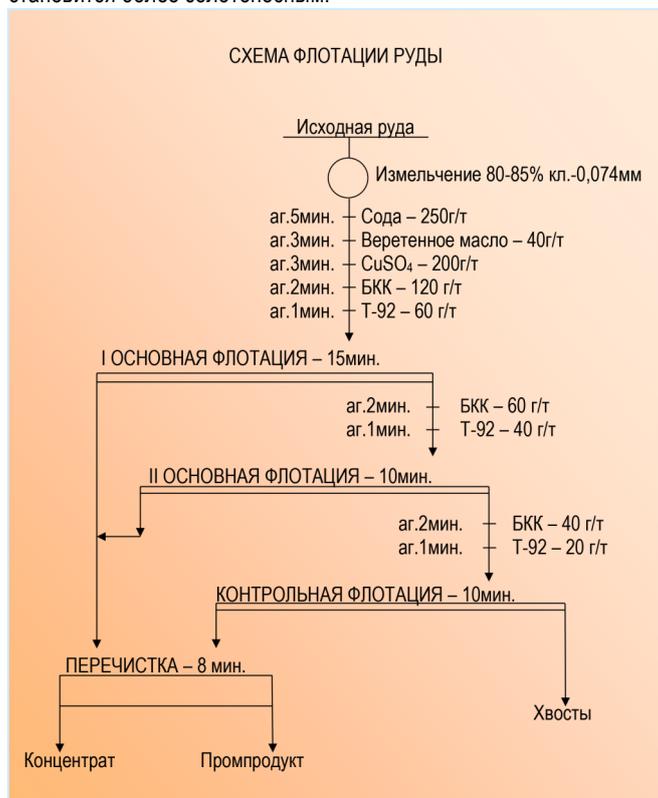


Рис.1. Схема флотации руды

Таблица 1

Результаты флотационного обогащения проб руд с применением традиционных и местных реагентов

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, г/т		Извлечение, %	
		Au	Ag	Au	Ag
Опыты с традиционными реагентами					
Проба №143, месторождение Даугызтау					
Флотоконцентрат	13,0	17,0	24,8	86,67	64,13
Промпродукт	25,0	0,44	2,5	4,31	12,5
Хвосты	62,0	0,37	1,9	9,02	23,37
Руда	100,0	2,55	5,03	100,0	100,0
Проба №164, месторождение Кокпатас					
Флотоконцентрат	9,55	31,0	7,0	90,52	47,41
Промпродукт	17,08	0,46	1,2	2,4	14,64
Хвосты	73,37	0,32	0,73	7,08	37,95
Руда	100,0	3,27	1,41	100,0	100,0
Опыты с традиционными и местными реагентами					
Проба №143, месторождение Даугызтау					
Флотоконцентрат	10,1	25,0	30,0	85,88	61,21
Промпродукт	17,2	0,6	2,3	3,51	7,99
Хвосты	72,7	0,43	2,1	10,61	30,8
Руда	100,0	2,94	4,95	100,0	100,0
Проба №164, месторождение Кокпатас					
Флотоконцентрат	8,0	33,0	6,8	86,4	36,76
Промпродукт	20,0	0,5	2,5	3,3	33,78
Хвосты	72,0	0,44	0,61	10,3	29,46
Руда	100,0	3,06	1,48	100,0	100,0

Широко распространенными нерудными минералами проб руды являются кварц, полевые шпаты, серицит, хлорит, карбонаты. Акцессорные минералы представлены апатитом, монацитом, коэнотимом, цирконом, эгидотом, рутилом.

На основании изучения вещественного состава руды, характера вкрапленности минералов, а также изучения литературы, опыта ранее проведенных исследований руд, аналогичных по вещественному составу изучаемым, в качестве основного метода обогащения принята флотация.

Опыты проводились по схеме, включающей измельчение руды до крупности 80-85% кл.-0,074 мм, две основные, одну контрольную и перечистную флотацию (рис.1).

В качестве собирателя использовался традиционный бутиловый ксантогенат калия (БКК) в содовой среде, в качестве активатора медный купорос, веретенное масло как аполярный собиратель и в качестве вспенивателя реагент Т-92.

Кроме того, проведены опыты с применением местных реагентов ПС, НШ и НА-1. При этом расход БКК снижен до 80+40+30 г/т и исключена подача веретенного масла.

Таблица 2

Результаты опытов флотации руды с традиционными и местными реагентами по принципу непрерывного процесса

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, г/т		Извлечение, %		Расход реагентов в 1 осн., 2 осн. И контр. флот., г/т
		Au	Ag	Au	Ag	
Опыты с традиционными реагентами						
Проба №143, месторождение Даугызтау						
Флотоконцентрат	8,22	29,02	41,3	83,42	71,45	БКК – 100+50+30
Хвосты	91,78	0,49	1,48	16,58	28,55	
Руда	100,0	2,86	4,75	100,0	100,0	
Проба №164, месторождение Кокпатас						
Флотоконцентрат	8,04	37,43	7,62	91,2	61,25	БКК – 100+50+30
Хвосты	91,96	0,32	0,42	8,8	38,75	
Руда	100,0	3,3	1,0	100,0	100,0	
Опыты с традиционными и местными реагентами						
Проба №143, месторождение Даугызтау						
Флотоконцентрат	7,92	30,0	45,0	84,32	73,45	БКК – 80+40+30 ПС – 200; НШ – 50
Хвосты	92,08	0,49	1,4	15,68	26,55	
Руда	100,0	2,82	4,85	100,0	100,0	
Проба №164, месторождение Кокпатас						
Флотоконцентрат	7,44	42,0	6,5	91,9	60,45	БКК – 80+40+30 ПС – 200; НШ – 50
Хвосты	92,56	0,3	0,34	8,1	39,55	
Руда	100,0	3,4	0,8	100,0	100,0	

Таблица 3

Результаты опытов флотации смеси руд по принципу непрерывного процесса

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, г/т		Извлечение, %		Расход реаг. в 1 осн., 2 осн. и контр. флот., г/т
		Au	Ag	Au	Ag	
Флотоконцентрат	11,78	21,84	15,58	85,2	63,3	Сода – 250 CuSO ₄ – 200 Веретен.масло-40 БКК – 120+80+40 Т-92 – 60+40+20
Хвосты	88,22	0,51	1,21	14,8	36,7	
Руда	100,0	3,02	2,9	100,0	100,0	
Флотоконцентрат	10,5	24,56	19,25	85,4	69,0	Сода – 250 ПС – 200; НШ - 50 CuSO ₄ – 200 БКК – 100+60+40 Т-92 – 60+40+20
Хвосты	89,5	0,49	1,01	14,6	31,0	
Руда	100	3,02	2,93	100	100	
Флотоконцентрат	8,5	23,78	24,5	80,84	71,81	Сода – 250 ПС – 200; НШ - 50 CuSO ₄ – 200 БКК – 100+60+40 Т-92 – 40+20+20 НА-1 – 20+20
Хвосты	91,5	0,64	0,9	19,16	28,19	
Руда	100	3,0	2,9	100	100	

Таблица 4

Результаты сорбционного цианирования смеси продуктов переработки руд месторождений Даугызтау и Кокпатас

Продукты	Содержание, г/т		Извлечение в раствор/смолу, %		Условия опыта		
	Au	Ag	Au	Ag	C _{NaCN} , %	T, ч	Сорбент
Кек H ₂ SO ₄ обработки огарка флотоконц-та	31,5	7,5					
Хвосты цианирования	6,8	7,2	78,4	4,0	0,08	24	Смола
Кек H ₂ SO ₄ (3%) обр-ки огарка флотоконц-та (кр. 100% -0,063 мм)	20,9	14,8					
Хвосты цианирования	2,6	4,6	87,56	68,92	0,1	24	Актив. уголь
Кек NaOH обработки огарка флотоконц-та	31,5	7,5					
Хвосты цианирования	6,9	6,7	78,1	10,7	0,08	24	Смола
Кек NaOH (2%) обр-ки огарка флотоконц-та (кр. 100% -0,063 мм)	20,9	14,8					
Хвосты цианирования	2,8	6,1	86,6	58,78	0,1	24	Актив. уголь

Дополнительно подавались местные реагенты ПС – 200 г/т и НШ – 50 г/т в измельчение.

Результаты опытов флотации проб с применением традиционных и местных реагентов приведены в табл.1.

Для сравнения проводились опыты по принципу непрерывного процесса на 4–х навесках каждый, результаты которых приведены в табл.2.

Из всех 34–х малообъемных проб составлена шихта с соотношением руд Кокпатас : Даугызтау = 60 : 40 и проведены флотационные опыты в замкнутом цикле с различным реагентным режимом. Результаты флотационных опытов смеси руд приведены в табл.3. Расход ксантогената в опытах с местными реагентами ПС и НШ снижен до 100+60+40 г/т.

Как видно из табл.3 при флотации смеси руд с традиционными реагентами получен концентрат, содержащий 21,84 г/т золота и 15,58 г/т серебра при извлечении металлов 85,2 и 63,3% соответственно. При использовании местных реагентов в сочетании с традиционными получен более качественный концентрат, содержащий 24,56 г/т золота и 19,25 г/т серебра. При этом извлечение золота составило 85,4% и серебра 69,0%. При замене части вспенивателя Т-92 на НА-1 извлечение золота понизилось до 80,84%, серебра – увеличилось до 71,81%.

Таким образом, подтверждается возможность замены части дорогостоящего ксантогената на дешевые местные реагенты.

Для вскрытия золота проводились опыты по окислительному обжигу концентратов в муфельной печи при температуре 500–650°С. С целью предотвращения образования комков и получения качественного огарка обжигаемый материал начинали перемешивать с показания внутренней температуры печи 300–350°С до окончания опыта. Выход огарков составил 70–82%.

Огарок перед цианированием обрабатывался раствором щелочи или серной кислоты с нагревом пульпы. По завершении опыта пульпа фильтровалась, кек после промывки направлялась на сорбционное цианирование в присутствии смолы АМ-2Б и активированного угля.

Результаты сорбционного цианирования смеси продуктов переработки руд месторождений Даугызтау и Кокпатас приведены в табл.4.

При цианировании, кек щелочной обработки огарка смеси флотоконцентратов полученных из руд месторождений Кокпатас и Даугызтау извлечение золота на смолу составило 76,5–78,1% и кек кислотной обработки огарка смеси флотоконцентратов – 78,4%.

При более тонком измельчении смеси огарков флотоконцентратов извлечение золота на смолу повышается до 87,56%.

Таким образом, при переработке смеси исследованных руд по вышеуказанной схеме сквозное извлечение первого металла составит 74-75%.

Библиографический список:

1. Ким М.А. Тонкодисперсное золото в золотоносных пирите и арсенипирите месторождений Даугызтау и Кокпатас (Западный Узбекистан). Ташкент, Геология и минеральные ресурсы, №6, 2005, С. 26-29.
2. Ахмедов Х., Попов Е.П. Изучение вещественного состава и разработка технологии переработки упорных золотосодержащих концентратов месторождений Средней Азии. Геология и минеральные ресурсы, №5, 2017, С. 103-106.

DEVELOPMENT OF TECHNOLOGY FOR PROCESSING OF SULFIDE ORE DEPOSITS OF KOKPATAS AND DAUGYZTAU.

¹Sanakulov K.S., General Director, Professor, Doctor of Technical Sciences, info@ngmk.uz

²Ahmedov H., Chief Researcher of the State Enterprise "Institute of Mineral Resources", Ph.D., Senior Researcher, frenk_ru@mail.ru

²Nurmukhamedov I.S., Head of laboratory, frenk_ru@mail.ru

¹Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Navoi, Uzbekistan

²State Enterprise "Institute of Mineral Resources", Tashkent, Uzbekistan

Abstract

In clause are given the short review on material structure persistent sulfide gold containing ores of deposits Kokpatas and Daugiztau. Also in clause the results of laboratory researches executed in SE "IMR" on study of mineral structure and enrichment of tests of ores of deposits Kokpatas and Daugiztau, and also pyro- and hydrometallurgical processing of the received concentrates are resulted. At flotation enrichment of ores an opportunity of application local reagents is considered.

At cyaniding, the rest of alkaline processing the burned material of a mixed concentrates of the deposits, received from ores, Kokpatas and Daugiztau the extraction of gold on pitch is 76,5-78,1% and the rest of acid processing the burned material of a mixed concentrates - 78,4%. At more thin crushing of a mix concentrates the extraction of gold on the activated coal raises up to 87,56%.

Thus, at processing a mix of the investigated ores under the above-stated circuit the through extraction of the first metal will be equal to 74-75 %.

Keywords: gold ores, cinder, flotation concentrate, activated carbon, reagents, hydrometallurgy.

References

1. Kim M.A. Fine gold in gold pyrite and arsenopyrite deposits Daugyztau and Kokpatas (Western Uzbekistan). Tashkent, Geology and Mineral Resources, No. 6, 2005, pp.26-29.

2. Akhmedov Kh., Popov E.L. Study of the material composition and development of technology for processing refractory gold-containing concentrates from deposits of Central Asia. Geology and mineral resources, No. 5, 2017, pp.103-106.

СТАНОК ВЕРТИКАЛЬНЫЙ ФРЕЗЕРНО-РАСТОЧНОЙ

НФ-630



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



СТРУКТУРА И ФАЗОВЫЙ СОСТАВ ШЛАКОВ МЕДЕПЛАВИЛЬНЫХ ЗАВОДОВ



Квятковский С.А.,
Satbauev University, AO
«Институт металлургии и обогащения», Казахстан
д.т.н., профессор



Ситько Е.А.,
Satbauev University, AO
«Институт металлургии и обогащения», Казахстан
д.т.н., профессор



Кожаметов С.М.,
академик НАН РК, Satbauev
University, AO «Институт металлургии и обогащения», Казахстан

Balxash mis zavodidan (BMZ) konverter konstruksiyasining konvertordan chiqarilishi vaqtida olingan konvertorli cürüflarning namunalari o'rganildi. Skanerlash elektron mikroskopiy va rentgen mikroanalizidan foydalanib, ularning tarkibidagi temirning deyarli barchasi oksidlanib, fayalit, magnetit va murakkab shpinel tipidagi oksidlar shaklida bo'lgan.

Sanoat shlaklari bilan mexanik yo'qotishlar, asosan, oq mat tirsak va metall qotishmalari.

Tayanch iboralar: konvertör cürufu, strukturasi, o'zgarishlar va elementlar tarkibi.

Проведены исследования проб конвертерного шлака Балхашского медьзавода (БМЗ), отобранные во время их слива из конвертера. Методами растровой электронной микроскопии и рентгеноспектрального микроанализа установлено, что практически все железо в них окислено и находится в виде фаялита, магнетита и сложных оксидов шпинелидного типа.

Механические потери с промышленными шлаками представляют собой, в основном, корошки белого матта и металлических сплавов.

Ключевые слова: конвертерный шлак, структура, фазовый и элементный состав.

Практически все заводы, перешедшие на автогенную плавку медьсодержащего сырья, используют флотацию конвертерных шлаков. Иногда шлаки предвременно обедняют в электропечи и гранулируют [1], но чаще охлаждают в прудках с разной скоростью [2,3] и измельчают вместе с рудой.

Извлечение меди из шлака в концентрат сильно зависит от тонины помола шлака, температурного режима и скорости охлаждения [4]. Для шлаков БМЗ, в соответствии с их фазовым составом и рекомендациями [5], для последующей флотации необходимо доизмельчение промпродуктов до класса -10 мкм (100%).

Результаты экспериментов и их обсуждение. Изучение структурно-фазового состояния конвертерных шлаков проводили с использованием рентгенофазового полуколичественного анализа (D8 ADVANCE «BRUKER»), рентгеноспектрального микроанализа (PCMA) с растровой электронной микроскопией – РЭМ-PCMA (JEOL JXA-8230), а также рентгенофлуоресцентным методом (Venus 200 PANalyticalB.V).

Для оценки структуры промышленных шлаков, были отобраны «на ломок», то есть с быстрым охлаждением, пробы шлаков двух плавок во время их сливов, состав которых по заводским данным представлен в табл.1.

По данным полуколичественного рентгенофазового анализа, во всех пробах конвертерного шлака обнаружены фазы: металлических меди и свинца, фаялита $2\text{FeO}\cdot\text{SiO}_2$; магнетита Fe_3O_4 ; шпинели $(\text{Mg}_{0,374}\text{Al}_{0,625})(\text{Al}_{1,782}\text{Mg}_{0,012})\text{O}_4$; ганита $(\text{Zn}_{0,3}\text{Al}_{0,7})\text{Al}_2\text{O}_4$ и сложного оксида $(\text{Zn}_{0,15}\text{Fe}_{0,7}\text{Mg}_{0,15})(\text{Al}_{0,3}\text{FeCu}_{0,7})\text{O}_4$ шпинелидного типа.

Табл.1 показывает, что плавки велись с явным недобором руды. Обычно это происходит при холодном ходе конвертера на первых ковшах штейна при неравномерной его подаче и низкачественной флюсовой руде, так как подтопку пустого конвертера проводят только во время ожидаемых длительных (более 2 часов) остановках. Температура первого сливаемого шлака составляла $1160\text{--}1180^\circ\text{C}$, что явно недостаточно для получения гомогенного расплава, так как оптимальной для конвертирования считается температура $1230\text{--}1250^\circ\text{C}$.

Как видно из рис.1, структура 1 слива шлаков, определяется наличием фаз магнетита, фаялита (в виде темных полос) и железозинкового силикатного шлака, имеющего более светлый контраст. На фоне фаялитовой фазы выделяются игольчатые образования, имеющие более светлый контраст. Рентгеноспектральный микроанализ игольчатых образований показал, что они содержат, % мас.: 29-38 O; 2,6-13 Al; 0,3-1,4 Si; 35-52 Fe; 0,25-1,3 Cu; 4-6 Zn; 8,8-4,5 Pb. По виду эти образования напоминают силикат железа определенный в работе [2], при охлаждении со скоростью 900°C конвертерного шлака, но содержат больше Al, Zn, Pb и меньше Si. Судя по содержанию кислорода, кремния и железа, это – формирующаяся фаза магнетита. Королек, размером около 15 мкм (рис. 1 а), имеет сложный состав: свинцово-медный сплав, частично окружен сплавом Cu-As-Sb-Pb и заключен, в свою очередь, в королек белого матта: 74,7% Cu; 3,1% Fe; 22,2% S. В массе белого матта выделяются зерна металлического свинца, размером менее 1 мкм. Мелкодисперсные корошки взвеси содержат металлические медь и свинец или их сплав с другими металлами и располагаются, в основном, по границе с железосвинцовым силикатом в фаялитовой фазе. Мелкие зерна магнетит-шпинелидной фазы имеют дендритообразную форму, что говорит об их образовании в вязкой среде.

В табл. 2 приведены интервалы содержания элементов в отдельных шлаковых фазах, исследованных методом PCMA.

Из приведенных данных видно, что в промышленных шлаках, при большом увеличении, в магнетит-шпинелидной фазе определяются Si, Ca, Cu, и Pb в небольших количествах. Что свидетельствует о том, что процесс шлакообразования и разделения фаз еще не завершен.

В табл.3 приведены интервалы содержания элементов в механической взвеси в промышленных шлаках, по сливам.

Как видно из табл.3, уже при первых сливах с наиболее бедной по меди сульфидной массы получают конвертерный шлак, механическая

Состав конвертерных шлаков БМЗ

Таблица 1

№ слива	Компоненты, % мас.						
	Cu	SiO ₂	CaO	Fe	Fe ₃ O ₄	Zn	Pb
плавка 1							
1	3,93	22,4	1,5	39,8	17,9	5,1	1,7
2	4,06	23,4	1,5	39,7	17,9	5,1	2,5
3	3,51	22,2	1,5	40,1	18,2	5,1	2,2
4	4,16	20,3	1,4	39,7	26,1	5,0	2,6
плавка 2							
1	4,48	22,7	1,5	39,8	26,8	5,3	3,6
2	4,29	22,3	1,5	40,7	23,5	5,1	2,8
3	4,67	20,7	1,4	39,0	32,0	5,1	4,9
4	4,70	20,6	1,3	38,8	33,1	5,1	4,9

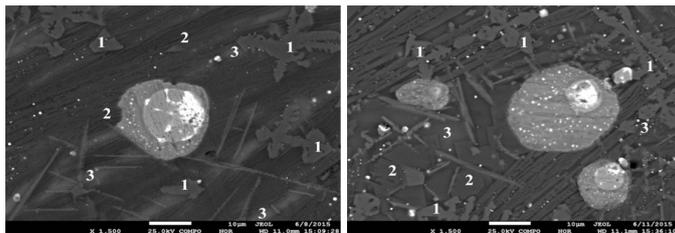


Рис.1. Микрофотография 1 слива шлаков: 1–магнетит; 2–фаялит; 3– Fe-Pb силикат

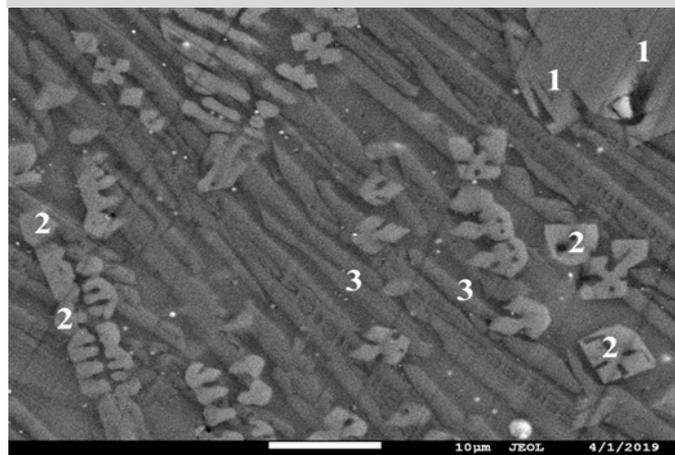


Рис.2. Микрофотография шлака плавки 2: 1 – 3 – точки микроанализа

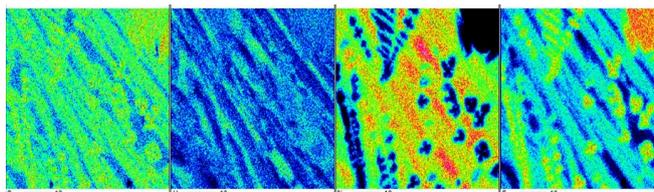


Рис.3. Картина распределения элементов в пробе шлака (рис.2)

Переработка конвертерных шлаков с высоким содержанием магнетита и металлической взвеси, подобных балхашским, пирометаллургическими способами в специально приспособленных агрегатах может быть гораздо более эффективна, чем флотация. В настоящее время при флотации в отвал уходят измельченные техногенные отходы, содержащие до 1% Cu, около 70% всего Fe, Zn и As, присутствующих в шлаке, примерно половина общего количества свинца и сурьмы и вся силикатная часть шлака.

Используя двухстадийную схему обеднения шлаков, можно добиться его полной утилизации. На I стадии проводится коррекция состава шлака и максимально выделяется медь, с возвратом её в конвертерный передел, а на II – при восстановительной переработке шлака получают медистый чугуи и шлак, пригодный для использования его в строительных целях. Такой способ был проверен в лабораторных условиях [10].

Проведенные исследования с использованием рентгенофазового и рентгеноспектрального анализа производственных закаленных конвертерных шлаков показали, что их микроструктура зернистополосчатая с чередованием тонко и длинно призматических кристаллов фаялитовой и силикатной фаз, на фоне которых, в виде идиоморфных зерен, присутствует магнетит и/или шпинелид.

Таблица 2

Состав фаз исследованных образцов конвертерных шлаков

Фаза (№)	Элементы, % мас.								
	O	Al	Si	K	Ca	Fe	Cu	Zn	Pb
Магнетит-шпинелид (1)	33-38	1-2	0-2	-	до 0,2	55-63	-	2-4	0,7-2
Фаялит (2)	36-40	0-2	10-14	0-2	0-1	28-46	0-1	3-7	0-7
Fe-Pb-Zn силикат (3)	30-44	2-6	15-21	1-3	1-4	7-22	0-2	3-8	10-30

Таблица 3

Содержание элементов в механической взвеси шлаков

Условия отбора пробы	Элементы, % мас.					
	S	Fe	Cu	Pb	As	Sb
I слив шлака	-	1,7	85,6	-	7,9	3,8
	21-23	0,6-3,1	74-77	-	0,5-3	-
	12,2	2,3	49,4	35,5	0,12	12,2
	-	0,2-1,3	4,1-14,8	78-86	0-0,3	0-0,2
II слив шлака	22,4	3,3	74,3	-	-	-
	-	2,4	70,1	6,4	17,0	-
	-	2,7	45,6	51,7	-	-
	-	1,7	12,0	75,2	4,8	-
IV слив	-	1,2-1,8	96-99	-	-	0-1,7
	21-22	0,4-2,6	75-78	-	-	-
	-	1,2	37,3	60,5	-	1,0

Таблица 4

Состав исследованных фаз промышленного шлака

№ фазы	Элементы, % мас.								
	O	Na	Al	Si	K	Ca	Fe	Zn	Pb
1	33-34	0-1,3	1,8-2,0	0,3-2,4	0-0,3	0-0,3	55-61	4-4,5	0-1
2	32-34	1,5-1,9	1,6-1,9	2,5-4,2	0,2-0,5	0-0,3	52-54	4,8-5,0	0,8-1,7
3	35-36	2,4-3,3	1,1-2,2	13-14	0,7-1,1	0,5-1,1	28-37	6,8-7,1	2,1-6,1

Примечание * - В пробах присутствует Mg в пределах 0-0,9%.

взвесь которого содержит только белый матт и черновую медь. Взвесь размером около 10 мкм часто имеет сложный состав: ядро представляет собой отдельные медные и свинцовые зерна, обычно загрязненные мышьяком и сурьмой. Похожая структура взвеси наблюдалась в работах [1, 2, 8].

Дополнительно была исследована микроструктура конвертерного шлака плавки 2 (табл. 1) в области формирования магнетитовой фазы, при увеличении, x 2000 – рис. 2, а в табл. 4 приведены интервалы содержания элементов в исследованных образцах.

Из картины распределения элементов в этом шлаке (рис. 3) видно, что участки проб, максимально обогащенных железом, содержат минимальное количество кремния (точки 2), то есть это – область формирования фазы 1 таблицы 4. Кроме того, из рисунка 3 видна четкая корреляция концентрации Si и Al на отдельных участках проб. Очевидно, высокое содержание Al_2O_3 в руде способствует образованию таких устойчивых алюмосиликатов как анортит $CaO \cdot Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$ и герценит $3Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$, что резко снижает и так низкую флюющую способность руды из-за невысокого ее содержания в шлаке [9].

Медь в пробах исследованных шлаков находится в виде тонко-дисперсной и мелкозернистой взвеси, как в свободных зернах, так и в виде включений в сульфидные корольки. Свинец содержится как в

медьсодержащих зернах, так и в шлаковом расплаве. Цинк – в силикатных и железистых оксидных расплавах.

Вследствие отработки первых порций штейна до белого матта, в конвертерном шлаке Балхашского медьзавода всех сливов железо окислено и находится в виде: силиката, магнетита и шпинелида. В механической взвеси сульфидов содержание железа не превышает 3,5%, поэтому перераспределения массовой доли меди в сторону образования вторичных минералов при медленном охлаждении не происходит.

Для достаточно полного выделения взвеси меди во флотационный концентрат, необходимо очень тонкое, до 10 мкм, измельчение твердого, абразивного материала, что может привести к ошлакованию

породообразующих минералов и экономически очень затратно. Доля окисленных цветных металлов в конвертерном шлаке, не извлекаемых флотацией, достаточно велика, и получаемые хвосты обогащения не будут отвальными.

Экономичнее использовать пирометаллургические способы – переработку жидкого конвертерного шлака в специально приспособленных для этого агрегатах: дуговых электропечах, печах постоянного тока, коксовом или карбидотермическом фильтре, двухкамерной печи Ванюкова и т.п., что позволит осуществить комплексное использование всех компонентов перерабатываемого материала, в отличие от его флотации или гидрометаллургических способов.

Библиографический список:

1. Fernandez-Caliani J.C., Rios G., Martinez J., Jimenez F. Occurrence and speciation of copper in slags obtained during the pyrometallurgical processing of chalcopirite concentrates at the Huelva smelter (Spain) // *Journal of Mining and Metallurgy. Sect. B-Metallurgy*. – 48. – 2012. – p. 161-171. <https://doi.org/10.2298/jmmb111111027f>.
2. Селиванов Е.Н., Гуляева Р.И., Удоева Л.Ю., Беляев В.В., Панкратова А.А. Влияние скорости охлаждения на фазовый состав и структуру шлаков конвертирования медных штейнов // *Металлы*. – 2009. - № 4. С. 8-16.
3. Sit'ko Y. A., Plekhova K.R., Mukhanov D.K., Sukurov B. V. Processing of converter slag of Balkhash copper-smelting plant. Part I – Structure and phase composition // *Kompleksnoe Ispol'zovanie Mineral'nogo syr'a*. – 2016. – № 4. pp. 51-58.
4. Мамонов С.В., Газалеева Г.И., Дресвянкина Т.П., Волкова С.В., Васильев И.Д. Повышение технологических показателей переработки шлаков медеплавильного производства на основе их медленного охлаждения и ультратонкого измельчения // *Известия ВУЗов. Горный журнал*. – 2018. - №2. С. 86-90. <https://doi.org/10.21440/0536-1028-2018-2-83-90>.
5. Сабанова М.Н., Савин А.Г., Шадрюнова И.В., Орехова Н.Н. Типизация медных шлаков Уральского региона, практика и перспективы флотационной переработки на действующих обогатительных фабриках // *Цветные металлы*. – 2013. - №8. С. 14-19.
6. Джонсон Р.Е., Темелис А.Д., Элтрингхам Г.А. Обзор всемирного опыта конвертирования меди // *J. of Metals*. 1979. V.31, VI. №6. – С. 28-36. Перевод №932512. Торгово-промышленная палата СССР. Свезд. отд. 1980.
7. Сандлер Е.М., Смирнова А.С., Цейдлер А.А., Чалов В.И. Влияние температурного режима на эффективность процесса конвертирования // *Цветные металлы*. – 1983. - №4. С. 19-21.
8. Das B., Michra B.K., Angadi S., Pradhan S. and Mohanty J.K. Characterization and recokery of copper values from discarded slag // *Waste Management & Research*. -2010. – Vol. 28, n. 6. - P. 561-567. <https://doi.org/10.1177/0734242x09343943>
9. Бобров В.М., Кожакметов С.М., Ситко Е.А. Флюсующая способность руд и шлаков медеплавильного производства и влияние на неё тугоплавких оксидов // *Докл. НАН РК*. – 2003. №3. С. 61-63.
10. Sit'ko Y. A., Sukurov B. V., Ruzakhunova G. S., Omirzakov B. A., Bajduisenova A. E. Comprehensive processing of converter slag // *Kompleksnoe Ispol'zovanie Mineral'nogo syr'a*. 305(2), С. 45–57. 2018. <https://doi.org/10.31643/2018/6445.6>.

“GORNII VESTNIK UZBEKISTANA”, 2019, №3 (78) pp. 58-60

STRUCTURE AND PHASE COMPOSITION OF SLAGS IN THE COPPER-MELTING PLANTS

¹Kvyatkovskiy S.A., Doctor of Technical Sciences, Professor, kvyatkovskiy55@mail.ru

¹Sit'ko E.A., Ph.D., professor, yel.sitko@gmail.com

¹Kozhakhmetov S.M., Academician of the NAS RK, entc-sultan@mail.ru

¹Satbauev University, JSC Institute of Metallurgy and Enrichment, Almaty, Kazakhstan,

Abstract

Samples of converter slag from the Balkhash copper plant (BMZ), taken during their discharge from the converter, were studied. Using scanning electron microscopy and X-ray microanalysis, it was found that almost all of the iron in them is oxidized and is in the form of fayalite, magnetite and complex spinel type oxides. Mechanical losses with industrial slags are mainly white matt beads and metal alloys.

Keywords: converter slag, structure, phase and elemental composition.

References

1. Fernandez-Caliani J.C., Rios G., Martinez J., Jimenez F. Occurrence and speciation of copper in slags obtained during the pyrometallurgical processing of chalcopirite concentrates at the Huelva smelter (Spain) // *Journal of Mining and Metallurgy. Sect. B-Metallurgy*. – 48. – 2012. pp. 161-171. <https://doi.org/10.2298/jmmb111111027f>.
2. Selivanov E.N., Gulyaeva R.I., Udoyeva L. Yu., Belyaev V.V., Pankratova A.A. Influence of cooling rate on the phase composition and slag structure of copper matte converting // *Metals*. - 2009. - № 4. pp. 8-16.
3. Sit'ko Y. A., Plekhova K.R., Mukhanov D.K., Sukurov B. V. Processing of converter slag of Balkhash copper-smelting plant. Part I – Structure and phase composition // *Kompleksnoe Ispol'zovanie Mineral'nogo syr'a*. – 2016. – № 4. pp. 51-58.
4. Mamonov S.V., Gazaleeva G.I., Dresvyankina T.P., Volkova S.V., Vasiliev I.D. Improving the technological indicators of slag processing of copper-smelting production on the basis of their slow cooling and ultrafine grinding // *Izvestiya VUZ. Mountain Journal*. - 2018. - №2. - Pp. 86-90. <https://doi.org/10.21440/0536-1028-2018-2-83-90>.
5. Sabanova M.N., Savin A.G., Shadrinova I.V., Orekhova N.N. Typification of copper slags of the Ural region, practice and prospects of flotation processing at existing processing plants // *Non-ferrous metals*. – 2013. - №8. pp. 14-19.
6. Johnson, R.E., Temelis A.D., Eltrintham G.A. A Review of Copper Conversion Worldwide Experience // *J. of Metals*. 1979. V.31, VI. No.6. pp. 28-36. Translation No. 932512. Trade and Industrial Chamber of the USSR. Sverd Dep. 1980.
7. Sandler E.M., Smirnova A.S., Tseydler A.A., Chalov V.I. Effect of temperature on the efficiency of the conversion process // *Non-ferrous metals*. - 1983. - №4. pp. 19-21.
8. Das B., Michra B.K., Angadi S., Pradhan S. and Mohanty J.K. Characterization and recokery of copper values from discarded slag // *Waste Management & Research*. -2010. – Vol. 28, n. 6. pp. 561-567. <https://doi.org/10.1177/0734242x09343943>
9. Bobrov V.M., Kozhakhmetov S.M., Sit'ko E.A. Fluxing ability of ores and slags of copper-smelting production and the impact of refractory oxides on it // *Dokl. NAS RK*. – 2003. №3. pp. 61-63.
10. Sit'ko Y. A., Sukurov B. V., Ruzakhunova G. S., Omirzakov B. A., Bajduisenova A. E. Comprehensive processing of converter slag // *Kompleksnoe Ispol'zovanie Mineral'nogo syr'a*. 305(2), pp 45–57. 2018. <https://doi.org/10.31643/2018/6445.6>.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРИГОДНОСТИ ЗАБАЛАНСОВЫХ РУД АО «АЛМАЛЫКСКИЙ ГМК» К ПЕРЕРАБОТКЕ МЕТОДОМ БИОВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ



Сагдиева М.Г.,
гл. научный сотрудник ГП
«Институт минеральных ре-
сурсов», д.б.н., профессор



Хидиров Ш.Т.,
начальник отдела лицензи-
рования старательской добычи
Госкомгеологии ГП «Институт
минеральных ресурсов»



Мавжудова А.М.,
старший научный сотрудник
Института микробиологии АН
РУз, к.б.н.



Омонов Р.Ч.,
магистрант Ташкентского
химико-технологического
института

Olmalıq kon-metallurgiya kombinati (OTMK) faoliyatining 70 yillik faoliyati davomida, Olmalıq viloyati hududida 155 million tonna chiqindi rudasi va 1350 million tonna flotatsion chiqindilari misni qayta ishlash zavodidan yig'ilib, ular katta hududlarni egallab, ekologik xavf tug'dirmoqda. Olmalıq ruda maydonini o'rganish ob'ektlari: A-4 (oksidlangan ruda), A-7 (sulfidli ma'dan), 9a (oksidlangan ruda) va Qalmoqqir konining ochiq konlari. Ishda barcha o'rganilayotgan axlatxonalarining mikroflorasini keltirilgan, ulardan temir-oltingugurt oksidlovchi bakteriyalarning eng faol atsidofil birikmalari tanlangan. Laboratoriya ishlarida oksidlangan va sulfidli rudalarni to'planib biologik tozalash bo'yicha tadqiqotlar olib borildi, bu A-4 chiqindilarining oksidlangan rudalaridan misni suyuqitirish orqali 84 kun ichida 84,1% ga, sulfidli rudalarning A-7 axlatxonasidan 79,6% ga tushishini ko'rsatdi. OKMK chiqindi rudalarini qayta ishlash uchun biotexnologiyani yaroqliligini tasdiqlaydi

Tayanch iboralar: umumiy rudalar, mikroflora, bakteriyalarni tanlab eritmaga o'tkazish, geokimyoviy faollik, temir-oltingugurt oksidlovchi bakteriyalarning atsidofil birikmalari, mis, oltin.

Na teritoriyi Almalıkskogo regiona za 70 let funktsionirovaniya AO «Almalıkskiy gorno-metallurgicheskiy kombinat» (AGMK) nakopilos 155 mln tonn otvalnykh rud i 1 350 mln tonn xvostov flotatsii medno-obogatitel'noy fabriki, kotorye zanyimayut ogromnye ploshchadi i predstavlyayut ekologicheskuyu opasnost'. Ob'ektom issledovaniy Almalıkskogo rudnogo polya yavilis: otval A-4 (oksidnaya ruda), A-7 (sulfidnaya ruda), 9a (oksidnaya ruda) i ruda otkrytogo kar'yera mestorojdeniya Kalymakyr. V rabote predstavlena mikroflora vseh issleduemykh otvalov, iz kotoroy otbiralı naibolee aktivnyye tsidozofilynye assotsiatsii zhelezo- seruokislyayushchikh bakteriy. Provedeny laboratornyye issledovaniya po kuchnomu biovyshchelachivaniyu otvalnykh oksidnykh i sulfidnykh rud, kotorye pokazali, cho iz oksidnykh rud otvala A-4 skvoznoe vyshchelachivanie medı za 100 dney dostigayet 84,1%, a iz otvala A-7 sulfidnykh rud - 79,6%, cho svidetel'stvoet o prigodnosti biotekhnologii dlya pererabotki otvalnykh rud AGMK

Ключевые слова: отвалы руды, микрофлора, бактериальное выщелачивание, геохимическая активность, ацидофильные ассоциации железо-серуоокисляющих бактерий, медь, золото.

В последнее время во всех горнодобывающих странах мира особое внимание уделяется техногенному минеральному сырью (техногенные месторождения твердых полезных ископаемых), которое образуется в процессе добычи и переработки руд. Выгодными предпосылками для вовлечения в переработку отвалных руд и лежалых хвостов обогащения полиметаллических руд являются следующие факторы: большие запасы отходов с повышенным содержанием благородных, цветных и редких металлов, нахождение их на поверхности земли в районах с развитой инфраструктурой, тонкое измельчение хвостов флотации, следовательно, исключаются затраты на их добычу и применение дорогостоящих операций дробления и измельчения, сокращаются затраты на инфраструктуру. В последние годы, в связи с высокой ценой благородных и цветных металлов, возрос интерес к освоению техногенных месторождений, содержащих цветные, благородные и редкие металлы.

Одним из современных альтернативных способов, лишенный многих ограничений и недостатков традиционных пиро- и гидрометаллургических методов переработки первичного и вторичного металлургического сырья является биоготехнология. Применение биотехнологии в цветной металлургии позволяет по-новому подойти к решению сложных проблем переработки бедного, и особенно упорного трудновскрываемого сырья (в том числе лежалых отвалов и забалансовых руд), а с другой стороны, - в существенной степени упростить технологический процесс, заменяя в ряде случаев такие экологически вредные переделы как обжиг, кислотное разложение и т.п., на окислительное выщелачивание в достаточно мягких и экологически чистых условиях [1-3].

Промышленное использование технологий кучного выщелачивания меди применяется в основном в странах с теплым климатом - Чили, США,

Австралии, Перу, Мексике и других странах. В 2011 году во всем мире функционировало 23 фабрики, на которых получали 1,2 млн т анодной меди в год по биоготехнологии кучного выщелачивания. Кучное выщелачивание меди с использованием мезофильных микроорганизмов осуществлено в Китае, а с использованием термофильных бактерий в Чили [4, 5]. Хвосты обогащения медной предложено перерабатывать методом кучной биоготехнологии в Иране и Узбекистане [6, 7]. Показано, что себестоимость меди, получаемой биогидрометаллургическим методом в 1,5-2,0 раза ниже, чем традиционными классическими методами. С одной стороны, очевидна высокая экономическая эффективность биогидрометаллургических методов переработки, а с другой стороны, что немаловажно, в эксплуатацию вовлекаются отвалы некондиционных сульфидных забалансовых руд, количество которых составляет сотни миллионов тонн, занимающих огромные площади и загрязняющих окружающую среду.

Проблема переработки отвалных забалансовых руд актуальна и для Республики Узбекистан. В настоящее время на территории горнодобывающих предприятий Узбекистана накоплено огромное количество отходов, образующих техногенные месторождения, содержание полезных компонентов в которых, в ряде случаев, превышает их содержание в природных месторождениях, а запасы техногенного сырья сопоставимы с запасами коренных месторождений [8, 9].

Так, в АО «Алmalıкский горно-металлургический комбинат» (AGMK) за его 70-летнюю деятельность накопилось около 200 млн т забалансовых руд различного типа, которые занимают площади и загрязняют окружающую среду. Количество хвостов флотации медно-обогатительной фабрики (МОФ), которые складываются в двух хвостохранилищах, на сегодняшний день достигает 1,3 млрд т [10,11].

Таблица 1
Краткая характеристика отвалов по основным металлам

Наименование отвала	Единица измерения	Количество	Содержание компонентов
Отвал А-4 (окисленная руда):	медь	5898,1	0,35 % 0,48 г/м 1,5 г/м
	золото	20,7	
	серебро	2830,0	
		9,18	
Отвал А-7 (сульфидная руда):	медь	45141,9	0,23 % 0,44 г/м 1,8 г/м
	золото	103,24	
	серебро	20150,2	
		81,933	
Отвал 9а (окисленная руда):	медь	2742,6	0,87 % 1,34 г/м 4,4 г/м
	золото	23,89	
	серебро	3682,5	
		12,1	
Открытый карьер (сульфидная руда):	медь		0,38 % 0,52 г/м 1,2 г/м
	золото		
	серебро		

Объектом исследований Алмалыкского рудного поля явились: отвал А-4 (окисленная руда), А-7 (сульфидная руда), 9а (окисленная руда) и руда открытого карьера месторождения Кальмакыр. Краткая характеристика по основным металлам исследованных руд отвалов и открытого карьера месторождения Кальмакыр приводится в таблице 1.

При проведении микробиологического обследования различных объектов Алмалыкского рудного поля на средах 9 К, Летена и Вакмана было выделено 72 культуры, из которых было отобрано 20 наиболее активных кислотофильных ассоциаций железобактерий с преобладанием *Acidithiobacillus ferrooxidans*.

Для определения геохимической активности эти культуры были адаптированы к пиритному концентрату, полученному при флотационном обогащении сульфидных некондиционных руд, путем многократных пересевов их на среды с различным соотношением Т:Ж (1:20; 1:15; 1:10; 1:5). Эксперименты по бактериальному выщелачиванию меди из пиритного концентрата проводили на качалке 180 об/мин, при температуре 28-32° С, рН 2,0-2,3, при соотношении твердой и жидкой фаз Т:Ж -1:10. Результаты проведенных исследований представлены в табл. 2.

Как явствует из данных табл. 2 наиболее активные микроорганизмы были выделены из руд отвала А-7 и открытого карьера месторождения Кальмакыр. К ним относятся ассоциации А-7-6, А-7-8, А-7-10, ОКМК-17, ОКМК-18 и ОКМК-20. В связи с этим, все последующие эксперименты по выщелачиванию меди из руд отвалов А-4 и А-7-были проведены с использованием ассоциаций А-7-10 и ОКМК-18, которые в настоящее время хранятся в лаборатории на пиритном концентрате методом, разработанным нами ранее [8]. Исследован видовой состав кислотофильных ассоциаций А-7-10 и ОКМК-18, показано преимущественное преобладание *A. ferrooxidans*, наличие *A. thiooxidans*, *Leptospirillum ferrooxidans* и *Sulfobacillus thermosulfidooxidans*. Для определения оптимальных параметров бактериального выщелачивания меди нами отобраны руды отвалов А-4 в качестве окисленных руд и А-7 в качестве сульфидных руд. Эксперименты по бактериальному выщелачиванию меди из руд отвалов А-4 и А-7 проводили на 5 образцах руд, отобранных из различных зон отвалов. Были определены влагоемкость различных образцов руд, проницаемость и расход серной кислоты, необходимый для закисления исследуемого материала. Данные представлены в табл. 3.

Таблица 3
Характеристика колонок с различными образцами руд отвалов А-4 и А-7

№ отвала	№ пробы	Влагоемкость, л/кг	Проницаемость, мл/час/см ²	Расход серной кислоты, г/кг
А-4	1	0,19	11,2	5,7
	2	0,18	9,8	5,5
	3	0,20	10,9	6,2
	4	0,17	9,8	6,4
	5	0,19	10,9	6,1
А-7	6	0,19	10,8	15,1
	7	0,22	9,6	14,4
	8	0,20	10,7	12,8
	9	0,19	9,9	14,3
	10	0,21	11,7	13,6

Данные табл. 3 показывают, что влагоемкость и проницаемость исследованных образцов руд отвалов А-4 и А-7 отличаются незначительно: влагоемкость варьирует от 0,17 до 0,22 г/кг, а проницаемость от 9,6 до 11,7. В то же время для закисления руд отвала А-4 требуется 5,5-6,4 г/кг концентрированной серной кислоты, а для руд отвала А-7 – 12,8-15,1 г/кг кислоты, что свидетельствует о природном закислении руд отвала А-4. Следует отметить, что просачиваемость после посева культуры и по мере выщелачивания меди ухудшается, так как происходит только измельчение руды, что сказывается на фильтрационной характеристике выщелачиваемого материала.

Таблица 2
Способность различных ассоциаций *A. ferrooxidans ferrooxidans* выщелачивать медь из пиритного концентрата (5 суток культивирования)

№	Шифр ассоциации	Место выделения	Окислительная активность по железу, мг/л/час	Количество бактерий, кл/мл	Концентрация меди на 5 сутки
1	А-4-1	Отвал А-4	42,0	6,0x10 ⁶	0,41
2	А-4-2		38,0	2,5x10 ⁶	0,38
3	А-4-3		51,0	6,0x10 ⁶	0,44
4	А-4-4		29,0	6,0x10 ⁶	0,28
5	А-4-5		58,0	1,3x10 ⁷	0,52
6	А-7-6	Отвал А-7	82,0	6,0x10 ⁸	0,74
7	А-7-7		78,0	1,3x10 ⁷	0,63
8	А-7-8		89,0	2,5x10 ⁸	0,80
9	А-7-9		69,0	6,0x10 ⁷	0,54
10	А-7-10		88,0	2,5x10 ⁷	0,81
11	9а-11	Отвал 9а	32,0	1,3x10 ⁶	0,34
12	9а-12		39,0	2,5x10 ⁶	0,35
13	9а-13		57,0	1,3x10 ⁷	0,54
14	9а-14		39,0	6,0x10 ⁶	0,38
15	9а-15		48,0	1,3x10 ⁶	0,42
16	ОКМК-16	Открытый карьер месторождения Кальмакыр	68,0	1,3x10 ⁷	0,64
17	ОКМК-17		87,0	1,3x10 ⁸	0,78
18	ОКМК-18		90,0	2,5x10 ⁹	0,85
19	ОКМК-19		72,0	6,0x10 ⁷	0,68
20	ОКМК-20		78,0	2,5x10 ⁸	0,71

Таблица 4

Развитие аборигенной микрофлоры в процессе закисления исследуемых руд

Наименование отвала и № пробы	№ цикла орошения	рН раствора на выходе	Количество бактерий на различных средах, кл/г,мл		
			<i>A. ferrooxidans</i>	<i>A. thiooxidans</i>	<i>T. denitrificans</i>
A-4	1	5,2	2,5x10 ¹	1,3x10 ⁰	2,5x10 ⁴
1		5,0	1,3x10 ²	1,3x10 ¹	1,3x10 ⁴
2		5,4	1,3x10 ²	н/о	1,3x10 ³
3		4,8	6,0x10 ¹	6,0x10 ⁰	6,0x10 ³
4		5,2	2,5x10 ¹	2,5x10 ⁰	2,5x10 ³
A-7	1	6,7	1,3x10 ¹	н/о	6,0x10 ³
6		6,2	2,5x10 ¹	1,3x10 ¹	2,5x10 ⁴
7		6,7	н/о	1,3x10 ¹	6,0x10 ⁴
8		6,0	6,0x10 ⁰	6,0x10 ⁰	2,5x10 ³
9		6,3	2,5x10 ¹	н/о	1,3x10 ⁴
A-4	5	4,4	6,0x10 ¹	1,3x10 ¹	2,5x10 ⁵
1		4,0	2,5x10 ²	6,0x10 ¹	2,5x10 ⁴
2		4,3	6,0x10 ¹	1,3x10 ¹	6,0x10 ⁴
3		4,0	6,0x10 ²	2,5x10 ¹	6,0x10 ⁴
4		4,3	6,0x10 ¹	2,5x10 ¹	2,5x10 ⁵
A-7	5	5,6	1,3x10 ¹	1,3x10 ¹	1,3x10 ⁵
6		5,4	2,5x10 ¹	6,0x10 ¹	1,3x10 ⁵
7		5,8	1,3x10 ¹	1,3x10 ¹	2,5x10 ⁴
8		5,2	6,0x10 ⁰	6,0x10 ¹	6,0x10 ³
9		5,4	2,5x10 ¹	6,0x10 ¹	2,5x10 ⁵
A-4	10	3,7	6,0x10 ²	1,3x10 ²	6,0x10 ⁴
1		3,4	2,5x10 ²	6,0x10 ¹	2,5x10 ³
2		3,7	1,3x10 ³	1,3x10 ²	6,0x10 ³
3		3,5	2,5x10 ¹	2,5x10 ²	2,5x10 ⁴
4		3,4	1,3x10 ³	2,5x10 ¹	6,0x10 ³
A-7	10	4,2	2,5x10 ³	2,5x10 ²	6,0x10 ⁴
6		4,1	2,5x10 ²	6,0x10 ¹	2,5x10 ⁵
7		4,3	1,3x10 ³	2,5x10 ²	6,0x10 ³
8		4,8	6,0x10 ²	6,0x10 ³	6,0x10 ⁴
9		4,4	6,0x10 ²	2,5x10 ²	6,0x10 ⁵
A-4	15	2,2	2,5x10 ⁴	2,5x10 ²	2,5x10 ²
1		2,6	2,5x10 ³	6,0x10 ²	1,3x10 ³
2		2,3	2,5x10 ⁴	1,3x10 ²	1,3x10 ²
3		2,5	2,5x10 ³	2,5x10 ¹	1,3x10 ³
4		2,3	1,3x10 ⁴	6,0x10 ²	6,0x10 ²
A-7	15	3,4	1,3x10 ⁵	1,3x10 ³	6,0x10 ⁴
6		3,2	2,5x10 ⁴	2,5x10 ²	2,5x10 ⁴
7		3,3	1,3x10 ⁴	2,5x10 ²	6,0x10 ³
8		3,6	2,5x10 ⁴	6,0x10 ³	6,0x10 ³
9		3,4	6,0x10 ⁴	6,0x10 ²	6,0x10 ³
A-4	20	2,0	1,3x10 ⁵	2,5x10 ³	2,5x10 ¹
1		2,3	2,5x10 ⁴	6,0x10 ³	1,3x10 ¹
2		2,1	6,0x10 ⁴	2,5x10 ⁴	1,3x10 ²
3		2,3	2,5x10 ⁴	2,5x10 ³	2,5x10 ¹
4		2,2	2,5x10 ³	1,3x10 ³	6,0x10 ⁰
A-7	20	2,5	1,3x10 ⁶	1,3x10 ⁵	2,5x10 ²
6		2,6	1,3x10 ⁵	6,0x10 ³	6,0x10 ¹
7		2,2	2,5x10 ⁵	2,5x10 ³	2,5x10 ²
8		2,6	2,5x10 ⁵	6,0x10 ²	1,3x10 ²
9		2,4	1,3x10 ⁶	6,0x10 ⁴	6,0x10 ¹

На стадии закисления исследуемых материалов еженедельно определяли развитие аборигенной микрофлоры на трех средах. Данные представлены в табл. 4.

Данные таблицы 4 показывают, что в процессе закисления в колонках с рудой отвала А-4 практически за 15 циклов орошений величина рН растворов на выходе снижается до значений 2,2-2,6, что свидетельствует о природном окислении сульфидных минералов. В колонках с рудой А-7 закисление материала происходит более длительно и заканчивается на 20 цикле орошения.

В целом, в процессе закисления через материал исследуемой руды было пропущено 6 л подкисленной воды с расходом серной кислоты в количестве 5,5-6,4 г/кг для окисленных руд и 12,8-15,1 г/кг для сульфидных руд. Количество аборигенной микрофлоры в процессе закисления сульфидных и окисленных руд изменялось пропорционально увеличению рН: количество ацидофильных микроорганизмов увеличилось от 10¹ кл/г до 10³⁻⁴ кл/г в окисленной руде, а в сульфидной - до 10⁶ кл/г. Количество же денитрифицирующих бактерий, наоборот, по мере

Таблица 5

Бактериальное выщелачивание меди из различных образцов руды отвала А-4

№ колонки	Число циклов	pH	Eh	Кол-во бактерий, кл/г	Концентрация меди, г/л
А-4-1 (к)	25	2,0	420	1,3x10 ⁴	0,4
	30	2,2	450	2,5x10 ⁴	0,8
	40	2,1	480	6,0x10 ⁴	0,9
А-4-1(о)	25	2,2	530	1,3x10 ⁵	0,6
	30	2,3	580	1,3x10 ⁴	0,9
	40	2,2	600	6,0x10 ⁵	1,0
А-4-2 (к)	25	2,3	430	2,5x10 ³	0,6
	30	2,2	480	1,3x10 ³	0,8
	40	2,0	520	1,3x10 ⁴	0,9
А-4-2(о)	25	2,2	540	2,5x10 ⁵	0,7
	30	2,2	590	2,5x10 ⁴	0,9
	40	2,3	620	6,0x10 ⁵	1,1
А-4-3 (к)	25	2,2	400	1,3x10 ⁴	0,5
	30	2,4	440	2,5x10 ⁴	0,7
	40	2,3	460	6,0x10 ⁴	0,8
А-4-3(о)	25	2,2	500	1,3x10 ⁵	0,7
	30	2,3	540	1,3x10 ⁴	0,9
	40	2,3	550	6,0x10 ⁵	0,9
А-4-4 (к)	25	2,0	460	1,3x10 ⁴	0,5
	30	2,1	500	6,0x10 ³	0,6
	40	2,0	480	1,3x10 ³	0,7
А-4-4(о)	25	2,1	560	6,0x10 ⁴	0,7
	30	2,2	590	2,5x10 ⁵	0,9
	40	2,2	600	6,0x10 ⁴	1,0
А-4-5 (к)	25	2,2	420	6,0x10 ³	0,6
	30	2,0	440	6,0x10 ³	0,8
	40	2,1	450	1,3x10 ³	0,7
А-4-5(о)	25	2,0	520	6,0x10 ⁴	0,8
	30	2,1	550	1,3x10 ⁵	0,9
	40	2,0	580	2,5x10 ⁵	1,0

Таблица 6

Бактериальное выщелачивание меди из различных образцов руды отвала А-7

№ колонки	Число циклов	pH	Eh	Кол-во бактерий, кл/г	Концентрация меди, г/л
А-7-1 (к)	25	2,2	460	1,3x10 ⁴	0,2
	30	2,0	480	2,5x10 ⁴	0,6
	40	2,0	490	6,0x10 ⁴	0,6
А-7-1(о)	25	2,4	580	1,3x10 ⁷	0,6
	30	2,3	640	1,3x10 ⁸	1,2
	40	2,0	620	6,0x10 ⁷	1,0
А-7-2 (к)	25	2,3	430	2,5x10 ³	0,3
	30	2,2	480	1,3x10 ³	0,7
	40	2,0	520	1,3x10 ⁴	0,6
А-7-2(о)	25	2,2	540	2,5x10 ⁶	0,8
	30	2,2	590	2,5x10 ⁸	0,9
	40	2,3	620	6,0x10 ⁷	1,0
А-7-3 (к)	25	2,2	440	2,5x10 ³	0,5
	30	2,1	450	1,3x10 ³	0,8
	40	2,0	460	1,3x10 ⁴	0,8
А-7-3(о)	25	2,0	560	1,3x10 ⁸	0,8
	30	2,2	590	2,5x10 ⁸	1,0
	40	2,1	600	2,5x10 ⁸	1,0
А-7-4 (к)	25	2,2	480	2,5x10 ³	0,4
	30	2,2	480	1,3x10 ³	0,7
	40	2,1	500	1,3x10 ⁴	0,8
А-7-4(о)	25	2,3	540	2,5x10 ⁷	0,8
	30	2,0	590	1,3x10 ⁸	0,9
	40	2,1	620	6,0x10 ⁷	1,0
А-7-5 (к)	25	2,3	430	2,5x10 ³	0,6
	30	2,2	480	1,3x10 ³	0,7
	40	2,0	520	1,3x10 ⁴	0,8
А-7-5(о)	25	2,2	540	2,5x10 ⁶	0,8
	30	2,2	590	2,5x10 ⁸	0,9
	40	2,3	640	6,0x10 ⁷	1,0

за кислению материала колонки уменьшалось от 10³⁻⁴ кл/г до 10⁰⁻¹ кл/г. В процессе закисления после достижения pH растворов на выходе до величины 3,0 и ниже концентрация железа в растворе на выходе увеличивалась до 2,2-2,8 г/л, причем как правило, в двухвалентной форме для сульфидных руд, а для окисленной руды в некоторых колонках железо обнаруживается и в трехвалентной форме. В период циклов 15-20 в некоторых колонках с окисленной рудой наблюдается выщелачивание и меди в концентрации 0,05-0,1 г/л, что свидетельствует о растворении окисленных форм меди. После засева опытных колонок культуральной жидкостью ацидофильной ассоциации железобактерий А-7-10 бактериальное выщелачивание проводили по режиму: 10 часов – орошение, 62 часа – пауза. Результаты экспериментов с окисленной рудой отвала А-4 представлены в таблице 5, а отвала А-7 - в табл. 6.

Анализ данных, представленных в табл. 5, по бактериальному выщелачиванию меди из руд отвала А-4 в колонках свидетельствует о том, что все отобранные образцы проб подвергаются биовыщелачиванию, и значительного различия между контрольными и опытными вариантами экспериментов не наблюдается. Также не обнаруживается заметного различия и по выщелачиванию меди между опытными и контрольными вариантами экспериментов. Однако для руд отвала А-7 засев культуральной жидкостью ассоциации железобактерий в значительной степени сказывается на выщелачивании меди, количество микроорганизмов достигает 10⁸ кл/г на 30 цикле орошения, а концентрация меди в растворе увеличивается до 1,0-1,2 г/л. Об активном окислении сульфидных минералов свидетельствуют и значения Eh, величина которых повышается до 750-800 мВ. С целью интенсификации процессов выщелачивания меди из исследуемых руд нами были проведены эксперименты с добавлением солей аммония и фосфора при смачивании руд и эксперименты с удалением мелкой фракции руд (0,1 мм) просеиванием на сите. Как показали результаты опытов, соли аммония и фосфора в значительной степени интенсифицируют активность микроорганизмов, а удаление мелкой фракции способствует улучшению проницаемости и фильтруемости руд. Результаты проведенных опытов по извлечению меди из исследуемых руд методом бактериального выщелачивания представлены в табл. 7.

Таблица 7

Усредненные данные по бактериальному выщелачиванию меди из различных руд

Варианты опыта	Количество циклов	Извлечение меди, %	
		контроль	опыт
А-4	30	44,0	68,0
А-7	40	32,0	62,0
А-4 (с солями)	40	58,0	78,0
А-7 (с солями)	40	47,0	72,0
А-4 (крупная часть)	40	64,0	80,0
А-7 (крупная часть)	40	47,0	74,0
А-4 (крупная часть с солями)	40	48,0	80,2

На основании полученных результатов опытов можно полагать, что окисленные руды отвалов могут быть выщелочены и сернокислотным выщелачиванием за счет развивающейся аборигенной микрофлоры, значительно интенсифицирующей окисление незначительного количества сульфидных минералов. При выщелачивании сульфидных руд отвала А-7 извлечение меди увеличивается в два раза при дополнительном внесении активной ассоциации тионовых бактерий.

Таким образом, показана пригодность сульфидных руд отвала А-7 к переработке методом бактериального выщелачивания, а для переработки окисленных руд отвала А-4 могут быть использованы методы сернокислотного выщелачивания. Оптимальными параметрами бактериального выщелачивания сульфидных руд в перколяторах являются: использование руды с удалением мелкой фракции, добавление солей аммония (1 г/л) и фосфора (0,25 г/л), величина pH орошаемых растворов 2,2-2,0, скорость орошения 30 мл/час, пауза - 62 часа, посев культурой, выращенной на модифицированной среде 9 К.

Таблица 8

Данные по результатам укрупненно-лабораторных испытаний по бактериальному выщелачиванию меди из окисленных руд отвала А-4

Название операции	Суммарное время процесса, сутки	РН Раствора на выходе	Количество acidophilic железокисляющих бактерий				Сквозное извлечение меди	
			На поверхности	В средней части	В нижней части	В оборотном растворе, кл/мл	*Количество металла, г	** % от исходного
Закисление материала	5	4,54	2,5x10 ³	6,0x10 ²	2,5x10 ²	6,0x10 ¹	2,01	8,6
	10	3,70	6,0x10 ⁵	2,5x10 ⁵	2,5x10 ⁴	6,0x10 ²	7,11	30,4
	15	2,05	2,5x10 ⁵	6,0x10 ⁵	6,0x10 ⁵	2,5x10 ⁴	10,18	43,5
Выщелачивание в режиме проток-пауза	20	2,16	6,0x10 ⁶	2,5 x10 ⁶	2,5x10 ⁶	1,3 x10 ⁶	11,30	48,3
	40	2,20	1,3x10 ⁷	1,3 x10 ⁷	6,0x10 ⁷	6,0x10 ⁷	14,35	61,5
	60	2,05	2,5x10 ⁷	2,5 x10 ⁷	2,5x10 ⁷	2,5 x10 ⁵	14,35	68,8
	80	1,92	6,0x10 ⁷	6,0x10 ⁷	1,3x10 ⁷	6,0x10 ⁵	17,18	73,4
	100	1,96	2,5x10 ⁷	6,0x10 ⁷	6,0x10 ⁷	1,3 x10 ⁵	19,68	84,1

* Расчет ведется по содержанию меди в элюате;

** Расчет ведется по количеству выщелоченной меди.

Таблица 9

Данные по результатам укрупненно-лабораторных испытаний по бактериальному выщелачиванию меди из сульфидных руд отвала А-7

Название операции	Суммарное время процесса, сутки	РН раствора на выходе	Количество acidophilic железокисляющих бактерий				Сквозное извлечение меди	
			На поверхности	В средней части	В нижней части	В оборотном растворе, кл/мл	*Количество металла, г	** % от исходного
Закисление материала	5	4,32	6,0x10 ¹	2,5 x10 ¹	6,0x10 ¹	6,0x10 ⁰	0,44	4,7
	10	3,45	2,5x10 ³	6,0x10 ²	6,0x10 ²	6,0x10 ¹	0,99	10,5
	15	1,98	2,5x10 ⁶	6,0x10 ⁵	2,5x10 ⁵	2,5x10 ²	2,39	24,3
Выщелачивание в режиме проток-пауза	20	1,84	2,5 x10 ⁷	6,0x10 ⁶	2,5x10 ⁷	6,0x10 ⁴	3,16	33,5
	40	1,80	1,3 x10 ⁸	6,0x10 ⁷	1,3x10 ⁸	6,0x10 ⁶	3,95	41,8
	60	1,85	2,5 x10 ⁸	6,0x10 ⁸	6,0x10 ⁸	2,5x10 ⁸	5,13	54,3
	80	1,82	6,0x10 ⁸	2,5x10 ⁸	6,0x10 ⁷	2,5x10 ⁶	6,33	67,1
	100	1,78	1,3 x10 ⁷	6,0x10 ⁷	2,5x10 ⁸	2,5x10 ⁸	7,51	79,6

* Расчет ведется по содержанию меди в элюате;

** Расчет ведется по количеству выщелоченной меди.

Укрупненно-лабораторные испытания бактериального выщелачивания меди из сульфидных и окисленных руд проводили в колонках на 3 кг исследуемого материала. Для извлечения меди из продуктивных растворов использовали метод осаждения на железном скрапе и метод сорбции на смоле S-930, предоставленной ЦХТЛ АГМК и выпускаемой английской фирмой «Purolite». В результате проведенных экспериментов по извлечению меди из продуктивных растворов бактериального выщелачивания меди показано, что цементацию на железном скрапе эффективно использовать только на продуктивных растворах, ненасыщенных органическими веществами: т.е. по мере выщелачивания с увеличением органических соединений – метаболитов бактерий, процент извлечения меди снижается с 81 до 58%. В то время как на сорбцию меди на смоле S-930 наибольшее влияние имеет значение pH продуктивных растворов и соотношение форм железа в этих растворах – сорбция на смоле наиболее успешно проходит при значениях pH выше 3,5, и при наименьшем содержании Fe³⁺. Извлечение меди из продуктивных растворов на железном скрапе варьирует от 81% до 58%, а извлечение меди на сорбенте S-930, независимо от состава растворов, составляет 89–93%. Данные укрупненных лабораторных испытаний по бактериальному выщелачиванию меди из сульфидных и окис-

ленных руд представлены в таблицах 8 и 9. Как показывают данные таблицы 8, в процессе выщелачивания меди из окисленных руд в течение 15 дней происходит закисление исследуемого материала до pH 2,05, численность бактерий увеличивается до 2,5x10⁵ кл/г, а после посева культуры – до 6x10⁷ кл/г, концентрация меди в продуктивных растворах варьирует от 0,4 г/л до 1,0 г/л. Сквозное извлечение меди в процентах от исходного составляет за 100 дней 84,1%.

Данные таблицы 9 свидетельствуют о том, что в отличие от результатов выщелачивания окисленных руд, в сульфидных рудах численность железокисляющих бактерий в процессе выщелачивания увеличивается до 10⁸ кл/г, pH продуктивных растворов снижается до 1,7–1,8 за счет образования серной кислоты в процессе окисления сульфидных минералов, а сквозное извлечение меди составляет за 100 дней 79,6%.

В целом, результаты проведенных укрупненных лабораторных испытаний по биовыщелачиванию меди из окисленных и сульфидных руд отвалов А-4 и А-7 показывают, что для окисленных руд можно использовать сернокислотное выщелачивание с интенсификацией аборигенной микрофлоры, а для сульфидных руд необходимо производить посев культуры железокисляющих бактерий, что в значительной степени активизирует процесс биовыщелачивания. Для извлече-

ния меди из продуктивных растворов могут быть использованы как метод цементации меди на железном скрапе, метод экстракции, так и метод сорбции на смолу S-930. Использование того или другого способа в процессе биовыщелачивания меди будут определять экономические показатели.

Полученные данные легли в основу разработанного технологического регламента для проведения опытно-промышленных испытаний на массе руды 5000 т.

В результате проведенных исследований сделаны следующие выводы:

1. В рудах с кислой и слабокислой средой наблюдается развитие железозакисляющих бактерий, что свидетельствует об активном окислении сульфидных минералов, в то время как в рудах с высоким значением pH обнаруживаются тионовые бактерии, окисляющие серу и различные восстановленные соединения серы.

2. На основании проведенного скрининга выделенных геохимически активных микроорганизмов из различных руд Алмалыкского рудного поля были отобраны наиболее активные ацидофильные ассоциации, окисляющие сульфидные минералы некондиционных руд. Путем адаптации к пиритному концентрату, полученному флотационным обогащением, получены высокоактивные железозакисляющие культуры (А-7-6, А-7-8, А-7-10, ОКМК-17, ОКМК-18 и ОКМК-20), которые были использованы для бактериального выщелачивания меди.

3. Для окисленных руд влагоемкость составляет 0,17-0,2 л/кг, проницаемость – 9,8-11,2 мл/час/см², расход серной кислоты для закисления – 5,5-6,4 г/кг; для сульфидных руд – 0,19-0,22 л/кг, 9,6-11,7 мл/час/см² и 12,8-15,1 г/кг соответственно.

4. Определены оптимальные параметры технологии бактериально-выщелачивания меди в перколяторах: использование руды с удалением мелкой фракции, добавление солей аммония (1,0 г/л) и фосфора (0,25 г/л), величина pH орошаемых растворов 2,2-2,0, скорость орошения 30 мл/час, пауза – 62 часа, посев культурой, выращенной на модифицированной среде 9 К.

5. Результаты проведенных лабораторных и укрупненно-лабораторных испытаний по выщелачиванию меди из окисленных руд отвала А-4 показывают, что в процессе закисления материала численность аборигенной микрофлоры достигает 10⁴⁻⁵ кл/г для железозакисляющих микроорганизмов, а извлечение меди при этом составляет около 50%. Общее сквозное выщелачивание меди за 100 дней достигает 84,1%. Для выщелачивания меди из окисленных руд рекомендуется проведение сернокислотного выщелачивания с интенсификацией аборигенной микрофлоры, которое достигается при постепенном закислении руды.

6. Бактериальное выщелачивание меди из сульфидных руд в лабораторных и укрупненно-лабораторных экспериментах показывает, что в процессе закисления материала в продуктивные растворы выщелачивается только 33,5% меди, а численность аборигенной микрофлоры достигает 10⁵⁻⁶ кл/г. При интродукции материала руды железозакисляющими микроорганизмами количество бактерий увеличивается до 10⁷⁻⁸ кл/г, а выщелачивание меди активизируется и достигает 79,6% за 100 дней.

7. Разработан технологический регламент для проведения опытно-промышленных испытаний по биотехнологии переработки отвальных руд на массе руды 5000 т.

Библиографический список:

1. Каравайко Г.И., Росс Дж., Агапе А., Грудев С., Авакян З.А. Биоготехнология металлов. Практическое руководство: М.: Центр Международных проектов ГКНТ. 1989. 375 с.
2. Росси Дж. Подземное и кучное выщелачивание. Выщелачивание в отвалах // Биоготехнология металлов. Практическое руководство / Под ред. Г.И. Каравайко, Дж. Росси, А. Агапе, С. Грудев, З.А. Авакян. М.: Центр Международных проектов ГКНТ. 1989. С. 228-326.
3. Ehrlich H.L. Past, present and future biohydrometallurgy // Inter. Biohydromet. Symposium "Biohydrometallurgy and environment toward the of the 21st century", 1999, pp. 3-12.
4. Renman R., Jiankarg W. Bacterial heap-leaching practice in Zijinshan copper mine // Proc. 16th Biohydrometallurgy Symp. (IBS 2005) / Eds. S.T.L. Harrison, D.E. Rawlings, J. Peterson/ Cape Town. South Africa: Compress, 2005. pp. 137-144.
5. Batty J.D., Rorke G.V. Development and commercial demonstration of the BioCoptm thermophile process // Ibid. Cape Town. South Africa: Compress, 2005. pp. 153-161.
6. Sagdiyeva M.G., Borminskiy S.I., Rakhmatullaeva Z.E., Tonkikh A.K., Sanakulov K.S., B. Scott. Biohydrometallurgical Processing of Flotation Tailings from Different Copper Mills. // Proceedings of 17th International Biohydrometallurgical Symposium, 2007, Frankfurt on Maine, pp. 299-303.
7. Сагдиева М.Г., Борминский С.И., Василенок О.П., Кудашева Л.Г., Иванова Г.В. Опытные-промышленные испытания биотехнологии переработки хвостов флотации медно-обогатительной фабрики. // Горный журнал. (Россия). Спецвыпуск. 2009. С. 52-54.
8. Бадалов С.Т. Минералогия и геохимия эндогенных месторождений Алмалыкского рудного поля / Ташкент, Фан, 1965, 275 с.;
9. Вологдин Н.Ф., Каширский С.А. Техногенные месторождения – резерв минерально-сырьевой базы действующих горнодобывающих предприятий АГМК. / в. Алмалык, 1997, 186 с.
10. Туресебеков А.Х., Каширский С.А., Вологдин Н.Ф. Минералого-геохимическая оценка золотоносности техногенных месторождений как резерв минерально-сырьевой базы действующих горнодобывающих предприятий Республики Узбекистан // Тезисы докладов Международного совещания "Природные и техногенные россыпи и месторождения коры выветривания на рубеже тысячелетий", Москва, 2000, С. 200-203.
11. Сагдиева М.Г. Биогидрометаллургические методы извлечения цветных, благородных и редких металлов из различных видов нетрадиционного рудного сырья Республики Узбекистан. // Узбекский биологический журнал, № 1-2, 2006, С. 11-18.

DETERMINATION OF THE SUITABILITY OF BALANCE ORES "ALMALYK MMC" JSC TO PROCESSING BY METHOD BIODINSTELLATION

¹Sagdieva M.G., Doctor of Biological Sciences, Professor, Chief Researcher of the State Enterprise "Institute of Mineral Resources", info@gpniimr.uz

¹Khidirov Sh.T., Head of the Licensing Department of Prospecting in the State Committee on Geology, info@gpniimr.uz

²Mavzhudova A.M., Senior Researcher, info@gpniimr.uz

³Omonov R.Ch., master student, info@gpniimr.uz

¹State Enterprise "Institute of Mineral Resources", Tashkent, Uzbekistan

²Institute of Microbiology, Academy of Sciences of Uzbekistan, Tashkent, Uzbekistan

³Tashkent Institute of Chemical Technology, Tashkent, Uzbekistan

Abstract

Over the 70 years of operation, Almalyk Mining and Metallurgical Combine (AMMC) has accumulated 155 million tons of waste ore and 1,350 million tons of flotation tailings of a copper-processing plant in the territory of the Almalyk region, which occupy huge areas and pose an environmental hazard. The objects of research at the Almalyk ore field were: A-4 blade (oxidized ore), A-7 (sulfide ore), 9a (oxidized ore), and open-pit ore of Kalmakyr deposit. The paper presents the microflora of all the studied dumps, from which the most active acidophilic associations of iron-sulfur-oxidizing bacteria were selected. Laboratory studies have been carried out on the heap bioleaching of dumped oxidized and sulphide ores, which showed that from oxidized ores of the A-4 heap, the through leaching of copper in 100 days reaches 84,1%, and from the A-7 heap of sulfide ores - 79,6%, which testifies to the suitability of biotechnology for the processing of dump ores AMMC.

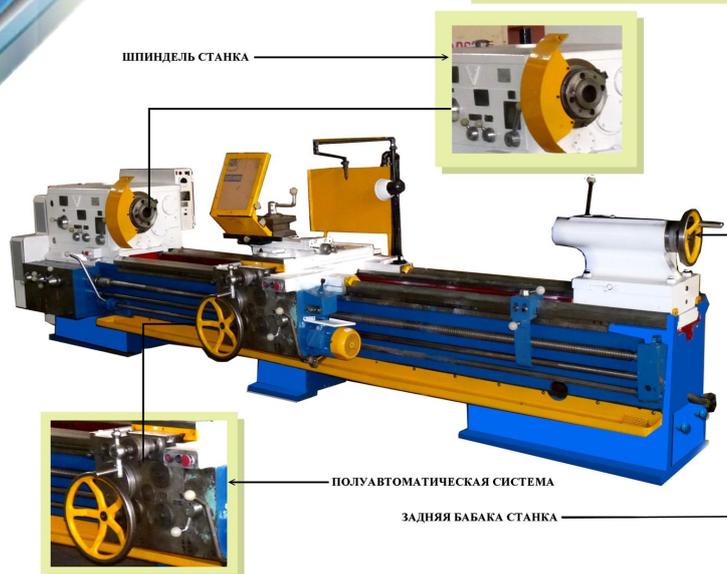
Keywords: waste ores, microflora, bacterial leaching, geochemical activity, acidophilic associations of iron-sulfur-oxidizing bacteria, copper, gold.

References

1. Karavaiko G.I., Ross J. Agate A. Grudev S., Avakyan Z.A. Biogeochemistry of metals. Practical Guide: M.: Center for International Projects of the State Committee for Science and Technology. 1989. 375 p.
2. Rossi J. Underground and heap leaching. Leaching in waste dumps // Biogeochemistry of metals. Practical Guide / Ed. G.I. Karavaiko, J. Rossi, A. Agate, S. Grudev, Z.A. Avakian. M.: Center for International Projects of the State Committee for Science and Technology. 1989. pp. 228-326.
3. Ehrlich H.L. Past, present and future biohydrometallurgy // Inter. Biohydromet. Symposium "Biohydrometallurgy and environment for the 21st century", 1999, pp. 3-12;
4. Renman R., Jiankang W. Bacterial heap-leaching practice in the Zijinshan copper mine // Proc. 16th Biohydrometallurgy Symp. (IBS 2005) / Eds. S.T.L. Harrison, D.E. Rawlings, J. Peterson / Cape Town. South Africa: Compress, 2005. pp. 137-144.
5. Batty J.D. Rorke G.V. Development and commercial demonstration of the BioCoptm thermophile process // Ibid. Cape Town. South Africa: Compress, 2005. pp. 153-161.
6. Sagdiyeva M.G., Borminskiy S.I., Rakhmatullaeva Z.E., Tonkikh A.K., Sanakulov K.S., B. Scott. Processing of Flotation Tailings from Different Copper Mills. // Proceedings of the 17th International Biohydrometallurgical Symposium, 2007, Frankfurt on Maine, pp. 299-303.
7. Sagdieva M.G., Borminsky S.I., Vasilenok O.P., Kudasheva L.G., Ivanova G.V. Pilot-industrial testing of biotechnology processing of flotation tailings of a copper-processing plant. // Mountain log. (Russia). Special edition. 2009. pp. 52-54.
8. Badalov S.T. Mineralogy and geochemistry of endogenous deposits of the Almalyk ore field / Tashkent, Fan, 1965, 275 p.
9. Vologdin N.F., Kashirsky S.A. The technogenic deposits are a reserve of the mineral resource base of the operating mining enterprises of the AMMC. / Almalyk, 1997, 186 p.;
10. Turesebekov A.Kh., Kashirsky S.A., Vologdin N.F. Mineralogical and geochemical assessment of gold-bearing technogenic deposits as a reserve of the mineral resource base of existing mining enterprises of the Republic of Uzbekistan // Abstracts of the International Meeting "Natural and man-made placers and weathering deposits at the turn of the millennia", Moscow, 2000, pp. 200-203.
11. Sagdieva M.G. Biohydrometallurgical methods of extraction of non-ferrous, noble and rare metals from various types of unconventional ore raw materials of the Republic of Uzbekistan. // Uzbek Biological Journal, № 1-2, 2006, pp. 11-18.



СТАНОК ТОКАРНО-ВИНТОРЕЗНЫЙ МОДЕЛИ 1М63



Государственное Предприятие НГМК
Производственное Объединение
"Навоийский машиностроительный завод"
Адрес: г. Навои, ул. Инспекторов, 5
Тел: (+99879) 227-62-14, 227-64-23,
Факс: (+99879) 223-48-78.
Email: infonmz@ngmk.uz

COMPREHENSIVE MANAGEMENT COUNTERMEASURES TO COAL MINING SUBSIDENCE AREAS

Foydali qazilmani qazib olish joylaridagi ekologik muhit sezilarli darajada o'zgardi va bu holat konchilik sanoatining ustuvor rivojlanishiga o'z salbiy ta'sirini ko'rsatdi. Maqolada Xitoy xalq respublikasidagi (XXR) ko'mir qazib olinadigan xududlardagi joriy holat va mavjud muammolar tahlil qilingan. Ekologik holatni boshqarish uch bosqichga bo'lingan bo'lib, dastlabki qazish, bevosita ko'mirni qazib olish davri va konchilik ishlarini tugatish davri. Tahlil natijasida ko'mir havzasidagi ekologik xolatni yaxshilash chora-tadbirlari qonunchilik, texnologik va boshqaruvga oid masalalar bo'yicha ishlab chiqilgan va tavsiya etilgan.

Tayanch iboralar: ustuvor rivojlanish, qazib olish, boshqaruvni kompleks tadbirlari, ekologiya, konchilik ishlari texnologiyasi.

Экологическая среда в районе добычи полезных ископаемых серьезно пострадала в результате вредного воздействия горных работ на окружающую среду, что оказало непосредственное влияние на устойчивое развитие горнодобывающей промышленности. В статье проанализированы текущие ситуации и существующие проблемы в угольной отрасли Китая. Управление ситуацией разделены на три этапа, включая предварительную добычу, непосредственная добыча и пост-майнинга на основе временной последовательности добычи. В результате анализа эффективные комплексные управленческие контрмеры были систематически предоставлены для контроля процессов в сочетании с соответствующими законами, технологиями добычи и технологиями управления в районах разработки угольных месторождений.

Ключевые слова: устойчивое развитие, добыча, комплексные контрмеры управления, экология, технология горных работ.

Ху Биннан,
научный сотрудник Научно-исследовательского института стратегии и планирования Китайского научно-исследовательского института угля, доктор PhD



The characteristics of China's energy reserve structure are 'rich in coal, poor in oil, short of gas'. China's coal production is 34,1 tons in 2016 and coal consumption was 37,8 tons [1]. Coal was accounted for 62% of primary energy consumption. According to the Coal development 13th five-year plan, coal is the main energy in china for a long period of time.

Now, most of coal mining method in China is caving method. It is unavoidable to induce overburden movement and surface subsidence. With China governmental attention to ecological environmental protection, the management of coal mining subsidence area gradually became one of the important research contents of the sustainable development of the coal industry.

At present, a lot of research has been carried out on the treatment technology of coal mining subsidence area at home and abroad [2]. The earliest countries to deal with coal mining subsidence area are Germany and the United States. In 1920s, Germany restored its ecological function by planting trees on abandoned coal mining subsidence land, then gradually made its use by multiple industries and multiple departments, and had formed a complete modern park, including legal system and management system. In 1996, the United States held an international conference on ecological restoration of abandoned mines, and promoted the development of reclamation of coal mining subsidence area.

The related research on China's coal mining subsidence area is relatively late. With the attention to ecological environment, the transformation and upgrading for coal industry, the comprehensive management in coal mining subsidence areas will be the focus of national economic and social development.

China had a long history of coal mining. In past, no measures for ground control and environmental protection were taken, which lead to a large area of coal mining subsidence and induced varying degrees of damage to environment.

Condition of distribution and collapse of coal mining subsidence

According to research data from China Coal Research Institute, The coal mining subsidence area in China is 8000 km² in 2007. Under rapid development of coal industry, now all coal mining subsidence area is 20000 km². They are in 151 counties located in 23 provinces. Compared with coal mining subsidence area in 2007, the area in 2017 is increased by about 150% during 10 years.

For example, the coal mining subsidence area in Shanxi province was close to 5 thousands km², and the population affected by coal mining subsidence was 2,30 million by 2015.

The mine area damage due to traditional mining with caving method was serious. In the coal mining subsidence area, there is a great influence on the land resources, water resources, construction and so on.

Destruction of land resources

Traditional mining with caving method caused the land resources to destruct. In the hilly area, farm land collapsed, dry land production is declined sharply. In plain area, farm land cracked or collapsed, rice paddy could not be planted due to lack of water or submerge by water. For example, in high ground water level areas, such as Xuzhou, Huaibei, Huainan, Zaozhuang, Jining city, mining with caving method causes a large area of impounded surface water, which inundated the farmland. According to statistics in 2016, the coal mining subsidence area in Huainan reached 74,69 km² with the average subsidence depth of 6,5 m. At the end of 2014, Panan mining subsidence area in Jiawang District of Xuzhou city, Jiangsu province, was 11,66 km², of which, water area was 2,40 km².

Destruction of water resources

Now, about 90% of the mining areas in China are located in the north-west with serious drought and water shortage area. After coal mining, the ground surface was cracked or collapsed destroyed. It was inevitable to destroy the surface water body and underground aquifer water body. According to the relevant data, coal mining per one ton will destroy water resources of 2.48 m³. At present, 70% of mining areas are short of water, of which, 40% are seriously short of water.

Damage of buildings and constructions

The coal seam roof collapse causes the subsidence and deformation in the surface foundation, and then causes the damage of buildings and constructions, such as: cracking and collapse of buildings and structures, uneven settlement and breakage of highway, sinking and dislocation of bridges, tilt of poles in power supply and communication, deformation of pipelines in water supply and drainage, and so on. Buildings and constructions are in danger of water immerse, if they are located in high ground water level areas.

It is necessary to implement the house relocation when the buildings and structures are seriously damaged and they affect people's daily lives. According to statistics in 2015, 74,966 households and 209,769 people in Shanxi Province, within 440 villages, 136 towns, 48 counties and 11 cities, were relocated due to coal mining subsidence damage.

Management countermeasures to coal mining subsidence areas

At present, the comprehensive management countermeasure system to the mining subsidence area has not been formed in domestic. Based on the related laws, mining technology and management technology on coal mining subsidence areas, we analyzed the management countermeasures in three different stages from before mining, during mining and after mining, as possible as to reduce the damage to the environment.

Countermeasures before mining

According to the principle of conservation of space, it is unavoidable for ground subsidence when coal mining applying caving method. The new law (*Norm of pillar design and mining under buildings, waterbodies, railways, and main roadway*) issued in 2017 [3] clearly states that the coal pillar for super protection (table 1) is set by boundary angle. These coal pillars are strictly forbidden to be mined.

Countermeasures during mining

During coal mining, it can effectively control roof settlement and reduce mining impact on ground surface, by the green mining technology, such as backfill mining, separated strata grouting or strip mining [4-6].

Backfill mining

More than 100 coal mines have used backfill mining such as Xinwen, Zibo and Jining mine in Shandong, Xingtai and Handan mine in Hebei, Pingdingshan mine in Henan. They have achieved good results. According to the different water content, backfill mining can be divided into the three types, including solid filling, paste filling (ratio of water to solid between 12% ~ 35%), high water and ultra-high water filling (ratio of water to solid between 66%~97%).

It can reduce the surface subsidence by 70~90% upon different backfill method. However, there are a few problems of backfill mining, such as high cost and low production efficiency. Backfill mining need to be further improved in the future.

Separated strata grouting

The principle of separated strata grouting is sending grouting materials into the separated zone of overlying strata by borehole from ground, in order to control the sinking of overlying strata and surface subsidence. According to statistics, the support area with grouting materials in the separated zone is 78% of the whole goaf. It can basically reduce 70~90% of the surface subsidence by separated strata grouting, but it needs the conditions of better roof and inadequate mining.

Table 1

Super protection for different types

Types	Main objects in super protection
Buildings	National precious cultural relics buildings, super high buildings more than 100m, particularly important industrial buildings, such as nuclear power plants, etc.
Structures	Major bridges of highway, hydropower dam with fall more than 100m, main buildings in large power plant, runway in airport, important ports, major facilities of national defense engineering, large reservoir dam, etc.
Railways	National high speed railway, railway designed speed 200 km/h in intercity railway and passenger-freight line, etc.

Coal recovery rate can reaches 40 to 60% when using strip (partial) mining technology. The key of strip (partial) mining design is to calculate the width of mining face and the pillar width. It can reduce 80~90% of the surface subsidence by Strip (partial) mining, but its disadvantages are low recovery rate and low production efficiency.

Countermeasures after mining

In the case of the situation that the coal mining subsidence area has been formed, in accordance with the principle of "adjusting measures to local conditions, applying policy to different type of conditions", comprehensive management is conducted to develop agriculture when suitable for agriculture, to develop fishery when suitable for fishery, and to develop construction when suitable for building.

Generally, coal mining subsidence areas can be divided into four types according to the condition of its location and drylands or waterlogged lands. They are outer suburban dryland type, outer suburban waterlogged land type, suburb dryland type, suburb waterlogged land type.

Different technological managements can be adopted to achieve different effects in different coal mining subsidence area types, as shown in table 2.

Large coal mining subsidence area occurred due to high strength and traditional caving mining method. It causes a great damage to the ecological environment, especially for the land resources, water resources and buildings (structures). During analysis, effective technical measure system is put forward in three different stages, which providing references for the control of coal mining subsidence areas.

Table 2

Countermeasures for comprehensive management of coal mining subsidence area

Coal mining subsidence area types	Managements technology	Countermeasures and its use
Outer suburban dryland type	Land consolidation	To be farmland for agriculture, forestry, commercial crop
Outer suburban waterlogged land type	Dig-deep and pad-shallow	To be dryland and water pond for farmland, fishery, aquaculture
Suburb dryland type	Ground anti-deformation and underground grouting	To be construction land for buildings and structures of town
Suburb waterlogged land type	Ecological planning reclamation	To be eco-park, landscape, and fishery for tourism

COMPREHENSIVE MANAGEMENT COUNTERMEASURES TO COAL MINING SUBSIDENCE AREAS

"GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA", 2019, №3 (78) pp. 68-69

¹Hu Bingnan., Ph.Dr, research fellow. of Strategy & Planning Research Institute of China Coal Research Institute, bingnanhu@sohu.com

¹Strategy & Planning Research Institute of China Coal Research Institute, Beijing, China.

Abstract

The ecological environment in mining area had been damaged seriously by mining subsidence, which made directly influence on the sustainable development of mining industry. The current situations and existing problems of the coal mining subsidence areas in china were analyzed. Three different management stages are divided, including pre-mining, during-mining, and post-mining, based on mining time sequence. After analysis, effective comprehensive management countermeasures were provided systematically for subsidence control, combined with the related laws, mining technology and management technology on coal mining subsidence areas.

Keywords: coal mining subsidence area; sustainable development; green mining; comprehensive management countermeasures.

References

1. National Bureau of Statistics of the People's Republic of China. *China Statistical Yearbook of 2017* [M]. China Statistics Press, Beijing: 2017, pp. 23-30.
2. Li Fengming. *Current Status and Development Tendency of Coal Mining Subsidence Area Treatment Technology in China* [J]. *Coal mining Technology*, 2011, 16(3): pp. 8-10.
3. State Administration of Work Safety, State Administration of Coal Mine Safety, National Energy Administration, National Railway Administration of People's Republic of China. 2017. *Specification of coal pillar set and mining of building, water body, railway and main well lane*. China Coal Industry Publishing House, Beijing, China.
4. Qian Minggao, Xu Jialin, Miao Xiexing. *Green Technique in Coal Mining*[J]. *Journal of China University of Mining and Technology*, 2003, 32(4): pp. 343-348.
5. Ma Liqiang. *Research on Reclamation and Recycling of Coal Mining Subsidence Area-Domestic and Foreign Research Progress and Development Trend* [J]. *CHINA FORESTRY ECONOMICS*, 2013,(1): pp. 47-50.

ОСОБЕННОСТИ ДЕСТРУКЦИИ МИНЕРАЛОВ НИЗКОСОРТНЫХ ФОСФОРИТОВ ЦЕНТРАЛЬНЫХ КЫЗЫЛКУМОВ НЕЙТРОФИЛЬНЫМИ ГЕТЕРОТРОФНЫМИ МИКРООРГАНИЗМАМИ АКТИВНОГО ИЛА



Донияров Н.А.,
декан химико-металлургического
факультета НГГИ,
к.т.н., доцент



Тагаев И.А.,
доцент кафедры «Химическая
технология» НГГИ, к.с.-х.н.



Муродов И.Н.,
ассистент кафедры
“Металлургия” НГГИ



Асроров А.А.,
старший преподаватель
кафедры “Металлургия” НГГИ

Iz elementlari va mikroorganizmlar tomonidan ajralib chiqqan organik o'sish stimulyatorlariga boy bo'lgan faollashtirilgan loy va past darajadagi fosfat tog 'jinslarining aralashmasini olish natijalarini hisobga olgan holda, past darajadagi fosfat rudalarini biotexnologik qayta ishlash varianti bilan ishlash uchun xizmat qiladigan frankolit va kaltsitning mayda taneli va qo'pol donador shakllarini ajratish usullarini izlash taklif etiladi. o'g'itlar.

Tayanch iboralar: past darajadagi fosfat rudalari, faollashtirilgan loy bilan rudalarni qayta ishlash, organik moddalar, faol loy bilan mikroorganizmlar, rentgen nurlari floresan spektral tahlillari, ishlatiladigan reaktivlar.

Учитывая результаты получения смеси активного ила и низкосортной фосфатной породы, богатой микроэлементами и органическими стимуляторами роста, выделяемыми микроорганизмами, предлагается, наряду с вариантом биотехнологической переработки низкосортных фосфатных руд, искать способы разделять мелкозернистые и грубокристаллические формы франколита и кальцита, что может служить основой для получения органических удобрений.

Ключевые слова: низкосортные фосфатные руды, переработка руды активным илом, органическое вещество, микроорганизмы с активным илом, рентгенофлуоресцентный спектральный анализ, используемые реагенты.

Дефицит фосфорных удобрений является проблемой мирового значения и усугубляется тем, что с урожаем выносятся из почвы большое количество других питательных компонентов, включая также и микроэлементы, без которых невозможно отправление физиолого-биохимических функций растительных организмов. Их количество также необходимо систематически восполнять в почве. Производство фосфорсодержащих удобрений в Республике лимитируется качеством имеющегося у нас фосфорита Центрально-Кызылкумского месторождения. Это бедное по фосфору сырьё, к тому же содержащее большое количество нежелательных примесей, в частности, карбонатов и хлора. Такое сырьё не пригодно для получения из него высококонцентрированных фосфорсодержащих удобрений [1].

Обогащение фосфоритовых руд основано на особенностях строения и различии свойств минералов руды. Методы, применяемые при обогащении фосфоритов, те же, что применяются в металлургии [2].

Использованный нами, новый метод биотехнологической переработки низкосортных фосфоритовых руд основан на способности некоторых видов микроорганизмов в определённых условиях, использовать загрязняющие вещества в качестве своего питания. Множество видов микроорганизмов, составляющих биоценоз активного ила биологического очистного сооружения, находясь в сточной жидкости, поглощает загрязняющие вещества внутрь клетки, где они под воздействием внутриклеточных ферментов подвергаются биохимическим превращениям. При этом органические и некоторые виды неорганических загрязняющих веществ используются бактериальной клеткой в двух направлениях:

1. Биологическое окисление в присутствии кислорода до безвредных продуктов углекислого газа и воды;

2. Выделяющаяся при этом энергия используется клеткой для обеспечения своей жизнедеятельности (движение, дыхание, размножение и т.п.) [3].

Бионаселение активного ила и биопленки представлено микроорганизмами разных систематических групп-бактерий, простейших, грибов и водорослей. Количество бактерий в активном иле составляет от 108 до 1014 на 1 г сухого вещества. Состав бактериального населения зависит от состава обрабатываемой воды и от условий, в которых осуществляется процесс очистки. К числу самых распространённых бактерий относятся псевдомонады (50–88%) всего бактериального населения. В активном иле присутствуют аммонифицирующие, целлюлозоразрушающие, жирорасщепляющие, нитрифицирующие бактерии. В илах биоокислителей развиваются микроорганизмы всех трех температурных групп (психрофильные, мезофильные и термофильные).

Активный ил представляет собой амфотерную коллоидную систему, при pH = 4–9 имеющую отрицательный заряд. Несмотря на существенные различия сточных вод элементный химический состав активных илов канализационных стоков достаточно близок [4].

Всеобщее убеждение о наличии большого количества солей тяжёлых металлов и их отрицательном действии является неубедительным, как это видно из таблицы. Активный ил содержит значительно больше питательных веществ, чем навоз: 5–6% азота и 4–7% P₂O₅ (по отношению к сухой массе). Содержание калия в осадках бытовых сточных вод ниже, чем фосфора и азота. Несомненным достоинством активного ила является высокое содержание органического вещества до 75%. Высокая оценка органического вещества заключена в том, что она в значительной мере определяет и улучшает направления

Таблица 1

Химический состав отработанного активного ила

Содержание металлов, мг/кг	Cu	Zn	Mn	Ni	Cr	Pb	Cd
По ГОСТ 17.4.3.07-2001	750	1750	1000	200	500	56	15
В активном иле	76	218	794	29	38	39	5
В водной вытяжке, мг/л	PO ₄ ⁻³	NO ₂ ⁻	NO ₃ ⁻	Азот аммонийный	pH	Кислотность	Органическое вещество, %
	0,7	0,71	0,08	3,1	5,9	1,4	50

Таблица 2

Химический состав фосфоритов Центральных Кызылкумов

№ п/п	Наименование соединений	Содержание элементов, %	№ п/п	Наименование соединений	Содержание элементов, %
1.	P ₂ O ₅	8,0-12,0	8.	CO ₂	8-15
2.	Al ₂ O ₃	1,5-3,0	9.	Фтор	1,8-3,2
3.	SiO ₂	6,0-8,0	10.	SO ₃	2,5- 3,5
4.	CaO	42-48,1	11.	U	0,003-0,008
5.	MgO	2,5-3,5	12.	Сумма РЗЭ	0,04-0,089
6.	Fe ₂ O ₃	0,6-0,8	13.	H ₂ O	10,0
7.	SO ₃	2,8-3,0	14.	Нераств.остаток	8,0-8,2

Таблица 3

Средний минералогический состав фосфоритов Центральных Кызылкумов

Наименование минералов	Химическая формула	Содержание, %	Наименование минералов	Химическая формула	Содержание, %
Франколит	Ca ₅ (PO ₄ ,CO ₃) ₃ (F,O)	56,0	Гипс	Ca ₂ SO ₄ *2H ₂ O	3,5
Кальцит	CaCO ₃	22,5	Гётит	Fe ₂ O ₃ *H ₂ O	1,0
Фторапатиты, Гидроксиллапатиты	Ca ₄ (CaF)(PO ₄) ₃ Ca ₄ (CaOH)(PO ₄) ₃	4,0	Цеолиты	Тетраэдр.фрагменты SiO ₄ и AlO ₄	меньше 1,0
Кварц	SiO ₂	7,5-8,0	Органич. вещество	Оксалаты	Около 0,5
Гидрослюдистые минералы и полевые шпаты	K ₂ O*Al ₂ O ₃ *6SiO ₂ (Na, Ca, Ba)	4,0-4,5	Сумма редких элементов	РЗЭ	0,03

Таблица 4

Химический состав активного ила из цеха № 56, станции биохимической очистки АО «НавоиАЗОТ»

Состав активного ила, %								
влага	органические вещества	азот	P ₂ O ₅	K ₂ O	CaO	MgO	зола	сухая масса
95,38	2,99	0,12	0,14	0,01	0,17	0,02	1,41	4,67
В пересчёте на сухое вещество, %								
10,05	28,54	11,44	13,35	0,95	16,21	1,90	13,44	44,26

процесса почвообразования, биологические, химические и физические свойства почвенной среды. При анализе эволюционного формирования структурного состава почвы это обстоятельство является достаточно весомым, т.к. в 1 г почвы содержится до 2,5 млрд. микроорганизмов [4].

Целью исследований было изучение возможности микроорганизмов активного ила станции биохимической очистки (БХО) использовать для своего роста и развития углерод карбонатов в составе кальцита низкосортных фосфоритовых руд. Кроме того, активный ил является органическим удобрением с широким набором макро- и микроэлементов, которые послужат дополнительным источником питательных элементов, обогащенных фосфором, что послужит основой получения фосфорсодержащего многокомпонентного органоминерального удобрения.

Объект и методика исследований.

Объектом исследования служила низкосортная фосфоритовая руда Джерой-Сардаринского месторождения со следующим химическим составом (табл. 2) [1,5]:

Минералогический состав фосфоритов представлен в основном минералами - франколитом (фторкарбонатапатит) и кальцитом, которые слагают руды на 80-90%. Франколит в среднем содержит около 42,1% P₂O₅, 55,4% CaO, 1,2% F, 2,3% Cl, 0,6% H₂O, сумма редких элементов (TR) достигает 0,03%. Руды месторождения имеют средний минеральный состав, представленный в табл.2 [1,5].

В лабораторных условиях (НГГИ) низкосортную фосфоритовую руду подвергли воздействию аэробных нейтрофильных, гетеротрофных микроорганизмов активного ила из станции биохимической очистки АО «НАВОИАЗОТ». Были поставлены опыты по применению двух фаз активного ила - твердой (осажденной) и жидкой (осветленной). Эти две фазы смешивали с низкосортной фосфоритовой рудой в соотношении Ж:Т=4:1. Опыты были выполнены в нескольких вариантах в реакторах, имитирующих аэротенки с применением воды, активного ила и компрессионную подачу воздуха с непрерывным перемешиванием в течение 14 дней.

Анализы активного ила и образцов активного ила с фосфоритами были выполнены в научно-исследовательском институте общей и неорганической химии АН Республики Узбекистан. Химический состав активного ила представлен как макро- так и микроэлементами (табл. 4). Из табл. 3. видно, что сам по себе химический состав активного ила является достаточно богатым по содержанию основных видов макроэлементов в виде нитратного азота – 11,44%, растворимого фосфорного

ангидрида – 13,35%, окиси калия – 0,95% и растворимой формы окиси кальция – 16,21%, окиси магния – 1,90%, которые также потребляются растениями в большом количестве качестве макроэлементов [6].

В вариантах образцов общее содержание P₂O₅, P₂O₅ усвояемое по трилону Б и в 2%-ном растворе лимонной кислоты определяли согласно известной методике М.М. Винника, Л.М. Ербановой, П.М. Зайцева [7]. Зольность по ГОСТ 26714-85, влажность по ГОСТ 26712-85, содержание органического вещества определяли по ГОСТ 27980-80.

Для анализа качественного состава исходного материала было использовано инфракрасное облучение образцов на приборе SHIMADZU (лаборатория НГГИ, кафедра химическая технология) марки ИК-Фурье спектрометр IRTTracer-100. Для обнаружения различных типов отклонений и количественных характеристик функциональных групп пользовались монографией К. Накамото [8].

Для определения формы фосфоритовых зерен (франколита) и кристаллов кальцита был использован обычный световой микроскоп марки Celestron, где при увеличении в 200 раз достигалось получение не только обычных, но и снимков в отраженном свете.

Полученные результаты и их обсуждение

Активный ил - сложная субстанция, участвующая в процессе очистки сточных вод и представляющая собой амфотерную коллоидную систему. Состав активного ила напрямую зависит от химического состава, температуры, pH и других характеристик сточных вод из канализаций городских домов и других жилых объектов.

Органические вещества активного ила представлены на 70-90% органическими веществами из состава живых организмов, которые представлены 12 основными видами простейших и микроорганизмов. Главными активаторами ила являются бактерии: в 1м³ содержится до 2х10¹⁴, которые образуют скопления, окруженные слизью. В биоценозе ила обитают виды рода Pseudomonas, Bacillus, Nitrozoomonas, Nitrobacter и некоторые другие микроорганизмы. Они слагают биоценоз аэротенков и входят в трофическую пирамиду питания являясь в свою очередь питанием для простейших организмов - жгутиковых, саркодовых, сосущих и реснитчатых инфузорий, в результате чего происходит осветление и осаждение ила. Перечисленными простейшими микроорганизмами, в свою очередь, питаются черви (коловратки, зоолозмы и др.) [4].

Таблица 5

Химический состав и характеристика перспективных вариантов для предложения производству

Химический состав образцов	Химический состав фосфоритной руды при взаимодействии в жидкой и твердой фазах с азрацией		
	Фосфоритовая руда + H ₂ O	Фосфоритовая руда + жидкая фаза активного ила + H ₂ O+ азрация	Фосфоритовая руда + твердый остаток активного ила + H ₂ O+ азрация
Влага	75,68	70,73	71,94
Органическое вещество	0,12	4,31	5,18
Зола	23,5	23,96	22,88
Азот общ. (%)	0,03	0,12	0,14
P ₂ O ₅ общ. (%)	3,54	3,58	3,76
P ₂ O ₅ буса. по тр. Б. (%)	1,53	1,79	2,06
P ₂ O ₅ буса. / P ₂ O ₅ общ. (%)	36,26	50,12	56,38
CaOобщ. (%)	10,65	10,66	10,89
CaOбуса. по 2% лим.к-те. (%)	8,14	8,33	9,33
CaOбуса. / CaOобщ. (%)	76,52	78,22	85,66
MgO	0,31	0,33	0,36
Сухая масса	24,03	26,27	25,06

ний способны переключаться на неорганические и способствовать их разложению. Микрофлора активного ила при взаимодействии с фосфоритовой рудой привела к переходу в нестабильное состояние множества функциональных групп элементов (рис. 3) и в большом количестве были обнаружены группы элементов в виде соединений и ионов. В большом разнообразии соединений был обнаружен кальцит CaCO₃, превратившийся в следующие функциональные группы элементов - CaO, Ca(OH)₂, CaSO₄*H₂O. Группы щелочноземельных элементов перешли в слабые основания - NaOH и KOH. Ионы хлора превратились в слабые растворы HCl, HOCl, [ClO₃] и образовали комплексы в виде [CuCl₄].

В отличие от контрольного варианта спектр появившихся групп функциональных соединений увеличился в несколько раз, и если в контрольном варианте было до 12 групп функциональных соединений, то в варианте с применением жидкой фазы активного ила с азрацией появилось более 33 групп функциональных соединений. Анализируя полосы поглощения ИК-спектров активного ила с фосфоритами и шламами можно увидеть практически полное совпадение основных характеристических линий, что говорит о наличии одинаковых функциональных групп, участвующих в связывании металлов. Эти свойства функциональных групп наиболее ярко проявляются при воздушной азрации.

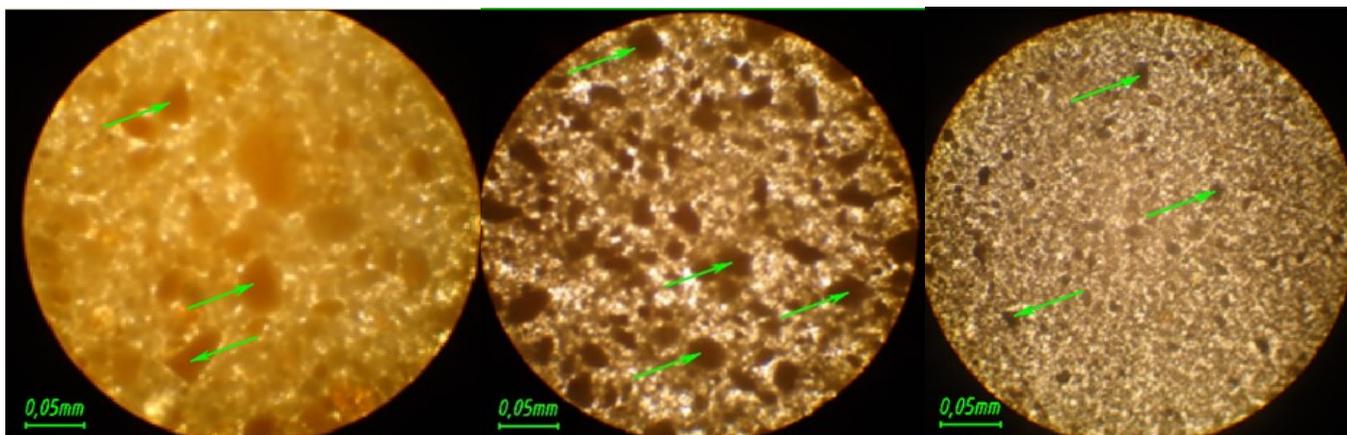
Исходя из вышесказанного, можно заключить, что основной состав активного ила и характер пиков поглощенных полос ИК-спектров свидетельствует о наличии в активном иле гуминовых кислот. Наличие большого количества гуминовых кислот (ГК) в активном иле и их устойчивость, по всей видимости связана с наличием в их структурной формуле большого количества ароматических соединений. Однако, полиэлектролитная природа ГК, ее полидисперсность и химическая гетерогенность делают практически невозможным прямое определение комплексообразования ГК с металлами [10]. В связывании активным илом металлов принимают участие биологическая составляющая ила, то есть микроорганизмы, имеющие на своей поверхности различные функциональные группы, органическая составляющая которых в связывании металлов играют белковые молекулы, гуаниноподобные вещества и минеральные компоненты ила – силикаты и алюмосиликаты. Добавление фосфоритовых руд и шламов увеличивает вероятность связывания неорганических соединений более прочной связью, что приводит к появлению хелатных, металлорганических соединений. Именно способность органического вещества образовывать хелаты, связана с их способностью переводить неорганические соединения в усвояемую растениями форму.

Химический анализ перспективных вариантов показал при наличии высокой влажности, варьирующей в пределах 70-75% появление высокого содержания растворимых форм фосфора, кальция и магния (таблица 5).

Однако, наиболее интересным моментом применения жидкой фазы активного ила где отсутствовали основные соединения азота, фосфора и калия. В жидкой фазе находились в основном свободно живущие и подвижные виды микроорганизмов, которые показали высокую активность при деструкции франколита и кальцита.

Микроскопический анализ строения фосфоритовых (франколитовых) зерен показал избирательное измельчение фосфоритовой руды. Микроорганизмы, по всей видимости подвергали деструкции органическую составляющую фосфоритов, которая составляла около 0,5%. Дополнительно к этому, попутно, в качестве источника фосфора они использовали фосфоритовые зерна (франколит), которые на микроскопическом фото уменьшались в размерах и приобретали сферическую форму.

Из рис. 4 видно, что частицы фосфоритовых зерен подверглись деструкции и из неправильной угловатой формы превратились в округлые с меньшим размером, что привело к увеличению растворимых форм фосфора, кальция и магния. Если фосфоритовые зерна в контрольном варианте имели более крупный размер и неправильную форму, то после бактериальной обработки, в зависимости от продолжительности опыта и способа обработки активным илом, форма фосфоритовых зерен начала уменьшаться (рисунки) и принимать сферическую форму. Кристаллы кальцита стали рассыпаться и при наблюдении под микроскопом в отраженном свете они напоминали вид припудренных сверху зерен фосфорита. Одним из вариантов обогащения фосфоритов с учетом измельчения



Контрольный вариант(масштаб 20x10).

Обработка активным илом без азрации.

Обработка активным илом с азрацией.

Рис.4. Характер изменения формы и размера фосфоритовых зерен под действием микроорганизмов активного ила

кристаллов кальцита и изменением размеров зерен фосфоритов является возможность их отмычки друг от друга применяя различные способы разделения, т.е. мелкокристаллический кальцит можно отделить от сравнительно более крупных зерен фосфорита.

Учитывая полученные результаты с получением богатой по составу смеси активного ила и низкосортных фосфоритов с наличием большого

количества микроэлементов и выделяемых микроорганизмами органических стимуляторов роста, предлагается наряду с вариантом биотехнологической переработки низкосортных фосфоритовых руд вести поиск методов по разделению мелко- и крупнокристаллических форм франколита и кальцита, что может послужить основой для получения органоминерального удобрения.

Библиографический список:

1. Султанов Б.Э., Турсунова З.М., Намазов Ш.С., Эркаев А.У., Беглов Б.М. Влияние концентрации раствора нитрата кальция на степень отмычки концентрата фосфоритов Центральных Кызылкумов // Узб.хим.ж.- 2002.- № 4. С. 10-13.
2. Шилаев В.П. «Основы обогащения полезных ископаемых». – М.: Недра, 1986. С. 247-255.
3. Федяева О.А., Решетникова Е.В., Чачина С.Б. Исследования химического состава отработанного активного ила ОАО «Омск Водоканал». Труды ОмГТУ. Кафедра физической химии. 2012. 8 с.
4. Экология микроорганизмов. Учеб. для студ. Вузов. А.И. Нетрузов. Е.А. Бонч- Осмоловская., В.М. Горленко. Москва: Академия.-2004-272 с.
5. Смирнов А.И. Вещественный состав и условия формирования основных типов фосфоритов.- М.: Недра, 1972. 196 с.
6. Скальный А.В. Химические элементы в физиологии и экологии человека. М. ОНИКС-21 век. МИР, 2004, 218 с.
7. Методы анализа фосфатного сырья, фосфорных и комплексных удобрений, кормовых фосфатов / М.М.Винник, Л.М.Ербанова, П.М.Зайцев и др.-М.: Химия. -1975. 218 с.
8. Накамото К. ИК спектры и спектры КР неорганических и координационных соединений. М., МИР. 1991. 536 с.
9. Мырзахметова Б.Б., Бестерекев У., Туйебаева М.К., Механическое обогащение фосфоритов Каратау // Сборник трудов конференции «Научное пространство Европы». – 2012. С. 44-47.
10. Пахненко Е.П. Осадки сточных вод и другие нетрадиционные органические удобрения. М. БИНОМ. МГУ. 2015. 258 с.

"GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA", 2019, №3 (78) pp. 70-74

FEATURES OF DESTRUCTION OF MINERALS OF LOW-SORT PHOSPHORITES OF CENTRAL CYZYLKUMES NEUTROPHILIC HETEROTROPHIC MICROORGANISMS OF ACTIVE SILT

¹Doniyarov N. A., Dean of the Chemical and Metallurgical Faculty, Associate Professor, Candidate technical sciences, ndoniyarov@mail.ru

¹Tagayev I. A., associate professor of the department "Chemical technology", candidate of agricultural sciences, info@ndki.uz

¹Murodov I. N., Assistant of the Department "Metallurgy", info@ndki.uz

¹Asrorov A. A., Senior Lecturer, Metallurgy Department, info@ndki.uz

¹Navoi State Mining Institute, Navoi, Uzbekistan

Abstract

Considering the results of obtaining a mixture of active sludge and low-grade phosphate rock rich in microelements and organic growth stimulants emitted by microorganisms, it is proposed, along with the option of biotechnological processing of low-grade phosphate ores, to search for methods of separating fine-grained and coarse-crystalline forms of francolite and calcite, that can serve as a basis for obtaining organic fertilizer.

Keywords: low-grade phosphate ores, ore processing with activated sludge, organic matter, activated sludge microorganisms, X-ray fluorescence spectral analysis, reagents used.

References

1. Sultanov B.E., Tursunova Z.M., Namazov Sh.S., Erkaev A.U., Beglov B.M. Influence of the concentration of calcium nitrate solution on the degree of washing of the phosphorite concentrate of the Central Kyzyl Kum // Uzб.хим.ж.- 2002.- № 4. pp. 10-13.
2. Shilayev V.P. "Basics of mineral processing". - M.: Nedra, 1986. pp. 247-255.
3. Fedyayeva O.A., Reshetnikova E.V., Chachina S.B. Investigations of the chemical composition of waste activated sludge of Omsk Vodokanal. Works OmSTU. Department of Physical Chemistry. 2012. 8 p.
4. Ecology of microorganisms. Study for stud. Universities. A.I. Netruзов. E.A. Bonch-Osmolovskaya., V.M. Gorlenko. Moscow: Academy.-2004-272 p.
5. Smirnov A.I. The material composition and conditions of formation of the main types of phosphorites.- M.: Nedra, 1972. - 196 p.
6. Skalny A.V. Chemical elements in human physiology and ecology. M. ONIKS-21 century. WORLD, 2004, - 218 p.
7. Methods of analysis of phosphate raw materials, phosphate and complex fertilizers, feed phosphates / M.M. Vinnik, L.M.Erbanova, P.M.Zaitsev, etc.-M.: Chemistry. - 1975. - 218 p.
8. Nakamoto K. IR spectra and Raman spectra of inorganic and coordination compounds. M., WORLD. 1991. 536 p.
9. Myrzhakmetova BB, Besterekov U., Tuyebaeva MK, Mechanical enrichment of Karatau phosphate rock // Proceedings of the conference "The Scientific Space of Europe". - 2012. pp. 44-47.
10. Pakhnenko E.P. Sewage sludge and other unconventional organic fertilizers. M. BINOM. Moscow State University. 2015. 258 p.

ПРИМЕНЕНИЕ СОВРЕМЕННЫХ ФЛОТОМАШИН OUTOTEC TANKCELL ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕДИ И МОЛИБДЕНА



Грау Р.,
технический директор бизнес-подразделения «Обогащение полезных ископаемых», Outotec, Финляндия



Яньес А.,
старший менеджер по продажам отдела «Обогащение» Outotec, Финляндия



Ромеро Х.,
директор по продажам бизнес-подразделения «Обогащение полезных ископаемых», Outotec, Мексика

Ushbu maqolada misni qaytarib olishni ko'paytirish uchun flotatsion mashinalarning muvaffaqiyatli joriy etilishi tasvirlangan. Tadqiqot Meksikada joylashgan Buenavista del Kobre mis-molibden konida o'tkazilgan. Konda ikkita qayta ishlash zavodi mavjud. Flotatsion unumdorlikning o'sishiga ushbu maqolada muhokama qilingan eng yangi TankCell e630 texnologiyasi yordamida erishildi. 2015 yilda Buenavista del Cobre va Outotec mutaxassislari asosiy flotatsiya bosqichining texnologik auditini o'tkazdilar. Kinetik testlardan olingan ma'lumotlar asosida va HSC Chemistry dasturidan foydalangan holda Outotec asosiy flotatsiya modelini tayyorladi. Simulyatsiya modelini o'rganish flotatsiya hajmining ko'payishi Cu tiklanishini kuchaytirishga imkon berdi. Mavjud flotatsiya maydonlarida 630 m³ hajmli flotatsion mashinalarni joriy etish uchun eng maqbul echimni topish uchun turli xil ish stsenariylari modellashtirilgan. TankCell e630 flotatsion mashinalarining nominal hajmi 630 m³, mashinaning o'zi 2200 mm FloatForce mexanizmi bilan jihozlangan. Sinovlar paytida flotatsion mashinalar FlowBooster™ deb nomlangan yordamchi pervanel bilan jihozlangan. Ushbu turdagi pervanel mashinada zarur gidrodinamik sharoitlarni ta'minlash uchun ishlatiladi. 2018 yil birinchi choragida yangi flotatsion mashinalar foydalanishga topshirildi. Xabarlariga ko'ra, yangi flotatsion mashinalar ishga tushirilgandan beri korxonada jami ekstraksiya darajasi 3% dan ko'proqqa oshgan. Bundan tashqari, e630 fotomomin konsentratdagi mis miqdorini ko'paytirishi mumkin (24% Cu).

Tayanch iboralar: foydali qazilmalarni qayta ishlash, flotatsiya, flotatsion mashinalar, minerallarni qazib olish, qayta ishlash zavodi, metallurgiya, texnologiya, texnologik sxema, qazib olish, mis tarkibini ko'paytirish, ball tegirmonlari, yuqori texnologik uskunarlar, mis-molibden kontsentrati.

Данная статья описывает успешное внедрение флотомашин для увеличения извлечения меди. Исследование проводилось на медно-молибденовом руднике Buenavista del Cobre, который расположен в Мексике. На руднике имеются две обогатительные фабрики. Именно на «Обогатительной фабрике 1» было достигнуто увеличение производительности флотации благодаря применению новейшей технологии TankCell e630, о которой идет речь в этой статье. В 2015 году специалисты Buenavista del Cobre и Outotec провели технологический аудит стадии основной флотации. На основании данных, полученных в результате кинетических испытаний, и с помощью программного обеспечения HSC Chemistry компания Outotec подготовила модель основной флотации. Изучение симуляционной модели позволило установить, что увеличение объема флотации повысит извлечение Cu. Для поиска оптимального решения с целью внедрения флотомашин объемом 630 м³ на существующих участках флотации, была проведена симуляция различных рабочих сценариев. Номинальный объем флотомашин TankCell e630 составляет 630 м³, сама машина оборудована механизмом FloatForce диаметром 2200 мм. Во время испытаний, флотомашин были оборудованы вспомогательным импеллером, который называется FlowBooster™. Импеллер такого типа используется для обеспечения необходимых гидродинамических условий в машине. Новые флотомашин были введены в эксплуатацию в первом квартале 2018 года. Согласно отчетам с момента ввода в эксплуатацию новых флотомашин уровень общего извлечения на предприятии увеличился на более 3%. Кроме того, флотомашин e630 позволяют увеличить содержание меди в концентрате (24% Cu).

Ключевые слова: обогащение полезных ископаемых, флотация, флотомашин, извлечение полезных ископаемых, обогатительная фабрика, металлургия, технологии, технологическая схема, извлечение, увеличение содержания меди, шаровые мельницы, высокотехнологичное оборудование, медно-молибденовый концентрат.

На обогатительной фабрике Buenavista del Cobre (BVC) в Северной Мексике эксплуатируются две флотомашин Outotec TankCell® e630, которые являются самыми большими в мире при номинальном объеме в 630 м³. Пусконаладка была проведена в марте 2018 года, после чего, согласно отчетам, уровень общего извлечения на предприятии увеличился на более 3%. Кроме того, флотомашин Outotec TankCell® e630 позволяют увеличить содержание меди в концентрате (24% Cu).

«Я еще не видел таких высоких показателей извлечения на обогатительной фабрике BVC 1 с момента первого посещения рабочей площадки в далеком 1988 г.», — рассказывает Хосе Ромеро (Jose Romero), руководитель отдела продаж представительства компании Outotec в Северной Мексике. «Это весомое преимущество для компании Grupo Mexico, и ее представители по достоинству оценили технологический подход Outotec».

Медно-молибденовый рудник Buenavista del Cobre находится в мексиканском штате Сонора. На руднике имеются две обогатительные фабрики: «Обогатительная фабрика 1» производительностью 90 тыс. т/д была введена в эксплуатацию в 1986 г., а «Обогатительная фабрика 2» была заново спроектирована с учетом производительности в 100 тыс. т/д и была запущена в 2014 году. Именно на «Обогатительной фабрике 1»

было достигнуто увеличение производительности флотации благодаря применению новейшей технологии TankCell e630, о которой идет речь в этой статье.

«Обогатительная фабрика 1» работает уже более трех десятилетий и была изначально рассчитана на 72 тыс. т/д. Руда добывается в карьере, подвергается дроблению и подается на десять шаровых мельниц. Обогатительная фабрика разделена на два параллельных измельчительно-флотационных участка, таким образом, для каждого участка флотации предусмотрено до пяти шаровых мельниц. Оба участка состоят из трех линий основной флотации коллективного медно-молибденового концентрата, а концентрат основной флотации подается на стадию доизмельчения.

В 2015 году специалисты Buenavista del Cobre и Outotec провели технологический аудит стадии основной флотации. Технологический аудит включал подробное исследование минералогических характеристик проб руды, выполнение программы пробоотбора для каждой технологической нитки, а также полупромышленные испытания флотации (ТС5) и лабораторные флотационные опыты на свежих технологических пробах. На основании данных, полученных в результате кинетических испытаний, и с помощью программного обеспечения HSC Chemistry компания Outotec под-



Рис.1. Флотомашина TankCell® e630 компании Outotec, используемая на «Обогатительной фабрике 1» Buenavista del Cobre

готовила модель основной флотации. Изучение симуляционной модели позволило установить, что увеличение объема флотации повысит извлечение Cu . Для поиска оптимального решения с целью внедрения флотомашин объемом 630 м^3 на существующих участках флотации, была проведена симуляция различных рабочих сценариев. В итоге для параллельных участков 1 и 2 было решено установить две флотомашин TankCell e630 в качестве первых машин существующей стадии основной флотации; схема такого технологического решения представлена на Рис.2.

Существующий «Участок 1» стадии основной флотации состоит из трех параллельных линий, по 18 камер в каждой, с общим фронтом флотации около 1529 м^2 . «Участок 2» стадии основной флотации также включает три параллельные линии, две из них полностью аналогичны тем, которые используются на «Участке 1», а третья линия оборудована лишь 13 флотомашинами с полезным объемом 38 м^3 , таким образом, общий фронт флотации «Участка 2» составляет около 1513 м^2 .

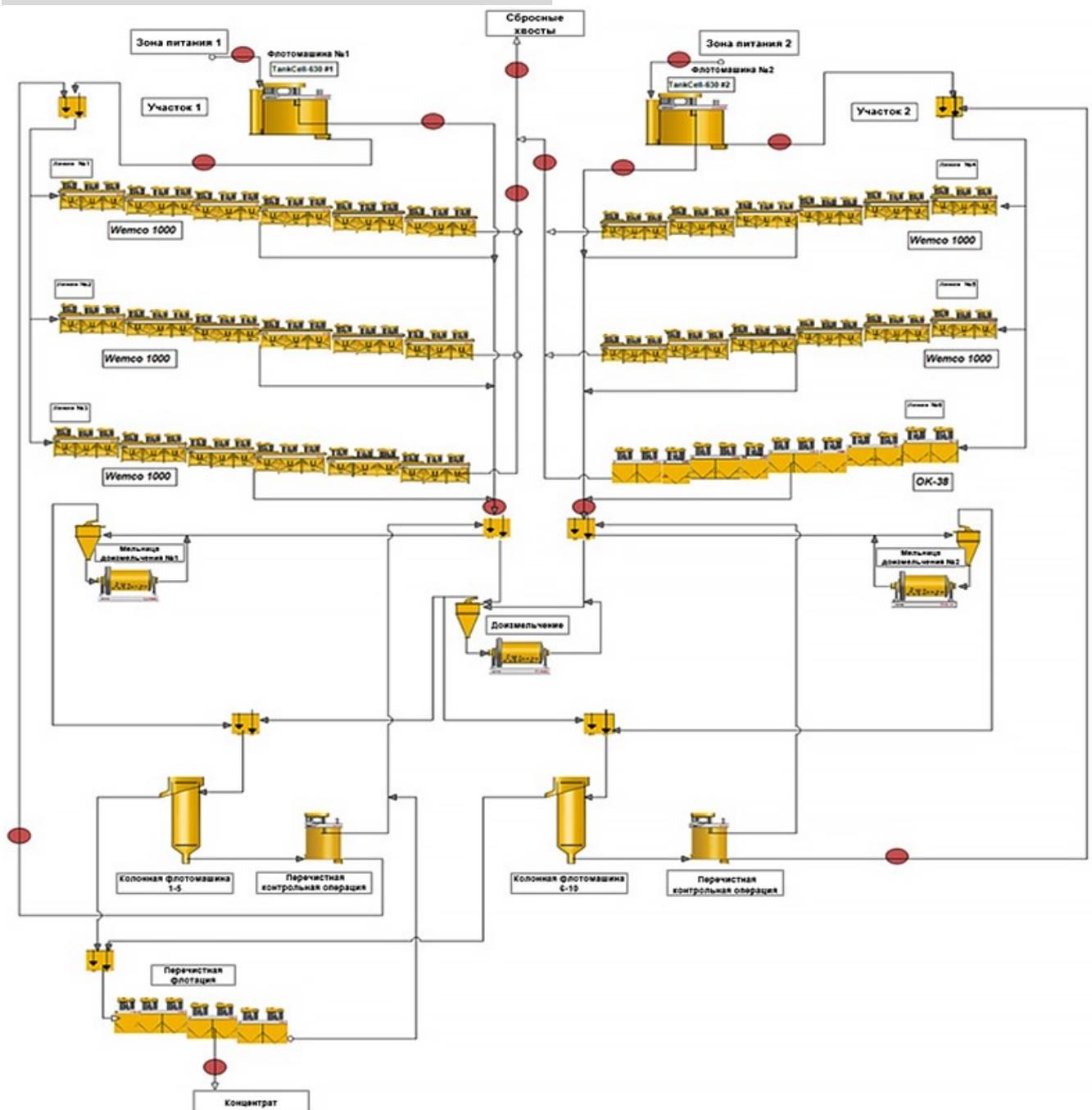


Рис.2. Технологическая схема «Обогатительной фабрики 1» Buenavista del Cobre



Рис.3. Флотомашина Outotec TankCell e630

В 2017 году начались работы по монтажу двух новых флотомашин, в результате чего производительность стадии основной флотации существенно возросла — с 3043 м³ до 4303 м³. Новые флотомашин были введены в эксплуатацию в первом квартале 2018 года.

В ходе монтажных работ были установлены:

- флотомашин Outotec TankCell e630 с технологией перемешивания Outotec FloatForce®;
- воздушные насосы Continental;
- пульповые насосы Outotec GIW;
- полный комплекс автоматизации, включая пробоотборники, FrothSense, LevelSense, Cellstation.

Также специалисты Outotec оказывали консультационные услуги по монтажу оборудования.

Технология флотации TankCell e630

Номинальный объем флотомашин TankCell e630 составляет 630 м³, сама машина оборудована механизмом FloatForce диаметром 2200 мм. С механической точки зрения, конструкция TankCell e630 является прямым масштабированием флотомашин TankCell e300 и TankCell e500. Во время испытаний, флотомашин были оборудованы вспомогательным импеллером, который называется FlowBooster™. Импеллер такого типа используется для обеспечения необходимых гидродинамических условий в машине. В связи с тем, что машин TankCell e630 для обогатительной фабрики Buenavista del Cobre являются первыми действующими флотомашин такого объема, установленная мощность двигателей в 515 кВт и сами двигатели подключены к частотно-регулируемому приводу для управления частотой вращения флотационного механизма. Расход воздуха и высота пены регулируются по месту при помощи панели управления Cell-Station®. Специальные центробежные воздушные насосы обеспечивают соблюдение требований к флотационному воздуху.

Благодаря большому объему, флотомашин TankCell e630 компании Outotec отлично подходят для извлечения меди, меди-молибдена, золота и других основных металлов на операциях основной и контрольной флотации. Диаметр машин составляет 11 м, а высота порога — около 7 м.

Библиографический список:

1. Кросби, Р., Маттссон, Т., Мэрфи, Б., Максимаинен, Т. (2016) «Металлургическая производительность камеры Outotec e500 TankCell®, установленной на обогатительной фабрике Kevitsa (обогащение концентратов меди, никеля, МПГ)», Материалы 13-ой Конференции операторов мельниц, проводившейся Австралийским горно-металлургическим институтом (AusIMM), Перт, 10-12 октября 2016 г., изд. AusIMM, С. 127-134.
2. Эльгуэста, Х., Грау, Р., Ламберг, П., Яньес, А. (2009) «Статистический анализ технологических характеристик флотомашин Outotec TankCell® 300», Материалы VI Международного семинара по переработке минералов, Сантьяго, 2-4 декабря 2009 г., изд. компании Gecamin, С. 413-423.
3. Грау, Р. Outotec (2017). «Серия вебинаров Outotec по флотации продолжается. От отбора проб до моделирования процесса флотации». 9.7.2018 г. <https://www.outotec.com/company/media/news/2017/outotec-flotation-webinar-series-continues-with-new-topics-on-sampling>
4. Грэнстрэнд, С., Нитти, Т., Ринне, А., Турунен, Я. (2006) «Увеличение динамики потока действующих флотокамер». Материалы 38-ой ежегодной Конференции канадских обогатительных предприятий, 17-19 января 2006 г., Оттава, изд. CIM, С. 403-422.
5. Outotec (2018) «Программное обеспечение Outotec HSC Chemistry», 09.07.2018, <http://www.outotec.com/products/digitalsolutions/hsc-chemistry/>
6. Маттссон, Т., Максимаинен, Т., Музинда, И., Лохилахти, Я. Яньес, А. (2015) «Установка и ввод в эксплуатацию флотокамеры Outotec TankCell® e500 на обогатительной фабрике Kevitsa (обогащение концентратов меди, никеля, МПГ)», Материалы 11-ой международной конференции обогатительных предприятий, 21-23 октября 2015 г., изд. Gecamin, Сантьяго.
7. Томмиска, Я., Ремес, А., Вякякангас, В. (2015) «Согласование данных по низкосортным рудам и микропримесным элементов балансу золоту обогатительной фабрики Vammala», онлайн-публикация IFAC, том 48, выпуск 17, 108113.
8. [http://www.outotec.ru/company/newsletters/minerva/minerva-vypusk-1-2019/samye-bolshie-flotomashiny-v-mire-pozvolili-uvelichit-izvlechenie-medi-i-molibdena-v-meksike-/](http://www.outotec.ru/company/newsletters/minerva/minerva-vypusk-1-2019/samye-bolshie-flotomashiny-v-mire-pozvolili-uvelichit-izvlechenie-medi-i-molibdena-v-meksike/)

WORLD'S LARGEST OUTOTEC FLOTATION CELLS IMPROVE COPPER AND MOLYBDENUM RECOVERY

¹Rodrigo Grau, Technology Director, Minerals Processing, rodrigo.grau@outotec.com

¹Alejandro Yanez, Senior Sales Manager, Beneficiation, alejandro.yanez@outotec.com

²Jose Romero, Head of Sales MP, North Mexico, jose.romero@outotec.com

¹Outotec, Espoo, Finland,

²Outotec, Buenavista, Mexico,

Abstract

The current article describes the successful implementation of Outotec TankCell e630, the largest operating flotation cells in the world at 630 m³. The project was implemented at Buenavista del Cobre, a copper-molybdenum mine located in Mexico. The mine has two concentrators. The flotation improvement reported in this article with the latest Outotec TankCell e630 technology was carried out at Concentrator 1, where in 2015 a process assessment was conducted of the rougher flotation stage. The simulation model indicated that increase of flotation volume will result in increase of Cu recovery. Various scenarios were simulated to define the best manner to implement the 630 m³ flotation cells to the existing flotation sections. The TankCell e630 flotation cell has a nominal volume of 630 m³, and is equipped with a FloatForce mechanism with a diameter of 2200 mm. For testing purposes these flotation cells were equipped with an auxiliary impeller, called FlowBooster. This type of impeller is used to further enhance hydrodynamic conditions in the tank. When the start-up of 2 flotation TankCells e630 was completed in March 2018, and since then the site has reported an increase of more than 3% in overall recovery. The TankCell e630 produce higher Cu grade in the concentrate (24% Cu), which can be sent directly to Cu-Mo separation plant.

Keywords: mineral processing, flotation, flotation machines, mineral extraction, processing plant, metallurgy, technology, technological scheme, extraction, increase in copper content, ball mills, high-tech equipment, copper-molybdenum concentrate.

References

1. Crosbie, R. Mattsson, T., Murphy, B. Maksimainen, T. (2016) 'Metallurgical Performance of Outotec's e500 TankCell® at the Kevitsa Cu-Ni-PGE Concentrator', 13th AusIMM Mill Operators' Conference, Perth, 10-12 October, AusIMM, pp. 127-134.
2. Elgueta, H., Grau, R., Lamberg, P., Yañez, A. (2009) 'Statistical analysis of the operating performance of Outotec's TankCell® 300 flotation machine', Proceedings of the VI International Mineral Processing Seminar, Santiago, 2-4 December, Gecamin, pp. 413-423.
3. Grau, R. Outotec (2017). Outotec flotation webinar series continues with new topics on sampling, From sampling to simulation of flotation process. 9.7.2018. <https://www.outotec.com/company/media/news/2017/outotec-flotation-webinar-series-continues-with-new-topics-on-sampling>.
4. Grönstrand, S., Niitti, T., Rinne, A., Turunen, J. (2006) 'Enhancement of Flow Dynamics of Existing Flotation Cells'. Proceedings of the Canadian Minerals Processors 38th Annual Operators Conference 17-19 January Ottawa, CIM, pp. 403-422.
5. Outotec (2018) Outotec HSC Chemistry Software, 09.07.2018, <http://www.outotec.com/products/digitalsolutions/hsc-chemistry/>
6. Mattsson, T., Maksimainen, T., Muzinda, I., Lohilahti, J. Yanez, A. (2015) 'Implementation of Outotec TankCell® e500 at FQML Kevitsa Cu-Ni-PGE concentrator', 11th International Mineral Processing Conferences 21-23 October 2015, Gecamin, Santiago.
7. Tommiska, J., Remes, A., Vähäkangas, V. (2015) 'Data Reconciliation of Low Grade Ores and Trace Elements - Gold Balance of Vammala Concentrator', IFAC PapersOnLine, Volume 48, Issue 17, 108113.
8. <http://www.outotec.ru/company/newsletters/minerva/minerva-vypusk-1-2019/samyie-bolshie-flotomashiny-v-mire-pozvolili-uvlechit-izvlechenie-medi-i-molibdena-v-meksike/>

РЕЗУЛЬТАТЫ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ ВЛИЯНИЯ ЭЖЕКЦИИ ВЫХЛОПНЫХ ГАЗОВ ДВС НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ЕГО РАБОТЫ

Razvedka skvajinalarini havo yordamida tozalab burg'ulash uchun asosan ichki yonuv dvigatelli (IYoD) kuchma kompressor uskunalari qullaniladi. Biroq bu holatda nasos uskunalariga nisbatan yuritmasining quvvati bir necha bor yuqori bulgan kompressor uskunalarini qullash evaziga burg'ulashning energiya harajatlari oshib ketadi.

Kuchma kompressor uskunalarini ishini tahlili shuni kursatadiki, energetik yuqotilishlarning sezilarli qismi yonayotgan yoqilg'ining barchasi foydali quvvatga aylanganligi sababli, kompressor yuritmasining ichki yonuv dvigateligiga tug'ri keladi. Issiqlik energiyasini katta qismi yuritmaning sovutish tizimiga utkaziladi va tutun gazlari bilan chiqib ketadi.

Ushbu maqolada ortiqcha havo va kompressor uskunasi yuritmasining issiqligini utilitatsiya qilish uskunasi qullab skvajinalarni havo yordamida tozalab burg'ulashning samaradorligini oshirish, shuningdek ichki yonuv dvigateli tutun gazlarining ejectivesini uning samaradorligiga tasirini aniqlash buyicha eksperimental tadqiqot natijalari keltirilgan.

Таянч иборалар: havo purkash, burg'ulash, skvajina, uyurmali truba, issiqlik utilitatsiyasi, issiqlik almashinuvi, kompressor, issiqlik yo'qotilishlari, ichki yonuv dvigateli, ijectivesiyali soplo, yoqilg'i sarfi.

Для бурения разведочных скважин с продувочным воздухом используется преимущественно мобильная компрессорная станция с двигателем внутреннего сгорания (ДВС). Однако в этом случае энергоёмкость увеличивается за счет использования буровых установок компрессора, мощность привода которых значительно выше, чем у насосов, используемых в аналогичных условиях. Анализ работы мобильных компрессорных агрегатов показывает, что значительная часть потерь энергии в двигателе приводит в действие компрессор, поскольку не все горючее топливо преобразуется в полезную мощность. Больше количество тепла отводится из системы охлаждения двигателя и уносится с выхлопными газами. В данной статье описывается возможность повышения эффективности бурения скважин с продувкой воздухом за счет использования тепла привода компрессора и избыточного воздуха, а также результаты экспериментальных испытаний по определению влияния выброса двигателя внутреннего сгорания на эффективность его операция.

Ключевые слова: продувка воздухом, бурение, скважина, вихревая труба, рекуперация тепла, теплообменник, компрессор, потери тепла, лед, форсунка, расход топлива.



Джураев Р.У.,
и. о. доцента кафедры
«Горная электромеханика»,
НГГИ, к.т.н.

Продувка скважины газообразными агентами является эффективным технологическим средством, позволяющим в определенных условиях существенно повысить производительность и снизить стоимость буровых работ.

Сущность этого способа заключается в том, что для очистки забоя от разбуренной породы применяется газообразный агент, в частности сжатый воздух. Из компрессора воздух поступает через нагнетательный шланг в бурильные трубы. При выходе из-под торца режущего инструмента воздух, расширяясь, поднимается по затрубному пространству, увлекая за собой разбуренную породу в выкидную линию и затем в шламособорник, где шлам улавливается специальными приспособлениями, а воздух, свободный от породы, уходит в атмосферу.

Бурение с продувкой воздухом является эффективным в самых неблагоприятных для жидкостной промывки условиях: при бурении в зонах значительных потерь циркуляции, при затруднениях с водоснабжением, высокогорной или труднопроходимой местности или в районах с суровым климатом. Однако воздух имеет низкую теплоёмкость по сравнению с жидкостными промывочными растворами, таким образом, возникает отрицательное действие температурного фактора, сказывающегося на работе породоразрушающего инструмента через высокие контактные температуры с необратимыми последствиями как деформации матриц, разрушение алмазов, зашлифовывания, снижение твердости алмазов и прижоги инструмента.

Для устранения отрицательных действий температурного фактора при бурении скважин с продувкой воздухом возможно применить вихревую трубу, в которой происходит эффект Ранка, в качестве холодильно-нагревательной установки [1].

Кроме того, повышается энергоёмкость бурения за счет применения компрессорных установок, мощность привода которых значительно больше, чем у насосов, применяемых в аналогичных условиях.

Для бурения разведочных скважин с очисткой забоя воздухом применяют передвижные поршневые компрессоры с приводом от двигателя внутреннего сгорания (ДВС).

При сгорании топлива в ДВС только часть теплоты преобразуется в полезную работу. Эта часть определяется эффективным КПД двигателя, величина которого зависит от ряда факторов и в реальных условиях не превышает 30÷35% [2]. Все остальное тепло отводится в атмосферу с выхлопными газами и от системы охлаждения двигателя. В настоящее время эта теплота не используется и теряется, загрязняя окружающую среду.

Например, общие потери теплового потока (50÷55%) для компрессорной установки ЗИФ-ПВ-8/0,7 с дизельным двигателем Д-243 номинальной мощностью 60 кВт примерно эквивалентны теплоте сгорания 5-6 кг дизельного топлива в час.

При бурении скважин с продувкой воздухом компрессорные установки постоянно работают в номинальном режиме, например, компрессор ЗИФ-ПВ-8/0,7 вырабатывает 8 м³/мин сжатого воздуха, а для бурения скважин с диаметром 76 мм используется только 3,5÷4 м³/мин, которая подается в скважину, другая часть сбрасывается в атмосферу.

В настоящее время двигатель со свободным выхлопом можно встретить только как исключение. Он представляет собой весьма неэкономичную и нерациональную машину, так как выбрасывает в атмосферу значительное количество энергии, которую достаточно полно можно использовать при помощи ряда систем.

Утилизируемое тепло от ДВС компрессора и горячего выхода вихревой трубы (принцип действия вихревой трубы основан на эффекте вихревого температурного разделения газа) возможно, использовать на отопление объектов производственного и бытового назначения, на горячее водоснабжение, а также на технологические нужды производства.

Использование энергии выхлопных газов в любой системе всегда связано с повышением давления на выхлопе двигателя, величина противодавления на выхлопе лимитируется тем, что при повышенном противодавлении ухудшается рабочий процесс в цилиндре двигателя, уменьшается расход воздуха через двигатель и падает эффективная мощность [3].

С целью повышения эффективности компрессора с приводом от ДВС и снижения затрат на теплоснабжение при бурении геологоразведочных скважин с продувкой воздухом возможно применение вихревой трубы. Вихревая труба работает на основе эффекта Ранка-Хилша. Суть вихревого эффекта заключается в разделении газа при закручивании в цилиндрической или конической камере на две фракции. На периферии образуется закрученный поток с большей температурой, а в центре – закрученный охлажденный поток [4].

Нами было предложено устройство утилизации теплоты ДВС компрессора и нагретого воздуха, выходящего с горячего выхода вихревой трубы (рис.1).

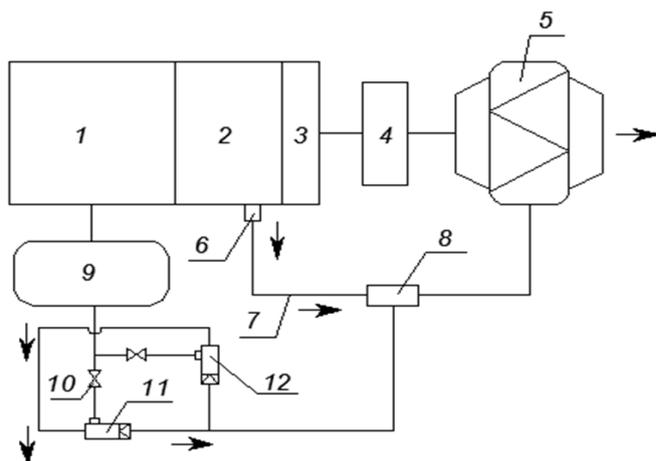


Рис.1. Устройство для утилизации теплоты двигателя внутреннего сгорания: 1 – компрессор, 2 – ДВС, 3 – радиатор, 4 – вентилятор, 5 – теплообменник, 6 – выхлопная труба, 7 – труба, 8 – инжекционное сопло, 9 – ресивер, 10 – задвижка, 11 – вихревая труба, 12 – теплый поток, 13 – холодный поток

Устройство работает следующим образом после того, как двигатель компрессора запущен, сжатый воздух из ресивера 9 компрессора 1 подается в вихревые трубы 11 и 12, где происходит температурное разделение воздуха на холодный и горячие потоки. После разделения в вихревых трубах холодный поток воздуха подается в скважину. Горячий поток воздуха через инжекционное сопло 8 смешиваясь с горячим потоком, поступающим с выхлопными газами из выхлопной трубы 6 двигателя внутреннего сгорания 2, подается в теплообменник 5. Вентилятор 4 отбирая теплоту радиатора 3, направляет его в теплообменник. Теплообменник 5 создает сопротивление движению выхлопных газов, что снижает полезную мощность двигателя и повышает его расход топлива. Для снижения вредного влияния сопротивлений теплообменника, горячий поток высокого давления с вихревой трубы 11 подается в инжекционное сопло 8, установленное в выхлопном трубопроводе. В сопле происходит разрежение газов, при котором струя горячего потока воздуха, с вихревой трубы выходя с большой скоростью из сопла, увлекает за собой выхлопные газы. При этом снижается сопротивление движению выхлопных газов создаваемое теплообменником, что способствует снижению расхода топлива двигателем. При остановках процесса бурения на небольшие промежутки времени не происходит очистка забоя, при этом компрессор работает вхолостую, что приводит к дополнительным затратам топлива, это отрицательно сказывается на эффективности бурения. Вихревые трубы 11 и 12 работают независимо друг от друга, так как они соединены между собой параллельно, а к ресиверу через задвижки, для поочередного перекрытия поступления потока воздуха одной вихревой трубе, когда работает другой. Вторая вихревая труба 12 предназначена для снабжения горячим воздухом теплообменника для снижения потерь при холостой работе компрессора.

С целью определения влияния эжекции выхлопных газов ДВС на эффективность его работы, нами были проведены экспериментальные исследования расхода топлива при эжекции выхлопных газов потоком воздуха от вихревой трубы. Основными задачами экспериментальных исследований являлись следующие: - определение расхода топлива ДВС при использовании теплообменника без эжекции; - определение расхода топлива ДВС

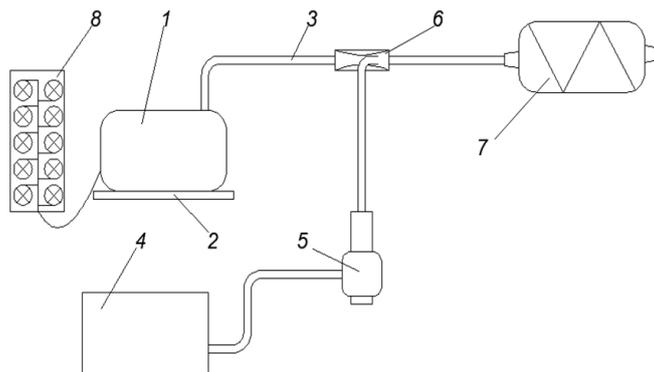


Рис.2. Схема экспериментальной установки исследования влияния эжекции выхлопных газов ДВС на эффективность его работы: 1 – двигатель (ДВС), 2 – весы, 3 – выхлопная труба, 4 – компрессор, 5 – вихревая труба, 6 – эжекционное сопло, 7 – теплообменник, 8 – блок с лампами

при использовании теплообменника и эжекционного сопла; - установление зависимости экономии топлива от нагрузки двигателя.

Основными задачами экспериментальных исследований являлись: - определение расхода топлива ДВС при использовании теплообменника;

- определение расхода топлива ДВС при использовании теплообменника и инжекционного сопла.

Исследования проводились с использованием бензоагрегата с генератором мощностью 2 кВт. В качестве нагрузки генератора использовались лампы накаливания. Нагрузку увеличивали по 300 Вт, от 0 до 1800 Вт. Вихревая труба устанавливалась в эжекционном сопле, расположенном в выхлопном коллекторе бензоагрегата, перед теплообменником. Сжатый воздух подавался в вихревую трубу от компрессора.

Экспериментальные исследования проводились в два этапа. Первый этап испытания проводился с подсоединением к глушителю бензоагрегата теплообменника, без применения эжекционного сопла. Бензоагрегат загружался дискретно через 300 Вт, и нагрузка изменялась от 0 до 1800 Вт. На каждом уровне нагрузок проводился замер расхода топлива в течение постоянного периода времени.

Второй этап проводился с подключением перед теплообменником эжекционного сопла и вихревой трубы, и весь комплекс замеров проводился заново в том же порядке. Результаты экспериментальных исследований приведены в табл.1.

Таблица 1

Результаты экспериментальных исследований

Нагрузка на двигатель, <i>Ватт</i>	Расход топлива ДВС (без применения инжекционного сопла), <i>кг/ч</i>	Расход топлива ДВС (с применением инжекционного сопла), <i>кг/ч</i>
300	0,42	0,36
600	0,54	0,48
900	0,6	0,54
1200	0,72	0,66
1500	0,84	0,72
1800	0,96	0,9

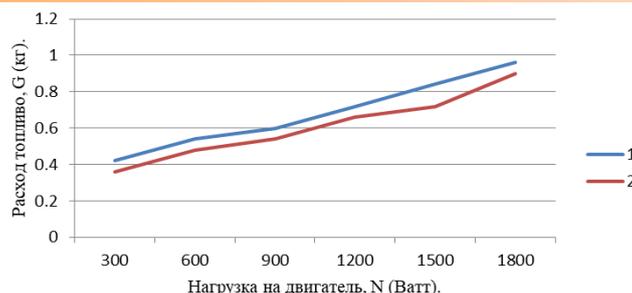


Рис.3. График зависимости расхода топлива (G) ДВС от нагрузки (N): 1- без применения инжекционного сопла, 2- с применением инжекционного сопла

В ходе испытаний с применением эжекционного сопла наблюдалось снижение расхода топлива. Величина экономии топлива увеличивается с увеличением нагрузки двигателя. Результаты экспериментальных исследований показывают, что применение эжекционного сопла позволяет снизить расход топлива ДВС в среднем на 7-10%.

При утилизации теплоты ДВС компрессора экономия очевидна, т.к. теплота от ДВС и вихревой трубы непосредственно используется

на теплоснабжение объекта, при этом сокращаются закупки топлива для этих нужд. Экономический эффект возрастает от применения такой технологии при ее реализации в условиях постоянного повышения цен на топливо, с учетом затрат на его транспортировку к месту эксплуатации энергоустановки.

Использование утилизируемой теплоты позволит снизить потери теплоты в окружающую среду и повысить КПД энергоисточника.

Библиографический список:

1. Джурраев Р.У., Меркулов М.В. О возможности применения вихревых труб при бурении геологоразведочных скважин. // Известия Вузов. Геология и разведка. Москва. 2013. №3. С.76-78.
2. Джурраев Р.У., Меркулов М.В. Нормализация температурного режима скважин при бурении с продувкой воздухом. // -Навоий, «А. Навоий», 2016.
3. Джурраев Р.У., Меркулов М.В. Утилизация теплоты ДВС привода компрессора и избытков воздуха при бурении геологоразведочных скважин с продувкой воздухом. // Горный информационно-аналитический бюллетень - ГИАБ, №7. Москва. 2016 г. С. 186-192.
4. Кудряшов Б.Б., А.И. Кирсанов. Бурение разведочных скважин с применением воздуха. // М.: Недра, 1990. 263 с.

“GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA”, 2019, №3 (78) pp. 79-81

RESULTS OF EXPERIMENTAL RESEARCHES ON DETERMINATION OF THE EFFECT OF THE EJECTION OF EXHAUST GASES OF ICE ON ITS EFFICIENCY

Dzhuraev P.U., acting Associate Professor of the Department "Mining Electromechanics", Ph.D, info@ndki.uz

¹Navoi State Mining Institute, Navoi, Uzbekistan

Abstract

Injection engine compressor equipment is mainly used for air purification of exploration wells. However, in this case, the cost of injection of compressor equipment with a high capacity of pump handling exceeds the cost of the boiler.

An analysis of mobile compressor equipment indicates that a substantial portion of the energy infections is caused by the internal combustion engine of the compressor, as the burning fuel has not turned into a useful force. Most of the heat energy is transferred to the cooling system and emitted by the smoke gases.

This article presents the results of an experimental research on increasing the efficiency of air purification of the wells from the compressor equipment by assembling the heat recovery utility, as well as influencing the injection of the smoke gases ejection of the internal combustion engine.

Keywords: air spraying, drilling, bumping, sleeping gases, thermal utilization, heat exchange, compressor, heat dissipation, internal combustion engine, leak-proof siphon, fuel consumption.

References

1. Dzhuraev P.U., Merkulov M.V. On the possibility of using vortex tubes in drilling exploration wells. // News of universities. Geology and exploration. Moscow. 2013. №3. pp. 76-78.
2. Dzhuraev P.U., Merkulov M.V. Normalization of the temperature regime of wells when drilling with air blowing. // Navioy, A. Navoi, 2016.
3. Dzhuraev P.U., Merkulov M.V. Utilization of the heat of the internal combustion engine of the compressor drive and excess air when drilling exploration wells with air blowing. // Mining information and analytical bulletin - GIAB, №7. Moscow. 2016. pp. 186-192.
4. Kudryashov BB, A.I. Kirsanov. Drilling exploration wells using air. // M.: Nedra, 1990. 263 p.



СТАНОК ТОКАРНЫЙ УНИВЕРСАЛЬНЫЙ
С СИСТЕМОЙ ЧПУ МОДЕЛИ

HT-250-01



ЧИСЛОВОЕ ПРОГРАММНОЕ УПРАВЛЕНИЕ (ЧПУ)

ШПИНДЕЛЬ СТАНКА

ЗАДНЯЯ БАБАКА СТАНКА

Государственное Предприятие НГМК
Производственное Объединение
“Навоийский машиностроительный завод”
Адрес: г. Навои, ул. Инспекторов, 5
Тел: (+99879) 227-62-14, 227-64-23,
Факс: (+99879) 223-48-78.
Email: infonmz@ngmk.uz

МАРКШЕЙДЕРСКИЙ МОНИТОРИНГ ОТРАБОТКИ ЗАКОНТУРНЫХ ЗАПАСОВ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ В СЛОЖНЫХ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

Maqolada konchilik korxonalaridagi bugungi kundagi asosiy muammolardan hisoblangan, ya'ni murakkab kon-texnik sharoitda qazib olish ishlaridagi noqulayliklar, shu jumladan kon chegarasidan tashqarida qolib ketgan zahiralarni o'zlashtirishda kon korxonasida xavfsiz mehnat muxofazasini ta'minlash bilan bir qatorda tabiat in'om etgan boyliklardan oqilona foydalanish kabi muhim ishlarni amalga oshirishda zamonaviy lazer skanerlari yordamida marksheyderlik monitoringini olib borish haqida bayon qilingan.

Tayanch iboralar: kon-texnik, kon-geologik, fazik-mexanik, lokal, karer chegarasi tashqarisidagi zahira, suvga to'yinganlik, marksheyderlik kuzatuv, sirpanish, deformatsiyalanish tezligi, akslantirgichsiz rejimi, lazerli skaner.

В данной статье даны проблемы сложных горно-технических условий и их недостатки в компании на горных фабриках. Поэтому дается информация об обеспечении охраны труда при освоении запасов за пределами горных территорий, для защиты богатства, которые даются природой с использованием современного лазерного сканера при проведении геологоразведочных работ.

Ключевые слова: горно-техническая, горная геология, физико-механический, местный, запасы для горной местности, водоснабжение, снабжение шахтеров, поглядывание, быстрая деформация, лазерный сканер.

В настоящее время осложняются горно-технические и горно-геологические условия разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом.

Факторы, влияющие на осложнение горно-технических условий разработки, на наш взгляд, следующие:

- увеличение глубины разработки;
- изменение физико-механических свойств руды и вмещающих пород;
- выявление новых локальных тектонических нарушений и разломов;
- увеличение водонасыщенности горной массы;
- нарастание нагрузки на коммуникационные системы карьеров (технологические и хозяйственные дороги, рабочие площадки и т.д.);
- ухудшение некоторой части глубоких карьеров санитарно-гигиенических условий жизнедеятельности работающего персонала.

Для достижения высоких экономических показателей предъявляются жесткие требования предприятиям, разрабатывающим месторождения открытым способом по обеспечению нормативной прибыли от добычи руды.

Стремление предприятий при доработке карьера извлечь законтурные запасы руды обусловлено тем, что это позволяет сократить потери полезного ископаемого, увеличить срок деятельности карьера и получить дополнительную прибыль.

Однако деформации бортов и уступов, поставленных в контур карьера, а также возникающих при выемке законтурных руд, существенно осложняют ведение горных работ, что приводит к снижению прибыли от реализации добытой руды.

Для успешной реализации проекта отработки законтурных запасов необходимо обеспечение следующих условий:

- оперативная оценка устойчивости уступов и бортов на всех этапах отработки при помощи наблюдений и инструментальных съемок;
- эффективная система маркшейдерских наблюдений, обеспечивающая полноту и оперативность информации о состоянии массива в зоне обрабатываемого участка [1].

Традиционно оценка устойчивости выполняется для обоснования максимальных углов погашения бортов карьера и входит в состав проекта на отработку. Такая оценка может обеспечить долговременную устойчивость массива на весь период отработки месторождения только при обеспечении полноты исследований вмещающих пород и однородности массива. Однако практика выполнения работ по оценке устойчивости показывает весьма низкую изученность физико-механических свойств пород прибортового массива на начальном этапе освоения месторождений. В таких условиях результаты проведенной первоначальной оценки устойчивости могут значительно отличаться от текущих оперативных данных о состоянии массива.

Накопление данных о составе пород, поведении массива при отработке позволяет разработать и обосновать способы выемки законтурных запасов полезного ископаемого.

Результаты оценки устойчивости борта карьера на всю глубину позволяют выявить возможность для увеличения угла погашения с целью выемки законтурных запасов. Однако оценка устойчивости борта на всю глубину не отражает в полной мере состояния отдельных участков, уступов борта, поскольку поверхность скольжения в этом случае представляет собой плавную кривую. За счет относительно пологих углов верхней группы уступов борт будет иметь достаточный запас, даже при весьма завышенных углах уступов нижней части карьера. Поэтому следует проводить оценку опасности локального обрушения отдельно для каждого уступа и по всем неблагоприятным поверхностям скольжения. Проведенный комплекс работ по детальной оценке устойчивости позволяет разработать проект опытно-промышленных испытаний по выемке законтурных запасов руды, с учетом степени риска обрушения.

Таким образом, для оценки возможности выемки законтурных запасов необходимо проведение детальной оценки участка отработки:

- на всю глубину борта карьера;
- по высоте отдельных уступов;
- отдельных участков по неблагоприятным нарушениям.

Обязательным фактором, сопровождающим отработку месторождения на протяжении всего срока эксплуатации карьеров, являются инструментальные маркшейдерские наблюдения. Все технические решения, связанные с изменением контуров карьера должны основываться как на расчетных данных по оценке устойчивости, так и на данных практических наблюдений по профильным линиям. Особенно это утверждение актуально при отработке прибортовых запасов, так как массив имеет состояние близкое к предельному и его состояние должно постоянно контролироваться. Поэтому задача правильной постановки маркшейдерских инструментальных наблюдений имеет важное значение [2].

Исследованиями деформационных процессов в прибортовых массивах установлено, что разрушению бортов предшествуют развивающиеся в течение длительного времени деформации, появление которых не является признаком обязательного разрушения борта. Следовательно, на деформирующихся бортах можно вести горные работы до появления видимых трещин и заколов, контролируя маркшейдерскими наблюдениями скорости деформирования откосов. Для оценки степени опасности развивающихся деформаций и оценки устойчивости бортов принимают критические скорости деформирования прибортового массива, которые устанавливаются в процессе маркшейдерских инструментальных наблюдений.

Сохибов И.Ю.,
старший преподаватель
кафедры "Горное дело"
Алмалыкского филиала
ТашГУ им. Ислама
Каримова



Мельникова Т.Е.,
ассистент кафедры "Горное
дело" Алмалыкского
филиала ТашГУ им.
Ислама Каримова



Вместе с тем, задача постановки инструментальных наблюдений на деформирующихся участках осложняется следующими факторами:

- отсутствие возможности заложения профильной линии по нормали к борту из-за недоступности вышележащих предохранительных берм;
- опасность нахождения исполнителя на деформирующемся участке;
- значительной ошибки наблюдений, при использовании безотражательного режима тахеометров;
- реперы, расположенные параллельно участку деформации не в полной мере отражают схему деформирования массива.

Для получения достоверной схемы деформирования массива предлагается методика безотражательных наблюдений за деформирующимися недоступными участками бортов карьеров, основанная на применении технологий лазерного сканирования (рис. 1) [3].



Рис.1. Лазерный сканер и схема деформирования массива

Рассмотрим сущность наземного лазерного сканирования и его преимущества.

Система наземного лазерного сканирования состоит из НЛС и полевого персонального компьютера со специализированным программным обеспечением. НЛС состоит из лазерного дальномера, адаптированного для работы с высокой частотой, и блока развертки лазерного луча. В качестве блока развертки в НЛС выступают сервопривод и полигональное зеркало или призма. Сервопривод отклоняет луч на заданную величину в горизонтальной плоскости, при этом поворачивается вся верхняя часть сканера, которая называется головкой. Развертка в вертикальной плоскости осуществляется за счёт вращения или качания зеркала (рис.2) [4].

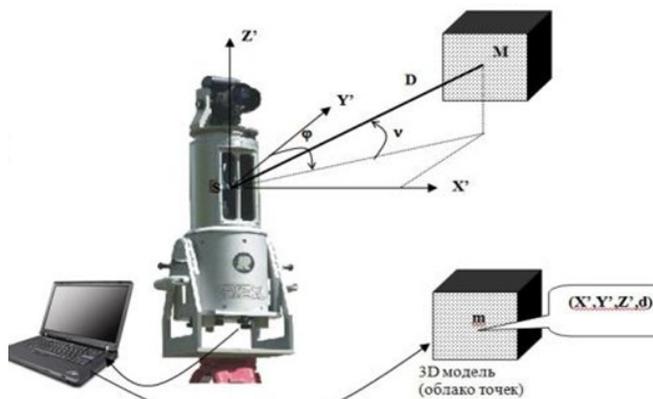


Рис.2. Система наземного лазерного сканирования

В процессе сканирования фиксируется направление распространения лазерного луча и расстояние до точек объекта. Результатом работы НЛС является растровое изображение - скан, значения пикселей которого представляют собой элементы вектора со следующими компонентами: измеренным расстоянием, интенсивностью отражённого сигнала и RGB - составляющей, характеризующей реальный цвет точки. Для большинства моделей НЛС характеристики реального цвета для каждой точки получается с помощью неметрической цифровой камеры.

Другой формой представления результатов наземного лазерного сканирования является массив точек лазерных отражений от объектов, находящихся в поле зрения сканера, с пятью характеристиками, а именно пространственными координатами (x, y, z) , интенсивностью и реальным цветом.

В основу работы лазерных дальномеров, используемых в НЛС, положены импульсный и фазовый безотражательные методы измерения расстояний, а также метод прямой угловой развёртки (триангуляционный метод) [5]

Принцип действия наземных лазерных сканеров (рис.3) может осуществляться методами импульсного и фазового измерения расстояний.

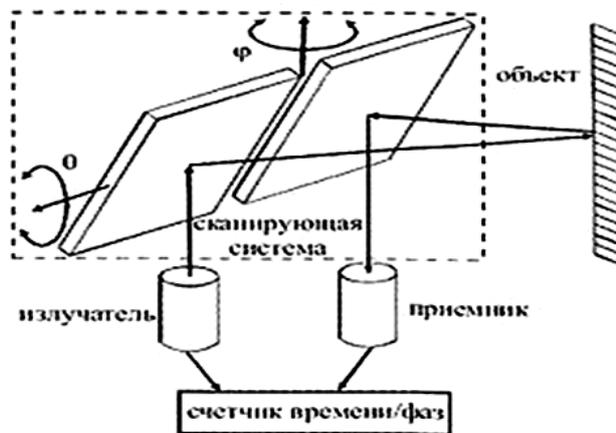


Рис.3. Принцип действия наземных лазерных сканеров

Импульсный метод измерения расстояний основан на измерении времени прохождения сигнала от приёмо-передающего устройства до объекта и обратно. Зная скорость распространения электромагнитных волн c , можно определить расстояние как $R = c \cdot t / 2$, где t – время, измеряемое с момента подачи импульса на лазерный диод до момента приёма отражённого сигнала.

Импульсный метод измерения расстояний по точности уступает фазовому методу. Это происходит потому, что фактическая точность каждого измерения зависит от ряда параметров, каждый из которых может оказать влияние на точность конкретного измерения. Таковыми параметрами являются:

- длительность и форма (в частности, крутизна переднего фронта) зондирующего импульса;
- отражательные характеристики объекта;
- оптические свойства атмосферы;
- текстура и ориентация элементарной поверхности объекта вызвавшей отражение зондирующего луча по отношению к линии визирования. [6]

Фазовый метод измерения расстояний основан на определении разности фаз посылаемых и принимаемых модулированных сигналов. В этом случае расстояние вычисляется по формуле $R = \frac{\phi}{2\pi f} \cdot \frac{c}{2}$ где ϕ – разность фаз между опорным и рабочим сигналом; f – частота модуляции.

Режим работы фазоизмерительного устройства зависит от его температуры, с изменением которой незначительно изменяется фаза сигнала. Вследствие этого точное начало отсчета фазы определить нельзя. С этой целью фазовые измерения повторяются на эталонном отрезке (калибровочной линии) внутри прибора. Главное преимущество фазового метода измерения – более высокая точность, которая может достигать единиц миллиметров.

Всю совокупность ошибок в величинах, измеряемых НЛС, можно разделить на две группы:

- инструментальные, обусловленные качеством сборки и юстировки механических, оптических и электронных частей прибора (величины ошибок отражаются в техническом паспорте сканера и первоначально определяются на этапе сборки и юстировки прибора, а затем периодически – во время калибровки и метрологической аттестации НЛС);
- методические, источником которых является сам метод определения величин с помощью НЛС. Они могут быть вызваны окружающей средой (атмосферной рефракцией, затуханием электромагнитных волн, вибрацией прибора и т.п.) или обусловлены характеристиками объекта сканирования (размером, ориентацией, цветом, текстурой и т.д.) [7].

Помимо высокой степени автоматизации, наземное лазерное сканирование обладает также следующими достоинствами по отношению к другим способам получения пространственной информации:

- возможность определения пространственных координат точек объекта в полевых условиях;
- трёхмерная визуализация в режиме реального времени, позволяющая на этапе производства полевых работ определить «мёртвые» зоны;
- неразрушающий метод получения информации;
- отсутствие необходимости обеспечения сканирования точек объекта с двух центров проектирования (стояния), в отличие от фотограмметрического способа;
- высокая точность измерений;
- принцип дистанционного получения информации обеспечивает безопасность исполнителя при съёмке труднодоступных и опасных районов;
- высокая производительность НЛС сокращает время полевых работ при создании цифровых моделей объектов, что делает данную технологию более экономически выгодной по сравнению с другими;
- работы можно выполнять при любых условиях освещения, то есть днём и ночью, так как сканеры являются активными съёмочными системами;
- высокая степень детализации;
- многоцелевое использование результатов лазерного сканирования. [8]

Наземный лазерный сканер (НЛС) – это съёмочная система, измеряющая с высокой скоростью (от нескольких тысяч до миллиона точек в секунду) расстояния от сканера до поверхности объекта и регистрирующая соответствующие направления (вертикальные и горизонтальные углы) с последующим формированием трёхмерного изображения (скана) в виде облака точек.

В настоящее время разработкой приборов для трёхмерного лазерного сканирования занимается множество фирм, все эти фирмы выпускают сканеры для различных целей. Задачи, решаемые конкретной моделью НЛС, определяются его техническими характеристиками. Основными характеристиками современных наземных лазерных сканеров являются:

- точность измерения расстояния, горизонтального и вертикального углов;
- максимальное разрешение сканирования;
- скорость сканирования;
- дальность действия лазерного сканера;
- расходимость лазерного луча;
- поле зрения сканера;
- используемые средства получения информации о реальном цвете;
- класс безопасности используемого лазера;
- портативность и особенности интерфейса [9].

Приведем классификацию программных продуктов, применяемых в технологии лазерного сканирования, в зависимости от их функционального назначения:

- управляющее ПО
- задание разрешения сканирования, сектора сканирования путём визуального выбора объектов, режима сканирования, режима работы цифровой камеры;
- визуализация сканов в режиме реального времени;
- контроль получаемых результатов;
- калибровка и тестирование сканера;
- выявление возможных неисправностей;
- учёт ошибок, связанных с влиянием внешних условий окружающей среды;
- объединение сканов;
- внешнее ориентирование сканов;
- ПО для создания единой точечной модели объединение сканов;

- внешнее ориентирование сканов;
- сегментирование и разрежение точечной модели;
- визуализация точечной модели;
- экспорт и печать.
- ПО для построения трёхмерных моделей и двумерных чертежей по данным сканирования;
- создание из массива точек нерегулярной триангуляционной сети (TIN) и NURBS-поверхности;
- создание модели отсканированного объекта с помощью геометрических примитивов;
- профилирование;
- построение чертежей;
- проведение измерений (длин, диаметров, площадей и объёмов объектов);
- визуализация построенной модели (построение изолиний, текстурирование);
- сравнение построенной модели с проектной;
- экспорт и вывод на печать результатов обработки данных НЛС;
- комплексное ПО;
- все функции управляющего ПО;
- создание точечной модели;
- построение трёхмерных моделей и двумерных чертежей по данным наземного лазерного сканирования [10].

Таким образом, суть методики заключается в создании детальной трёхмерной модели исследуемого участка, позволяющей с достаточной точностью фиксировать любое геометрическое изменение состояния массива. Регистрация изменений производится путем наложения съёмки объекта проведенных в разные интервалы времени. За эталон принимается первая серия наблюдений, проведенная как правило до начала отработки участка. По выявленным на объемной модели отклонениям от эталона строятся разрезы, позволяющие установить величину вертикальных деформаций, а также провести прогноз потенциальной поверхности обрушения.

Применение высокоточного лазерного сканирования позволяет:

1. Дистанционно создать точную трехмерную модель опасного участка;
2. Провести сравнительный анализ состояния объекта между сериями наблюдений по разности объемов, а также по разрезам, привязанным к реперам;
3. Провести паспортизацию оползня
4. Исключить необходимость нахождения исполнителя на деформирующемся участке;
5. Сократить время наблюдений и увеличить объем данных по съёмке;
6. Повысить оперативность и адекватность информации при ведении работ на деформирующихся участках борта [11].

Обеспечение безопасной отработки законтурных запасов возможно с применением комплексного метода включающего многовариантную детальную оценку устойчивости подрабатываемого массива и оперативные инструментальные наблюдения за возможными деформационными процессами. Отработка запасов по вышеприведенной схеме позволит на начальной стадии оценить степень риска и разработать мероприятия по обеспечению безопасности сотрудников и оборудования при ведении работ в сложных условиях [12].

Библиографический список:

1. Певзнер М.Е., Попов В.Н. *Маркшейдерия*. Учебник. М.: МГГУ, 2003. 419 с.
2. Деметтьев В.Е., *Современная геодезическая техника и ее применение*. «Академический Проект» 591 с.
3. *Техническая инструкция по производству маркшейдерских работ*, М.: Недра, 2011. 360 с.
4. Васильев А.А., *Маркшейдерские работы при открытой разработке месторождений полезных ископаемых*. Учебное пособие. МГОУ, 2009. 252 с.
5. Шануров Г.А., Мельников С.Р. *Геотроника. Наземные и спутниковые ра-диоэлектронные средства и методы выполнения геодезических работ: Учебное пособие – М.: УПП «Репрография» МИИГАиК, 2001. 136 с.*
6. Спиридонов В.П. *Деформации горных пород и сооружений, предупреждение чрезвычайных ситуаций*. Журнал «Горная механика», № 1-2. 2004. С. 28-34.
7. Анцибор В.Я.: *Лазерные приборы для маркшейдерских работ*. - М.: Недра, 1985 -203 с.
8. <https://geosystems.ru>.
9. <https://mining-media.ru>.
10. <http://dalgeokom.ru>.
11. <http://www.geodezcom.ru>.
12. <http://www.geo-mir.ru>.

MARKSHADER MONITORING OF DEVELOPMENT OF OVER-OUTLINE RESERVES OF MINERALS IN COMPLEX MINING-TECHNICAL CONDITIONS

¹Sokhibov I.Yu., Senior Lecturer, Department of Mining, Almalyk Branch, soxibov.isomiddin@mail.ru

¹Melnikova T.E., Assistant of the Department of Mining, Almalyk Branch, tatyana-melnikova1983@mail.ru

¹Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Almalyk, Uzbekistan

Abstract

The article deals with today's major problems in mining companies, that is, the complexity of mining operations in complex mining and technical conditions, including ensuring the safety of mining at the mine site, and the use of modern laser scanners in the implementation of critical work.

Keywords: mining, technical, mining-geological, phosphoric, local, non-marginal, water-solubility, observation marks, sliding, deformation speed, non-reflective mode, laser scanner.

References

1. Pevzner, ME, Popov V.N. Mine Survey. Textbook. M.: MGGU, 2003. 419 p.
2. Dementyev VE, Modern geodesic equipment and its application. "Academic Project" 591 p.
3. Technical instruction for the production of surveying, M.: Nedra, 2011. - 360 p.
4. Vasilyev AA, Surveying works in the open development of mineral deposits. Tutorial. MGOU, 2009. - 252 p.
5. Shanurov G.A., Melnikov S.R. Geotonics. Terrestrial and satellite radio electronic means and methods of performing geodetic works: Tutorial - M.: UPP "Reprography" MIGAik, 2001. - 136 p.
6. Spiridonov V.P. Deformations of rocks and structures, prevention of emergency situations. Journal of Mining Mechanics, № 1-2. 2004. pp. 28-34.
7. Antsibor VY: Laser devices for surveying work. - M.: Nedra, 1985 -203 p.
8. <https://geosystems.ru>.
9. <https://mining-media.ru>.
10. <http://dalgeokom.ru>.
11. <http://www.geodezcom.ru>.
12. <http://www.geo-mir.ru>.

СТАНОК ТОКАРНЫЙ УНИВЕРСАЛЬНЫЙ

HT-425



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: inonmz@ngmk.uz



ВЛИЯНИЕ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ПАРАМЕТРОВ НА ДОЛГОВЕЧНОСТЬ ОПОРНЫХ УЗЛОВ ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Maqolada tayanch uzeli elementlarining tebranishi bo'yicha tajriba o'tkazish metodlari ko'rilgan. Kon uskunalarini tayanch uzellari tebranishlarining tajriba tadqiqot natijalari taqdim etilgan.

Tayanch iboralar: Spekr, tebranish, diagnostika, podshipnik, shpindel, dinamika, tabiiy sinov, bikrlik, dispersiya, og'ishlar.

Rassmatrivayotgan usul va usullar tajribaviy usul bo'lib, tajribaviy usulni o'rganish maqsadida tayanch uzeli elementlarining tebranishi bo'yicha tajriba o'tkazish metodlari ko'rilgan. Natijalar tajriba usulida olingan.

Ключевые слова: спектр, колебания, диагностика, подшипник, шпиндель, динамика, полевые испытания, жесткость, дисперсия, отклонение.

Эгамбердиев И.П.,
докторант Навоийского
отделения Академии наук
Республики Узбекистан



Орипов З.Б.,
ассистент кафедры
"Технология
машиностроения", НГГИ



Важнейшими элементами, определяющими показатели надежности горного оборудования, являются подшипниковые узлы. Случайные отказы опорных узлов в процессе эксплуатации чаще всего, связаны с выходом из строя подшипников качения.

Специфика эксплуатационных режимов подшипников в горном оборудовании определяется следующими факторами.

1) Высокими удельными нагрузками.

2) Запыленностью и загрязненностью окружающей среды. Загрязнение окружающей среды усложняет централизованный подвод смазочных и охлаждающих жидкостей, а также делает невозможным проведение качественного ремонта подшипникового узла на месте эксплуатации.

3) Прерывистым рабочим циклом горных машин.

4) Высокой интенсивностью вибраций.

При отказе подшипников действующих горного оборудования фиксируются следующие браковочные признаки: усталостные разрушения беговых дорожек; абразивное изнашивание поверхностей качения; усталостный износ поверхностей качения; наклеп и фреттинг-коррозия посадочных поверхностей; разрушение сепаратора; перегревание; прочие виды разрушения, в том числе проворачивание колец в посадочных гнездах, скалывание направляющих буртов роликоподшипников и т. д. [1,2,3,4]

Потеря работоспособности происходит чаще всего в связи с усталостным или абразивным изнашиванием поверхностей трения (другие формы отказов — разрушение сепаратора, скалывание направляющего бурта и т. д., как правило, обусловлены проектными и технологическими ошибками).

Анализ данных о браковочных признаках подшипников, демонтированных с горных машин после наработки различных сроков службы, показывает, что контактная усталость является одной из самых распространенных причин отказов подшипников при их эксплуатации.

Часто причиной выхода из строя опорных узлов является утечка смазочного материала. Это свидетельствует о недостаточной эффективности применяемых уплотнительных устройств.

Однако основной проблемой надежности опорного узла является относительно низкая долговечность самих подшипников даже при условии нормального функционирования уплотнений.

Обследования, проведенные нами в процессе дефектации при ремонте опорных узлов, проведенных на рудо – ремонтных заводах показали, что износ посадочных мест наружных колец подшипников может достигать величины 650 – 850 мкм, что более чем на порядок превышает величину начального зазора в этой посадке.

Причиной повышенного изнашивания «неподвижных» мест сопряжения наружное кольцо – корпус является, по нашему мнению, фреттинг. Развитие фреттинга приводит к разупрочнению поверхностных слоев в зоне контакта, а возможное периодическое проскальзывание наружного кольца в корпусе приводит к интенсивному изнашиванию предразрушенных фреттингом поверхностных слоев в

местах сопряжения. Повышение величины суммарного рабочего зазора:

$$S_{\text{общ}} = S_n + S_c$$

где S_n – радиальный зазор в подшипнике; S_c – радиальный зазор в сопряжении наружное кольцо – корпус; приводит к виброударному режиму работы подшипников опорных узлов горного оборудования.

Сказанное выше свидетельствует о насущной необходимости разработки методов, позволяющих контролировать изменение рабочего зазора в подшипниковых опорах в процессе эксплуатации и при сборке.

Для решения этой задачи потребовалось исследовать контактные взаимодействия в самом подшипнике и установить влияние на них величины радиального зазора.

Известно, что во всех случаях контактирования под нагрузкой упругих тел двойной кривизны формой контактной площадки является эллипс. В предельном случае, при контакте сферы со сферой, эллипс превращается в круг [3, 4, 5]. Эпюра давлений на контактных площадках имеет форму полуэллипсоида, которая превращается в предельном случае (при контакте сферы со сферой) в полусферу.

Наибольшее контактное напряжение ($M\Gamma a$) рассчитываемые по теории Г. Герца и Н.М. Беляева в центре площадки контакта шарика и внутреннего кольца подшипника

$$\sigma_{\text{max}} = m \sqrt[3]{F \cdot E^2 \left(\frac{2}{D_w} - \frac{1}{\rho} \right)^2}$$

где F – нагрузка на шарик, H ; E – модуль упругости материала, $M\Gamma a$; m – коэффициент; D_w – диаметр шарика, mm ; ρ – радиус профиля желоба внутреннего кольца, mm .

Наибольшее контактное напряжение между роликом и внутренним кольцом

$$\sigma_{\text{max}} = 0,418 \sqrt[3]{\frac{E \cdot F}{L_p} \left(\frac{2}{D_p} - \frac{1}{r} \right)^2}$$

где D_p – и L_p – диаметр и эффективная длина ролика, mm ; r – радиус беговой дорожки внутреннего кольца.

В радиальных однорядных шарикоподшипниках при радиальной нагрузке F_r максимальные контактные напряжения

$$\sigma_{\text{max}} = 1800 \sqrt[3]{\frac{F_r}{z \cdot D_w^2}}$$

где z – число шариков, воспринимающих радиальную нагрузку.

Наибольшие контактные напряжения в радиальном роликоподшипнике с короткими цилиндрическими роликами

$$\sigma_{\text{max}} = 600 \sqrt[3]{\frac{F_r}{z \cdot D_p^2 \cdot L_p}}$$

В случае приложения осевой нагрузки на опорный подшипник ротора каждое из тел качения воспринимает нагрузку

$$Q = \frac{P}{z \sin \beta}$$

где P – осевая нагрузка на подшипник; z – число тел качения; β – угол контакта.

С учетом неравномерности приложения осевой нагрузки между телами качения вводится коэффициент $k = 0,8$. Тогда

$$Q = \frac{P}{z \cdot k \sin \beta}$$

При определении расчетной долговечности подшипников качения зазоры обычно не учитывают, однако, они существенно влияют на фактический срок службы.

Опыт эксплуатации подшипниковых опор и результаты проведенных вибрационных измерений показали, что основным фактором, влияющим на надежность и долговечность подшипниковых узлов, являются значительные отклонения величины рабочего радиального зазора от его номинального значения. К такому же результату приводит и возрастание зазоров в местах посадок подшипников.

Зазоры в подшипниках и упругие деформации его элементов под действием рабочей нагрузки, а также сил инерции вызывают осевые и радиальные вибрации вала. Жесткость опор на подшипниках качения может быть значительно повышена при создании предварительного натяга.

В обычных подшипниках относительное осевое смещение колец под действием осевой нагрузки складывается из свободного перемещения в пределах имеющейся в подшипнике осевой игры, а также от упругой деформации рабочих поверхностей в местах контакта тел качения.

Сущность предварительного натяга заключается в том, что подшипник получает предварительную осевую нагрузку, которая ликвидирует осевую игру в комплекте, создавая начальную упругую деформацию в местах контакта рабочих поверхностей колец с телами качения.

При медленном вращении, критический режим работы подшипниковых опор определяется ударным характером воздействия тел качения на беговых дорожках из-за раскрытия стыков в подшипниках.

В этом случае снижается жесткость и точность вращения вала, а также возрастают контактные нагрузки в подшипниках, что приводит к их ускоренному износу, вызываемому контактной усталостью.

При большой частоте вращения вала под действием центробежных и гироскопических сил и при недостаточном осевом натяге возможно чрезмерное проскальзывание шариков или роликов относительно дорожек качения, что приводит к ускоренному нагреву и износу подшипников.

Рекомендуемые усилия предварительного натяга для подшипников [3,4,5]:

шариковых ;

$$F_{\min} = A \left(\frac{n}{1000} \right)^2$$

роликовых ,

$$F_{\min} \geq \frac{C_0}{1000} = 1,8F_r + A \left(\frac{n}{1000} \right)^2$$

где F_r – радиальная нагрузка на подшипник; C_0 – статическая грузоподъемность подшипника; n – частота вращения подшипника; A – коэффициент минимальной осевой нагрузки.

Для обеспечения условий нормальной эксплуатации узла в работе определены границы работоспособности опорного узла в диапазоне его эксплуатационных параметров (предварительный осевой натяг, нагрузка, частота вращения) (рис. 1).

Нижняя граница области работоспособности опорного узла определяется из зависимости $F_H^{\min} = f(P_r, n)$, где F_H^{\min} , n , P_r – значения минимального осевого предварительного натяга, частоты вращения и радиальной нагрузки, при которых $\mu \cdot (Q_B + Q_H) \cdot D_{ш} > M_r$, где μ – коэффициент трения скольжения; $D_{ш}$ – диаметр шарика.

Верхняя граница области работоспособности опорного узла определяется из зависимости $F_H^{\max} = f(P_r, n)$, F_H^{\max} , n , P_r – значения осевого натяга, частоты вращения и радиальной нагрузки, при которых достигается предельная усталостная долговечность подшипника. На рис.1. показаны границы работоспособности опорных узлов буровых станков в диапазоне их эксплуатационных параметров.

Ранее в [1,2,3,6] говорилось, что за критерий нарушения работоспособности опорных узлов буровых станков принято наличие локальных повреждений, которые возникают вследствие виброударных нагрузок. Режим виброударного нагружения между телами качения и беговыми дорожками колец подшипников наступает при достижении радиальным зазором определенной предельной величины – $S_{пр} = 0,4 - 0,6$ мм.

В процессе работы опорных узлов – при зазорах меньше $S_{пр}$ – происходит нормальное изнашивание подшипника с интенсивностью.

При достижении радиальным зазором значения $S_{пр}$ – определяющими становятся виброударные взаимодействия, которые вызывают ударно усталостные контактные разрушения.

Исследования влияния частоты вращения, внешней нагрузки, предварительного натяга и радиального зазора на усталостную долговечность (L) подшипниковых опор выполнены с применением программного комплекса «APM WinMachin». При этом долговечность L_h подшипников качения рассчитывалась в часах работы

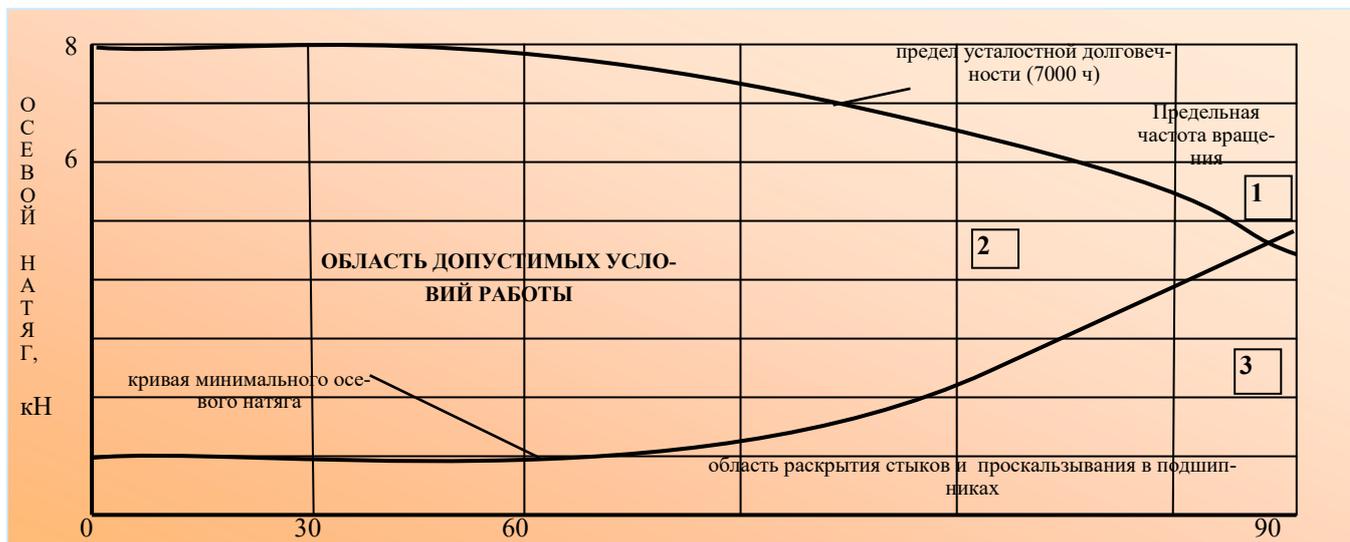


Рис.1. Границы области работоспособности опорного узла

$$L_h = a_1 a_{23} \frac{10^6}{60n} \left(\frac{C}{P} \right)^m$$

где C — динамическая грузоподъемность, Н; P — эквивалентная нагрузка, Н; m — показатель степени (для шарикоподшипников $m=3$, для роликоподшипников $m=10/3$); a_1 — коэффициент надежности; a_{23} — коэффициент, учитывающий влияние качества подшипника и качества его эксплуатации.

Динамическая грузоподъемность

$$C = 98,1 \left(\frac{2R_w}{D_w} \frac{r}{r - R_w} \right)^{0,41} \frac{(1 \pm \gamma)^{1,39}}{(1 \pm \gamma)^{1/3}} \left(\frac{\gamma}{\cos \alpha} \right)^{0,3} D_w^{1,8} Z^{-1/3}$$

где R_w и r — радиусы контура тела качения и дорожки качения в направлении, перпендикулярном к направлению вращения, мм; D_w — диаметр тел качения, мм; Z — число тел качения в одном ряду подшипника;

$$\alpha - \text{угол контакта в подшипнике, в радианах; } \gamma = D_w \cos \alpha / D_o$$

D_o — диаметр подшипника по центрам тел качения, мм.

Эквивалентная нагрузка

$$P = \left(\frac{1}{Z} \sum_{j=1}^Z Q_j^3 \right)^{1/3} = \left(\frac{1}{2\pi} \int_0^{2\pi} Q^3 d\varphi_0 \right)^{1/3} \quad \text{или}$$

$$P = \sigma_{\max} \left\{ \frac{1}{2\pi} \int_{-\varphi_0}^{+\varphi_0} \left(\frac{2(1 - \cos \varphi_0)}{\varphi_0 - \sin \varphi_0 \cos \varphi_0} \right)^n d\varphi_0 \right\}^{1/3}$$

Исходя из того, что долговечность подшипниковых опор зависит от динамической нагрузки, которая с увеличением радиального зазора возрастает, построен график зависимости влияния частоты вращения и радиального зазора на долговечность подшипников (рис.2).

Анализ результатов расчетов, показывает (рис.2.), что усталостная долговечность опорных узлов с ростом частоты вращения и радиального зазора, может снижаться на порядок и более. При этом осевые и радиальные биения подшипников качения линейно зависят от частоты вращения и радиального зазора (рис.3).

Анализ полученных экспериментальных и теоретических данных позволяет сделать следующие выводы:

- на основании статистики отказов горного оборудования установлено, что основными причинами отказов опорных узлов являются ударно-усталостные повреждения подшипников, а также недостаточная долговечность уплотнительных узлов;

- основным параметром, определяющим вид изнашивания элементов подшипника, является величина зазора; при превышении зазором вследствие изнашивания некоторой критической величины в подшипнике наступает виброударный режим нагружения.

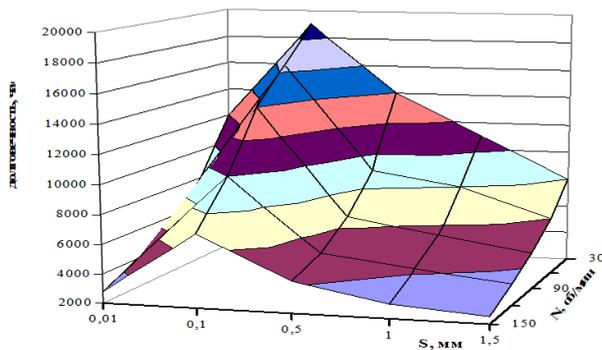


Рис.2. Зависимости долговечности опорных узлов от частоты вращения и радиального зазора

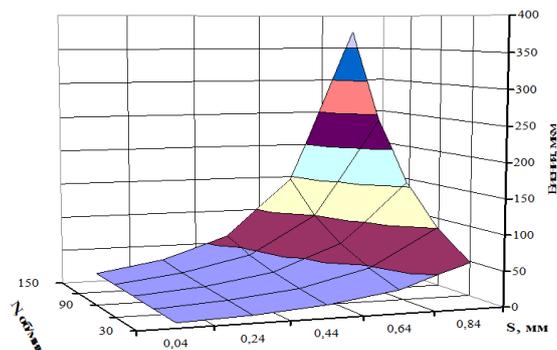


Рис.3. Зависимости биение подшипников качения от частоты вращения и радиального зазора

Библиографический список:

1. Островский М.С. Триботехнические основы обеспечения качества функционирования горных машин. // Часть 2. – М. 1994. 229 с.
2. Кантович Л.И., Дмитриев В. Н. Статика и динамика буровых шарошечных станков. М., Недра, 1984, 200 с.
3. Комиссар А.Г. Опоры качения в тяжелых режимах эксплуатации. Справочник. – М.: Машиностроение, 1987. 384 с. 4. Пирель Л.Я. Подшипники качения: Справочник. М.: Машиностроение, 1984. 542 с.
4. Пирель Л. Я. Подшипники качения: Справочник. М.: Машиностроение, 1984. 542 с.
5. Левина З.М., Решетов Д.Н. Контактная жесткость машин. – М.: Машиностроение, 1991. 264 с.
6. Эгамбердиев И. П., Островский М.С. Исследование вибрационных методов оценки технического состояния буровых станков. // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2007 г. - № 9. С. 93-97.

“GORNII VESTNIK UZBEKISTANA”, 2019, №3 (78) pp. 86-88

INFLUENCE OF OPERATIONAL PARAMETERS ON THE DURABILITY OF SUPPORT UNITS OF THE MINING EQUIPMENT

¹Egamberdiev I.P., doctoral candidate of the Navoi branch of the Academy of Sciences of the Republic of Uzbekistan, ilhom1977@mail.ru

²Oripov Z.B., Assistant of the Department “Engineering Technology”, oripovZ89@mail.ru

¹Academy of Sciences of the Republic of Uzbekistan, Navoi, Uzbekistan

²Navoi State Mining Institute, Navoi, Uzbekistan

Abstract

The article discusses the methods of experiments on the vibration of base elements. The results of experimental researches of the vibration of base systems of mining equipment are presented.

Keywords: spectrum, vibration, diagnostics, podshipnik, spindle, dynamics, natural test, comorbidity, dispersion.

References

1. Ostrovsky M.S. Tribotechnical basis for ensuring the quality of functioning of mining machines. // Part 2. – M. 1994. 229 p.
2. Kantovich LI, Dmitriev V.N. Statics and dynamics of drilling roller cone. M., Nedra, 1984, 200 p.
3. Commissioner A.G. Support rolling in heavy duty. Directory. - M.: Mashinostroenie, 1987. 384 p. 4. Pirel L.Ya. Rolling bearings: a Handbook. M.: Mashinostroenie, 1984. 542 p.
4. Pirel L. Ya. Rolling bearings: a Handbook. M.: Mashinostroenie, 1984. 542 p.
5. Levina Z.M., Reshetov D.N. Contact stiffness machines. - M.: Mashinostroenie, 1991 - 264 p.
6. Egamberdiev I. P., Ostrovsky M.S. The study of vibration methods for assessing the technical condition of drilling rigs. // Mining information and analytical bulletin. - 2007 - № 9. pp. 93-97.

АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ ТЕМПЕРАТУРЫ РАБОЧЕЙ ЖИДКОСТИ НА РАБОТОСПОСОБНОСТЬ ГИДРАВЛИЧЕСКИХ ЭКСКАВАТОРОВ

Ushbu maqolada ishlaydigan suyuqlikning harorat omillarining gidravlik ekskavatorlarning ishlashi-ga ta'siri to'g'risidagi tahliliy ma'lumotlar keltirilgan. Nasoslarning aşinmasi natijasida ishchi suyuqlikni 100°C gacha qizdirish bilan tog'-kon uskunalarini ishlatilganda, ularning ishlash muddati sezilarli darajada kamayadi va atigi 250-400 soatni tashkil qiladi; Shlangi shiling silindrlarining ish tezligi 2-3 faktorga kamayadi, ekskavatorning aylanish davri oshadi, tushirish bosimi 75 kgs/sm2 dan 60 kgs/sm2 ga pasayadi va soatlik texnik unumdorlik yarmidan ko'piga kamayadi.

Tayanch iboralar: issiqlik rejimi, ishchi suyuqlik, gidravlik ekskavator, ishonchilik, shlangi silindr, gidravlik uzatish, havo harorati, atrof-muhit harorati, ishlash, uzilishlar.

В данной статье представлены аналитические данные о влиянии температурных факторов рабочего тела на производительность гидравлических экскаваторов. При эксплуатации горного оборудования путем нагрева рабочей жидкости до 100°C в результате повышенного износа насосов продолжительность их работы значительно сокращается и составляет всего 250-400 часов; В 2-3 раза снижаются рабочие скорости штоков гидроцилиндров, увеличивается рабочий цикл экскаватора, давление нагнетания падает с 75 кгс/см² до 60 кгс/см², часовая техническая производительность снижается более чем вдвое.

Ключевые слова: тепловой режим, рабочая жидкость, гидравлический экскаватор, надежность, гидроцилиндр, гидравлическая трансмиссия, температура воздуха, температура окружающей среды, производительность, время простоя.

Абдуазизов Н.А.,
проректор, Навоийского
государственного горного
института



Тошов Ж.Б.,
декан «Энергетического
факультета» ТашГУ
им. Ислама Каримова



Повышенный тепловой режим (температура рабочей жидкости выше 75-80°C) снижает технико-экономические показатели гидрофицированных машин. [1]

Для гидравлических карьерных машин повышение температуры рабочей жидкости от 60°C до 100°C приводит к снижению производительности до 35% за счет увеличения времени рабочего цикла.

При эксплуатации карьерного оборудования при нагреве рабочей жидкости до 100°C в результате увеличения износа насосов продолжительность их работы существенно снижается и составляет всего 250-400 часов; в 2-3 раза снижаются рабочие скорости штоков гидроцилиндров, возрастает время рабочего цикла экскаватора, давление нагнетания падает с 75 кгс/см² до 60 кгс/см², часовая техническая производительность уменьшается более чем вдвое [2].

Опыт эксплуатации гидравлических экскаваторов ЭО-4121 показывает, что, при увеличении температуры рабочей жидкости от 68° до 78°C время цикла увеличивается от 19 до 23 с (рис. 1). Отмечается также, что чрезмерный рост температуры рабочей жидкости вызывает необходимость остановок экскаватора для охлаждения гидросистемы. По данным [3], при температуре воздуха выше 36°C производительность машин снижается на 20-30%.

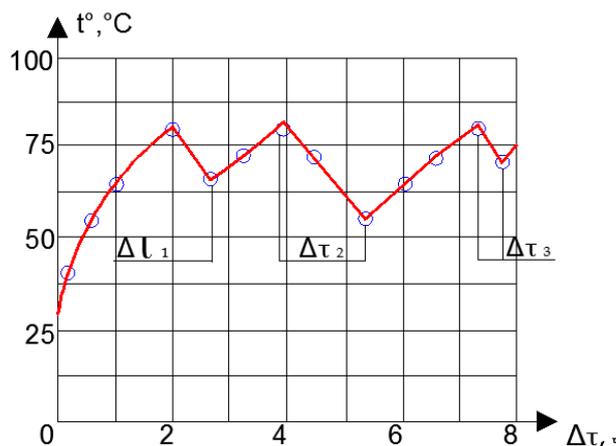


Рис.2. Влияние теплового режима гидрообъемной трансмиссий на время непрерывной работы экскаватора ЭО – 4121; t° – температура рабочей жидкости; τ – время работы; $\Delta\tau_1, \Delta\tau_2, \Delta\tau_3$ – остановка экскаватора из-за перегрева гидрообъемной трансмиссий и редуктора

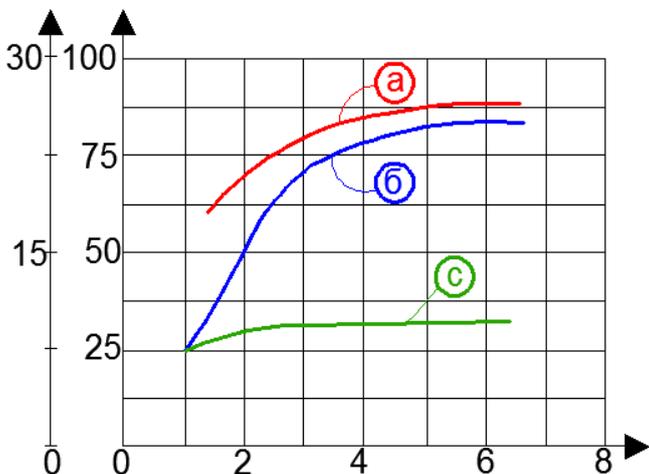


Рис.1. Изменение температуры рабочей жидкости гидрообъемной трансмиссии экскаватора ЭО-4121 и времени цикла в зависимости от длительности работы экскаватора: а – время цикла; б – температура рабочей жидкости; с – температура окружающей среды

Температура (вязкость) рабочей жидкости влияет прежде всего на КПД гидросистемы, максимальное значение которого достигается в достаточно узком вязкостно-температурном диапазоне [3].

На рис.2. показано влияние теплового режима гидрообъемной трансмиссий на производительность гидравлического экскаватора ЭО-4121 при работе в грунтах 2-ой категории и температуре окружающего воздуха +25, +30°C. Участки соответствуют периодам остановки экскаватора из-за перегрева гидрообъемной трансмиссий. Общие потери производительности за смену из-за вынужденного простоя экскаватора в этом случае достигают до 15-18%.

Анализ причин отказов элементов гидросистемы показывает, что в большинстве случаев причины отказов связаны с тепловым режимом эксплуатации карьерного оборудования.

На основе анализа причин отказов и нарушений работы гидрофицированных машин установлено, что примерно 75% всех неисправностей является следствием трех факторов: загрязнения рабочей жидкости, насыщения ее воздухом и нагрева. Причем, каждый из этих факторов способствует проявлению других вредных явлений. В работе [3] отмечено, что основными источниками отказов гидрообъемной трансмиссии является перегрев и загрязнение рабочей жидкости.

В работах [4] указывается, что тепло является одной из основных причин, создающих неполадки в гидравлических системах, использующих рабочие жидкости на нефтяной основе: нагрев жидкости на каждые 20 выше 50°C снижает полезный срок службы системы наполовину.

Одним из наиболее часто встречающихся случаев отказов является нарушение герметичности отдельных элементов гидрообъемных трансмиссий.

Повышенная температура рабочей жидкости, существенно снижает надежность и долговечность гидрофицированных машин. Общие простои карьерного оборудования при эксплуатации вследствие потери надежности гидросистемы в среднем составляют от 25 до 60% [4]. Между тем затраты на ремонт и техническое обслуживание гидрообъемной трансмиссии карьерного оборудования составляют 25,45% от общей суммы затрат на эксплуатацию машины [4].

Снижение надежности гидрофицированных машин за счет воздействия повышенной температуры рабочей жидкости обусловлено отрицательным влиянием перегрева на отдельные элементы гидрообъемной трансмиссии. При трении подвижных соединений элементов при высокой температуре среды увеличивается износ трущихся деталей. Уменьшение вязкости рабочей жидкости в парах трения может привести к разрушению масляной пленки и переходу жидкостного трения в полусухое [3].

Повышенный износ пар трения, а также снижение вязкости рабочей жидкости при повышении температуры вызывает увеличение утечек в элементах гидросистемы. Увеличенные утечки в гидроэлементах уменьшают жесткость гидрообъемной трансмиссии и тем самым влияют на степень рассогласования ведомого и ведущего движений в следящих гидросистемах.

В гидросистемах с редукционными гидроклапанами повышенные утечки вызывают частые включения и выключения насосов на зарядку гидроаккумуляторов, сокращают промежутки времени между срабатываниями автомата разгрузки насоса. В момент включения и выключения насосов в трансмиссии наблюдается кратковременное повышение давления, что может быть причиной разрушения гидролиний и элементов.

Перегрев в гидросистеме вызывает также ухудшение свойств рабочей жидкости. В минеральные масла входят ароматические углеводы, которые окисляются кислородом воздуха. Этот процесс называют «старением» масла. Процесс старения зависит от температуры. При повышении температуры рабочей жидкости на каждые 10°C интенсивность окисления практически удваивается [3]. Кроме того, под действием высокой температуры происходит разложение рабочей жидкости, выделение летучих составляющих, образование кокса. Из-за окисления образуются также кислоты и смолы (асфальтены, карбены и пр.). Часть продуктов окисления растворяется в рабочей жидкости и способствует коррозионному износу гидроэлементов, а часть находится в смеси с рабочей жидкостью, загрязняя ее и способствуя дальнейшему ее окислению [3].

Высокая температура оказывает наибольшее воздействие на срок службы рабочей жидкости при наличии в последней загрязнений и продуктов износа. Дополнительное загрязнение, вызванное повышенной температурой, приводит к интенсификации облитерации щелевых уплотнений.

При высокой температуре возможно усиление процесса выделения, растворенного в рабочей жидкости воздуха. Дополнительно выделяющийся воздух появляется в качестве пузырьков на поверхности и создает пену. Сжатие воздушного пузырька в напорной гидролинии может резко повысить температуру этого пузырька (до 700°C) и привести к возникновению локальных вспышек [3].

По данным исследования [3], интенсивность вспышек зависит от количества воздуха, растворенного в рабочей жидкости. Чем больше его количество, тем интенсивнее вспышки. При сжатии пузырьков воздуха, выделившихся из рабочей жидкости, вспышки наблюдаются при давлении в 10 МПа и выше.

В этом случае имеет место самовоспламенение горючих компонентов рабочей жидкости в результате почти адиабатического сжатия газовых пузырьков. В случае раздробления пузырьков в мельчайшую пену

потенциальная возможность образования вспышек уменьшается. Однако пена, которая в результате длительного пребывания под давлением превращается в один пузырек, может дать очень интенсивные вспышки.

Описанные выше явления могут возникать и в гидронасосах [3].

Признаком существования в гидрообъемные трансмиссии вспышек может служить почернение рабочей жидкости, обусловленное образованием продуктов сгорания – мелких частиц углерода в размере от 0,5 до 5 мкм.

Повышение температуры рабочей жидкости способствует ее вспениванию, причем стойкости пены, в противоположность ее образованию, уменьшается с повышением температуры. Температура выше 70°C вызывает обычно быстрый распад пены [3].

Пенообразование рабочей жидкости понижает ее смазывающие свойства, способствует ржавлению металлических деталей гидроэлементов, а также вызывает окисление самой жидкости и образование устойчивых эмульсий [3]. В дальнейшем устойчивые эмульсии превращаются в вязкие включения, которые откладываются на поверхности золотниковых пар, фильтров, на предохранительных клапанах и т.д. и тем самым нарушают их нормальную работу [5].

Следует отметить, что очистка элементов гидросистемы и, в частности, сетчатых фильтров от продуктов разложения рабочей жидкости, вызванного перегревом, связана с дополнительными трудностями. Так как частицы отложившиеся под действием температуры и давления спекаются асфальто-смолистыми веществами и образуют на сетках фильтров высокопрочный пористый слой, не растворяющийся в промывочных растворах. Полная очистка фильтров в этих случаях связана с механическим разрушением сетки и приводит тем самым к необходимости ее полной замены [5].

Вследствие теплового расширения изменяются линейные размеры нагреваемых элементов, вызывая отклонения в системе допусков, что может привести к нарушению кинематики системы. Возникает опасность заклинивания деталей прецизионного исполнения.

Повышенная температура, а также наличие в рабочей жидкости механических примесей может явиться основной причиной схватывания и разрушения поверхностей в золотниковых парах [5].

Повышенная температура рабочей жидкости существенно влияет и на интенсивность износа уплотнений, что приводит к нарушению герметичности гидросистемы. Широко применяемые в настоящее время в гидрообъемных трансмиссиях карьерного оборудования уплотнения при температуре выше 50°C обладают повышенным износом за счет ухудшения условий контакта уплотнения с трущейся поверхностью в результате разрушения масляной пленки и образования микрочастиц сухого трения.

Износ уплотнений и снижение вязкости рабочей жидкости приводят к дополнительным утечкам рабочей жидкости. Например, утечки через уплотнения поршней гидроцилиндров при температуре 90°C могут быть на 30-40% больше, чем при температуре 50°C [3].

Кроме того, с увеличением температуры повышается усталостное разрушение запирающей поверхности уплотнений, возникают дополнительные напряжения за счет того, что коэффициент теплового расширения (сжатия) почти в десять раз больше, чем у металлов.

Срок службы манжетных уплотнений вращающихся валов насосов и гидромоторов зависит от температуры рабочих кромок. Экспериментально установлено, что температура рабочих кромок уплотнений возрастает пропорционально повышению температуры рабочей жидкости на входе в насос. Превышение температуры кромок уплотнений над температурой жидкости на входе в насос для наружных манжет может составлять примерно 30-55°C, для внутренних манжет 20-30°C [3].

По данным работы, при уменьшении рабочей температуры на каждые 15°C долговечность материала уплотнений возрастает вдвое.

По аналогичным причинам сокращаются сроки службы гибких рукавов гидросистемы. По данным работы, увеличение температуры рабочей жидкости на каждые 10°C сокращает срок службы рукава наполовину. Небольшое количество захваченного воздуха может уменьшить срок службы рукава почти на 40%.

Ускоренное разрушение рукава объясняется ускоренным разрушением армированной металлом резины. Кислород, содержащийся в захваченном воздухе, придает жесткость прокладке рукава, которая увеличивается с увеличением содержания воздуха и с повышением температуры.

Таким образом, повышенная температура рабочей жидкости не только сама по себе является причиной отказов гидросистемы, но и способствует возникновению и усилению влияния других причин, снижающих надежность гидрофицированных машин. В частности, повышенный износ уплотнений, старение и засорение продуктами износа рабочей жидкости приводит к необходимости более частого долива и смены рабочей жидкости. Влияние дозатравок на загрязнение гидросистемы при эксплуатации может составлять около 50%, степень влияния смены рабочей жидкости, режима «дыхания» гидросистемы (также зависящего от теплового режима) и производственных условий $\frac{3}{4}$ соответственно около 37, 10 и 3% [3].

Колебание температуры в гидролиниях (трубопроводах) вызывает в материале дополнительные температурные напряжения. Повышение температуры создает искривление продольной оси гидролиний, вызывающие при пульсации давления осевые колебания гидролиний.

С возрастанием температуры рабочей жидкости возможно изменение характеристик газогидравлических аккумуляторов. За счет увеличения давления газа уменьшается максимальный объем жидкости, который может быть отобран при работе.

Отмечается, что повышение температуры рабочей жидкости ведет к увеличению уровня шума.

Повышение температуры рабочей жидкости сопровождается также повышением давления насыщенных паров жидкости, что способствует возникновению кавитационного режима работы насоса [3]. Кавитационный режим работы, сопровождающийся резкими колеба-

ниями давления, не только снижает производительность насоса, его КПД, но неизбежно приводит к разрушению насоса, а также гидролиний.

Работа гидрообъемной трансмиссии в кавитационном режиме сопровождается также увеличением уровня шума, что ухудшает условия работы машиниста. Увеличение шума при кавитации может достигать величины 10-15 Дб.

Возрастание температуры в гидросистемах с электромагнитной системой управления вызывает ухудшение силовых характеристик электромагнитов с точки зрения возможности появления электрического пробоя или понижения сопротивления изоляции [6].

Работа гидрообъемной трансмиссии при высокой температуре рабочей жидкости создает опасность и с точки зрения техники безопасности работы машиниста: при утечке высокотемпературной жидкости обслуживающий персонал может получить ожоги [6].

Вследствие износа пар трения, в процессе эксплуатации гидрофицированных машин в зависимости от режимов работы, происходит снижение объемного КПД гидросистемы. За счет увеличения величины теплотеря тепловой режим гидрообъемной трансмиссии в процессе эксплуатации имеет тенденцию возрастать.

Таким образом, повышение температуры рабочей жидкости и ее загрязненности приводит к уменьшению производительности гидрофицированных машин, снижению их надежности и долговечности, способствует увеличению затрат. В результате снижаются технико-экономические показатели работы гидрофицированных машин и эффективность их применения.

Библиографический список:

- 1.тейнцайг В.М. Отечественные и зарубежные карьерные гидравлические экскаваторы, М.: ЦНИИИуголь, 1984, 23с.
- 2.Лазариди А.П. Производительность землорейных машин с объемным гидроприводом при эксплуатации в жарком климате, - «Строительные и дорожные машины», 1969, №11, С. 32.
- 3.Башта Т.М. Гидропривод и гидropневмоавтоматика, М., Машиностроение, 1972, 320 с.
- 4.Ковалевский В.Ф. Теплообменные устройства и тепловые расчеты гидропривода горных машин, М.: Недра, 1972, 224 с.
- 5.Финкельштейн З.Л. Применение и очистка рабочих жидкостей для горных машин, М.: Недра, 1986. 232 с.
- 6.Беленков Ю.А., Нейман В.Г., Селиванов М.П. и др. Надежность объемных гидроприводов и их элементов. М., Машиностроение, 1977, 167 с.

"GORNII VESTNIK UZBEKISTANA", 2019, №3 (78) pp. 89-91

ANALYSIS OF THE INFLUENCE OF THE TEMPERATURE OF THE OPERATING LIQUID ON THE PERFORMANCE OF HYDRAULIC EXCAVATORS.

¹Abduazizov N.A., Vice-Rector, info@ndki.uz

²Toshov J.B., Dean of the Energy Faculty, tstu_info@tdtu.uz

¹Navoi State Mining Institute, Navoi, Uzbekistan

²Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Tashkent, Uzbekistan

Abstract

This article provides an overview of the effects of temperature fluctuations on hydraulic excavators. As the working fluid is heated 100 times as a result of increasing the efficiency of the pumps, the working life is considerably reduced and only 250-400 hours; the working speed of the hydraulic cylinders decreases 2-3 times, the excavator's rotation time increases, the drive pressure drops from 75 kgs/cm² to 60 kgs/cm², hourly technical performance is reduced by more than twice.

Thus, the temperature of the working fluid and the increase in its pollution will reduce the performance of hydrogen machines. increases the cost of reducing their reliability and durability.

Keywords: heat regimes, working fluid, hydraulic excavator, reliability, hydraulic cylinder, hydraulic transmission, ambient temperature, ambient temperature, performance, interruptions.

References

1. Shteyntsayg V.M. Domestic and foreign career hydraulic excavators, M.: Central Research and Development Institute, 1984, 23 p.
2. Lazaridi A.P. Productivity of earth-moving machines with a volumetric hydraulic drive during operation in a hot climate, - "Construction and road machines", 1969, No. 11, pp.32.
3. Bashta T.M. Hydraulic drive and hydropneumatic automation, M., Mashinostroenie, 1972, 320 p.
4. Kovalevsky V.F. Heat exchangers and thermal calculations of the hydraulic drive of mining machines, M.: Nedra, 1972, 224 p.
5. Finkelstein Z.L. The use and cleaning of working fluids for mining machines, M.: Nedra, 1986. 232 p.
6. Belenkov, Yu.A., Neiman, V.G., Selivanov, M.P. and others. Reliability of volumetric hydraulic actuators and their elements. Moscow, Mechanical Engineering, 1977, 167 p.

НОВЫЙ ПОДХОД К РЕШЕНИЮ ПРОБЛЕМЫ ОЧИСТКИ СТОЧНЫХ ВОД МЕДНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Maqolada mis ishlab chiqarishdagi mavjud oqava suvlarni tozalash jarayonlari muhokama qilinadi. Ova suvlarni ozonlashtirish jarayoni o'rganilmoqda. Eritmaning pH darajasiga qarab metall ionlari kontsentratsiyasining o'zgarishi o'rganildi. Jarayon uchun maqbul sharoitlar. Tadqiqot natijalariga ko'ra, oqindi suvni ozon bilan tozalash jarayonida metallarning kontsentratsiyasi <0,1 mg/l gacha pasayganligini ko'rish mumkin, bu suvdagi metallarning MPC-ga nisbatan kattaroq tartibdir. Eritmaning pH darajasi 6,5 dan 7,5 gacha ko'tarildi. Metallarni tozalash darajasi (Cu, Zn, Fe²⁺, Fe³⁺) 98-100% ni tashkil etdi. Olingan natijalar asosida mis ishlab chiqarishda hosil bo'lgan oqava suvlarni tozalashning resurslarni tejash usuli uchun kompyuter dasturi yaratildi.

Tayanch iboralar: ozon, eritma, tozalash, oqava suvlar, pH, parchalanish, oksidlanish, metallni olish, aralashmalar, harorat, eritish tezligi, gaz, tozalash darajasi, ekologiya, mis ishlab chiqarish, tozalash usullari, zararli moddalarning kontsentratsiyasi.

В статье рассматриваются существующие процессы очистки сточных вод производства меди. Исследован процесс озонирования сточных вод. Изучены изменения концентрации ионов металлов в зависимости от pH раствора. Оптимальные условия для процесса. По результатам исследований видно, что при обработке сточных вод озоном концентрация металлов снижалась до уровня <0,1 мг/л, что на порядок ниже, чем ПДК металлов в воде. pH раствора увеличился с 6,5 до 7,5. Степень очистки металлов (Cu, Zn, Fe²⁺, Fe³⁺) составила 98-100%. На основе полученных результатов была разработана компьютерная программа для ресурсосберегающего метода очистки сточных вод, образующихся при производстве меди.

Ключевые слова: озон, раствор, очистка, сточные воды, pH, разложение, окисление, извлечение металлов, примеси, температура, скорость растворения, газ, степень очистки, экология, производство меди, методы очистки, концентрация вредных веществ.

Глобальные негативные изменения в окружающей среде на сегодняшний день требуют понимания того, что социально-экономические принципы развития общества должны быть кардинально изменены. Позитивное развитие, приемлемое для всего общества, в том числе и для будущих поколений, не должно наносить урона природной среде, должно минимизировать социальную напряженность и обеспечивать достойное существование для каждого. Для этого необходимо сократить или исключить экологоопасные модели производства и потребления. Необходимо менять стратегию потребления природных ресурсов в пользу сбалансированного развития с использованием наукоемких технологий.

В осуществлении перехода к устойчивому развитию важное значение приобретают переход к безотходным производствам, экологически безопасным технологиям, которые минимизируют экологический риск и негативное воздействие на окружающую среду [1]. Особенно эта проблема актуальна для предприятий горно-металлургического комплекса, т.к. эта отрасль в отличие от большинства других видов деятельности оказывает существенное воздействие на литосферу, гидросферу и атмосферу [2]. Добыча полезных ископаемых – одна из наиболее мощных видов техногенеза. Специфическая особенность горнопромышленной местности наложение техногенного загрязнения на поверхность месторождений – в почвах, растениях, поверхностных и подземных водах [3].

Минерально-сырьевой сектор обеспечивает значительную часть внутреннего валового продукта и валютных поступлений в бюджет Узбекистана. Добыча и переработка полезных ископаемых остается в перспективе одной из стратегических направлений экономики республики. По запасам и добыче многих видов полезных ископаемых, наша страна входит в состав мировых лидеров.

Традиционные задачи охраны недр и рационального использования минерального сырья не теряют своей главенствующей роли в природоохранной деятельности горных предприятий. Но наряду с этим все более актуальными становятся проблемы защиты земель, поверхностных и подземных вод, атмосферного воздуха, растительного и животного мира. Решение проблемы соответствует приоритетному направлению, указанному в законах, указах и постановлениях об охране окружающей среды [4-6].

Обычно на практике сточные воды направляются в отстойники, откуда затем сливаются в хвостохранилище. В настоящее время распространена обработка сточных вод известняком и известью для осаждения химических соединений, для того, чтобы сбрасываемые воды удовлетворяли требованиям контроля за загрязнениями. В отстойниках содержание таких компонентов как Cu, F, Ca, P, Mo, Fe, Zn и др. существенно снижается, однако содержание этих соединений в сбрасываемых сточных водах остается достаточно в большом количестве. Сбрасываемые воды не только загрязняют водоемы химическими соединениями, но также приводят к снижению величины pH. Как правило, сточные воды являются кислыми, и имеют pH = 1÷3.

Сточные воды металлургических предприятий, характеризуются сложным переменным составом и высокой токсичностью. Производство меди – одно из производств, серьезно влияющих на загрязнение окружающей среды [7].

Вопрос очистки сбрасываемых сточных вод производства меди весьма актуален, поскольку накопление ионов тяжелых металлов в продуктовых растворах вызывает затруднения в дальнейшем использовании этих вод в хозяйственной деятельности.

В настоящее время для очистки сточных вод металлургического производства применяют механические, химические, физико-химические и электрохимические методы. Большинство из них являются энергоемкими, сложными в исполнении и ориентируются на импортное оборудование и дефицитные реагенты. Поэтому в современных экономических условиях приоритет должен быть отдан эффективным методам очистки, использованию недорогого местного сырья или отходов промышленных производств.

Предприятиям выгоднее идти по пути экологизации водного хозяйства. Применение и внедрение высокоэффективных новых технологий производства способствуют снижению образования сточных вод.

В связи с этим, выбор технологических решений по эффективной очистке сточных вод металлургических предприятий приобретает первостепенную значимость.

Механические методы очистки сточных вод от ионов тяжелых металлов. Промышленные стоки содержат грубодисперсные примеси,

Холикулов Д.Б.,
зам. директора по научной
работе и инновациям
Алмалыкского филиала
ТашГУ
им. Ислама Каримова,
к.т.н., доцент



Нормуротов Р.И.,
ведущий инженер
инновационно-технической
службы РУ "ГМЗ-1" НГМК,
к.т.н., доцент



Болтаев О.Н.,
начальник отдела
коммерциализации научно-
инновационных работ
Алмалыкского филиала
ТашГУ им. Ислама Каримова



для их удаления применяются гидромеханические методы очистки. Широкое распространение получил метод фильтрования [8-9]. Доказано, что установление пористых, тканевых и сетчатых фильтровальных перегородок позволяет осаждать на их поверхности из растворов ионов тяжелых металлов, и увеличивает степень очистки от них.

В работе [10] изучены условия применения многослойных трубчатых ультра-фильтрационных и нано-фильтрационных мембран для извлечения тяжелых металлов из сточных вод, при этом степень очистки увеличивается на 25-40% в сравнении с традиционными мембранами.

Достоинства применения механического метода очистки отличается простотой эксплуатации оборудования, малыми занимаемыми площадями, невысокой чувствительностью к изменению параметров процесса. Недостатки при этом процессе сопровождаются значительными затратами энергии, невозможностью возврата воды в оборотный цикл из-за повышенного содержания.

Физико-химические методы применяются как самостоятельно, так и в сочетании с механическими, химическими, биологическими методами [11].

При физико-химическом методе обработки разрушаются органические и плохо окисляемые вещества, удаляются тонкодисперсные и растворенные неорганические примеси. Наиболее часто применяются коагуляция, сорбция, флотация, ионный обмен.

Для очистки гальванических стоков применяют различные минеральные коагулянты: соли алюминия, соли железа, соли магния, шламовые отходы и отработанные растворы отдельных производств. Недостаточная эффективность аппаратуры во многом определяется такими недостатками коагулянтов, как медленный гидролиз и малая скорость хлопьеобразования при малых температурах, недостаточная прочность хлопьев, их разрушение и вынос из аппарата.

Процесс флотации применяется для удаления из водных растворов нерастворимых примесей, которые самопроизвольно плохо отстаиваются. Метод позволяет очищать стоки до нормативов на сбросе в городской коллектор или до требований, предъявляемых к оборотной воде.

Для извлечения из производственных вод соединений свинца, ртути, меди, кадмия, кобальта, фосфора, мышьяка, хрома, цинка, железа нередко применяется метод ионного обмена.

Для очистки стоков используются ионообменные материалы природного происхождения. Извлечение ионов тяжелых металлов наиболее эффективно происходит в щелочной среде при pH=12.

Ионообменный метод имеет ряд недостатков: образование вторичных отходов-элюатов, требующих дополнительной переработки, большой расход реагентов для регенерации ионитов и обработки смол, высокая стоимость ионитов и смол [8].

Сорбционная очистка сточных вод позволяет удалять загрязнения различного характера практически до любой остаточной концентрации независимо от их химической устойчивости.

Для глубокой очистки используется процесс адсорбции. Эффективность процесса зачастую, зависит от выбора адсорбента. В качестве сорбентов используют активные угли. Исследователи рассматривают процесс очистки воды с применением отходов различных производств: золы, ферритизированных шламов [12-13], которые обеспечивают степень очистки стоков до 95-99%.

В работе [14] исследовано применение природных адсорбентов - цеолитов, брусита, монтмориллонита, ирлита и бентонита, также предлагается способ сорбционной очистки стоков с использованием алюмосиликатов [15]. Данные адсорбенты позволяют достичь высокой степени очистки без дополнительного применения коагулянтов.

Изучена адсорбционная способность материалов на основе кремнистых пород, а также с использованием природного и модифицированного диатомита. Показатели качества очищаемой воды выше аналогичных показателей после очистки традиционными природными сорбентами.

Достоинствами физико-химических методов очистки гальванических сточных вод являются высокая производительность, многократное использование воды, широкий интервал начальных концентраций ионов тяжелых металлов, универсальность. Недостатками названных методов является то, что в условиях постоянно изменяющихся показателей качества воды технологический режим работы очистных сооружений часто становится нерегулируемым, а также громоздкость оборудования и значительный расход реагентов.

Химические методы очистки сточных вод применяются как самостоятельный метод перед подачей производственных сточных вод в систему оборотного водоснабжения, и перед спуском их в водоем или в городскую канализационную сеть. Применение химической очистки целесообразно перед биологическими и физико-химическими методами. Химическая обработка применяется также для доочистки воды с целью их дезинфекции, обесцвечивания или извлечения из них различных компонентов.

При химической очистке применяют следующие способы нейтрализации: нейтрализация реагентами, взаимная нейтрализация кислых и щелочных сточных вод, фильтрование через нейтрализующие материалы.

Окислительный метод очистки применяют для обезвреживания цианидов металлов, или соединений, которые нецелесообразно извлекать из стоков. В процессе окисления загрязняющие вещества в результате химических реакций переходят в менее токсичные, которые удаляются из воды.

В работе [16] показана возможность использования следующих окислителей: озон, кислород, воздух, пероксид водорода, гипохлориты кальция и натрия, пероксодисерные кислоты и др.

В последнее время применяется ферритный метод, как модификация реагентного метода очистки воды от ионов тяжелых металлов с помощью железосодержащих реагентов.

Основное достоинство химических методов - возможность применения его для обезвреживания кислотно-щелочных стоков различных объемов с различной концентрацией ионов тяжелых металлов. Его недостатки: значительное повышение содержания ионов тяжелых металлов стоков за счет внесения реагентов, что вызывает необходимость дополнительной доочистки; большой расход реагентов; необходимость организации и содержания реагентного хозяйства со специальным коррозионно-устойчивым оборудованием и дозирующими устройствами.

Электрохимические методы очистки. Для очистки воды от различных растворимых и диспергированных примесей применяют электроодного и катодного восстановления, электрокоагуляцию, электрофлотацию и электродиализа.

Процессы электрохимического воздействия на водные растворы проводятся в электролизерах. На аноде протекает реакция электрохимического окисления, на катоде протекает реакция электрохимического восстановления. В настоящее время широкое распространение получил метод очистки гальваностоков электрокоагуляцией.

Из электрохимических методов очистки промышленных стоков часто используется процесс электрофлотации. В этом процессе очистка происходит при помощи пузырьков газа, образующихся при электролизе воды. На аноде образуются пузырьки кислорода, а на катоде возникает - водород. При всплытии пузырьки сталкиваются с частицами загрязнений и за счет действий молекулярных и электростатических сил, транспортируются на поверхность раствора.

Очистка сточной воды электродиализом основана на разделении ионизированных веществ под действием электродвижущей силы. Процесс широко применяется для опреснения высокоминерализованных вод, и иногда используется и для удаления ионов тяжелых металлов.

Достоинством электрохимических методов является извлечение из воды ценных компонентов при относительно простой технологической схеме, компактности установок, отсутствии потребности в химических реагентах. Недостатками является высокий расход электроэнергии, листового железа и алюминия. В связи с этим необходимость использования данного метода в каждом конкретном случае должна быть экономически обоснована.

Наиболее оптимальным решением для глубокой очистки сточных вод является сорбционный метод, позволяющий извлекать загрязнения в широком диапазоне концентраций. Достоинством метода является возможность очистки сточных вод, содержащих несколько веществ, высокая эффективность рекуперация химических соединений. Ассортимент сорбентов за последнее время значительно обогатился, эффективность адсорбционной очистки составляет 80-95%.

Медеплавильный завод АО «Алмалыкский ГМК» является завершающим звеном в производстве меди. При производстве металлов образуются твердые отходы и сточные воды, которые загрязняют экологию.

В настоящее время при производстве меди применяются выше перечисленные методы очистки сточных вод, в которых используются в основном регенерационные или окислительные процессы. Идеальным с точки зрения «экологической» чистоты окислителем является озон. Значительный экологический эффект при его использовании обеспечивает безвредные вещества - озон. Озонирование используется для очистки сточных вод в технологии получения стирола [17], для очистки, дезинфекции, деодорации, стерилизации питьевой воды [18]. Применение озона для очистки сточных вод металлургических предприятий мало изучено.

Озон является одним из самых сильных природных окислителей. Взаимодействие соединений с озоном характеризуется многостадийными превращениями с образованием промежуточных продуктов, имеющих различную реакционную способность по отношению к участвующим в процессе окислителям. На практике не удается, как правило, завершить окисление полной минерализацией имеющихся в растворе органических соединений. Отсюда возникает необходимость контроля качества воды после озонирования по ряду химических и санитарно-гигиенических показателей [19].

Эффективность удаления металлов и расход озона на разрушение загрязняющих сточные воды веществ зависит от многих факторов: доза озона, pH водной среды, концентрация вредных веществ, концентрация озона, способ смешения, продолжительность контакта озono-воздушной смеси с обрабатываемыми сточными водами и др. Ионы металлов после озонирования осаждаются в форме нерастворимых гидроксидов. Чем выше доза озона, тем меньше остаточная концентрация металлов в очищенной воде. Во многих случаях даже при небольших дозах озона достигается практически полное удаление металлов. Растворенный в воде озон может образовывать ряд активных частиц, из которых наиболее важными являются гидроксильные (ОН) и озонидные (O₃) радикалы. В водных растворах возможно также образование других активных частиц (O₂, O, H₂O[•], H₂O₂). Однако, не смотря на образование большого набора различных активных частиц с высокой окислительной способностью, повлиять на эффективность очистки воды эти частицы не могут из-за малого времени жизни и низкой концентрации.

Извлечение только тяжелых металлов из сбросных растворов медного производства, экономически не целесообразно. С другой стороны, эти отходы содержат значительное количество редких металлов. А извлечение железа, редких металлов в один продукт, т.е. концентрат, могло бы снабжать черную металлургию сырьем для получения специальных сортов стали.

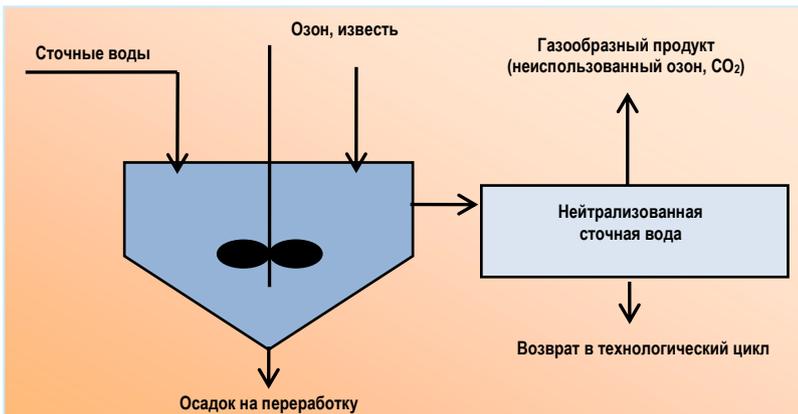


Рис.1. Технологическая схема очистки сточных вод

По этой причине сбросные растворы медного производства должны подвергаться комплексной переработке с выделением из них всех ценных компонентов.

Объектами исследования являются сбросные растворы медеплавильного завода АО «Алмалыкский ГМК» (табл. 1). Промышленный интерес для извлечения металлов представляют медь, цинк, железо, молибден. Сложность переработки промывного раствора связана с высоким содержанием кислоты, в связи с чем растворы предварительно обрабатываются оксидом кальция или известняком.

Рекомендуется внедрение схемы введения озono-воздушной смеси для удаления примесей из сточных вод, которые достаточно быстро реагируют с озоном (рис. 1). Такая схема сопровождается образованием озона, который используется не полностью и газообразных продуктов, требующих отделения их от воздуха.

С целью повышения экономичности процесса озонирования необходимо за малый промежуток времени осуществить максимальную абсорбцию озона сточной водой из его смеси с воздухом. Для проведения исследований были выбраны и изготовлены барботажный абсорбер для очистки сточных вод.

В ходе исследований изучены изменения концентрации ионов металлов в зависимости от pH раствора (табл. 2). При обработке озонем концентрация металлов уменьшилась до уровня <0,1 мг/л, что на порядок ниже ПДК металлов в воде. Значение pH раствора увеличилось от 6,5 до 7,5. Отфильтрованная жидкость была прозрачной и бесцветной. Степень очистки металлов составил 98-100%.

На основе полученных результатов разработана для ЭВМ «Программа ресурсосберегающего метода очистки сточных вод образующихся при производстве меди» (рис. 2). Компьютерная программа предназначена для обучения студентов и рабочего персонала металлургических и химико-технологических направлений, в демонстрационном режиме управления процесса очистки сточных вод образуемой при металлургической переработке медных концентратов.

Функциональные возможности программы: учащиеся могут пользоваться электронным учебно-методическим комплексом, электронными текстами лекций, при помощи компьютера выполнять

Таблица 1

Результаты химического анализа сбросных растворов						
Анализируемый продукт	Объем стоков, м ³	Х,имический состав, г/м ³				
		H ₂ SO ₄	Cu	Zn	Fe	Mo
Маточные растворы	2+5	25-28	2,289	0,228	0,206	3,71
Кислые стоки	20-25	35-40	0,035	0,001	0,02	0,002

Таблица 2

Результаты укрупненно-лабораторных испытаний											
Содержание в маточном растворе, мг/м ³		pH раствора	Содержание в растворе после очистки озонем, мг/м ³				Выход осадка, г/м ³	Степень очистки сточных вод, %			
			Cu	Zn	Fe ⁺²	Fe ⁺³		Cu	Zn	Fe ⁺²	Fe ⁺³
Cu	2289	6	92	57	103	0,5	7,6	96	75	34	99
Zn	228	7	22	14	56	сл.	9,4	99	94	64	100
Fe ⁺²	156	8	сл.	2,2	12	сл.	9,8	100	99	92	100
Fe ⁺³	53	9	сл.	сл.	1,5	сл.	10,1	100	100	99	100



Рис. 2. Принципиальная технологическая схема: 1-смеситель; 2-насос; 3-барботажный абсорбер (контактная камера); 4-аппарат для очистки отходящих газов; 5-специальная камера для сбора твердых частиц

самостоятельные работы по предмету и тестовые задания, а также получать ответы на любые интересующие вопросы при помощи других систем и программ.

Основной экологической задачей всех производств на современном этапе является сохранение на должном уровне качества окружающей природной среды. Инструментом для достижения ее нормального качества является экологическое совершенствование производств, которое предполагает экономию потребляемых ресурсов и сокращение массы образующихся отходов, что достигается созданием и внедрением бессточных производств и безотходных технологий. Особенно это актуально для предприятий минерально-сырьевого комплекса, т.к. добыча и переработка минерального сырья в отличие от большинства других видов деятельности оказывает воздействие на все компоненты биосферы независимо от способа разработки месторождений. При этом характер воздействия горных производств на окружающую среду является одним из наиболее масштабных и долговременных.

Предприятия металлургии – это основные промышленные потребители воды, поэтому разработанные технологические решения могут быть положены в основу инновационных технологий обезвреживания оборотных и сточных вод предприятий и рекомендованы к использованию на предприятиях данной отрасли. Найденные технологические решения могут быть применены в других отраслях, связанных с переработкой металлосодержащих продуктов.

Библиографический список:

1. Гончарук В.В. Вода: проблемы устойчивого развития цивилизации в XXI веке // Химия и технология воды. – 2004. – Т.26, №1. – С. 3-25.
2. Певзнер М.Е. Горная экология: Учеб. пособие для вузов – М.: Изд. МГГУ, 2003. – 395 с.
3. Перельман А.И., Касимов Н.С. Геохимия ландшафта: Учебное пособие. Издание 3-е, переработанное и дополненное. М.: Астрель-2000, 1999. – 768 с.
4. Закон Республики Узбекистан от 9 декабря 1992 г., № 754-XII «Об охране природы».
5. Указ Президента Республики Узбекистан от 21 апреля 2017 г., № УП-5024 «О совершенствовании системы государственного управления в сфере экологии и охраны окружающей среды».
6. Постановление Кабинета Министров Республики Узбекистан от 26 ноября 2018 года № 958 «О мерах по дальнейшему развитию научно-исследовательской базы в сфере экологии и охраны окружающей среды».
7. Половняк В.К. Современные технические и технологические подходы к решению экологических проблем / В.К. Половняк // Вестник Казанского технологического университета. – 2009. – № 4. – С. 17-25.
8. Чубенко М.Н. Разработка технологий очистки производственных стоков с утилизацией соединений меди и цинка: Автореф. дис... канд. техн. наук : 05.17.01 / Чубенко М.Н.; Иван. гос. хим.-технол. ун-т. – 2004. – 18 с.
9. Никитина Т.В. Очистка сточных вод от ионов тяжелых металлов и нефтепродуктов композиционными фильтрами / Т.В. Никитина, Н.А. Собгайда, Л.Н. Ольшанская // Перспективные полимерные композиционные материалы. Альтернативные технологии. Переработка. Применение. Экология. Доклады 5-й Международной конференции «Композит - 2010». – Саратов, 2010. – С. 446-448.
10. Athanasekou C.P. Grafting of alginates on UF/NF ceramic membranes for wastewater treatment / C.P. Athanasekou, G.E. Romanos, K.S. Kordatos [and ets.] // J. Hazardous Mater. – 2010. – Vol. 182, № 1. – pp. 611-623.
11. Яковлев С.В. Очистка производственных сточных вод / С.В. Яковлев, Я.А. Карелин, Ю.М. Ласков и др. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Стройиздат, 1985. – 335 с.
12. Домрачева В.А. Очистка сточных вод от тяжелых металлов при использовании сорбентов из бурых углей Иркутского угольного бассейна / В.А. Домрачева // Безопасность жизнедеятельности. – 2005. – № 6. – С. 11-14.
13. Подольская З.В. Очистка сточных вод от ионов тяжелых металлов с использованием гальваношламов / З.В. Подольская, В.В. Семенов, М.В. Бузаева, Е.С. Климов. // Доклады 4-ой Международной научной конференции. – Шарм Эль Шейх, 2009. – С. 51-52.
14. Дашибалова Л.Т. Доочистка сточных вод горнодобывающих производств от тяжелых металлов на цеолитах Мухорталинского месторождения / Л.Т. Дашибалова // Материалы Всероссийской научно-практической конференции «Эколого-безопасные технологии освоения недр Байкальского региона: современное состояние и перспективы». – Улан-Удэ, 2000. – С. 209-211.
15. Марченко Л.А. Сорбционное извлечение ионов тяжелых металлов при фильтровании сточных вод через активированный алюмосиликатный адсорбент / Л.А. Марченко [и др.] // Естественные и технические науки. – 2002. – № 2. – С. 36-38.
16. Патент 2359921 Российская Федерация, МПК С 02 F 001/7, С 02 F 001/64, С 02 F 103/16. Способ очистки сточных вод / М.А. Черкасов, В.М. Фомин, М. Н. Климов, А. В. Люцко // заявитель и патентообладатель ЗАО «Нижегородская экологическая фирма «МЕТЭКО». – № 2007104661/15; заявл. 06.02.2007; опубл. 27.06.2009.
17. Нго Куен Кун, Е.И. Григорьев, Е.А. Кияненко, Л.П. Зайнуллина, А.А. Петухов. Использование озона для очистки сточных вод в технологии получения стирала. <https://cyberleninka.ru/article/n/ispolzovanie-ozona-dlya-ochistki-stochnyh-vod-v-tehnologii-polucheniya-stirala>.
18. Мосин О.В. Использование озона в водоподготовке. // Сантехника, 2011, 4, С. 47-49.
19. Якубов М.М., Холкулов Д.Б., Кадырова З.Р., Расулова С.Н., Гуро В.П. Очистка сточных вод медного производства озоном. Узбекский химический журнал. – 2018. – №3. – С. 35-41.

NEW APPROACH TO SOLVING THE PROBLEM OF CLEANING OF WAST WATER OF COPPER MANUFACTURE

¹**Kholiqulov D.B.**, Deputy Director for Research and Innovation Almalyk branch, PhD, associate professor, doniyor_xb@mail.ru

²**Normurotov R.L.**, Leading Engineer of the Innovation and Technical Service of the Ore Administration "Hydro Metallurgical Plant-1", Ph.D., associate professor, r.normurotov@ngmk.uz

¹**Boltaev O.N.**, Head of the Department of Commercialization of Scientific and Innovative Works of the Almalyk Branch of Tashkent State Technical University, boss.olmos@mail.ru

¹Tashkent State Technical University, Almalyk, Uzbekistan

²Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Navoi, Uzbekistan

Abstract

The article examines the existing processes of wastewater treatment of copper production. The process of ozonization of wastewater is investigated. Studied changes in the concentration of metal ions, depending on the pH of the solution. The optimal conditions for the process.

According to the research results, it can be seen that during the treatment of waste water with ozone, the concentration of metals decreased to a level of <0,1 mg/l, which is an order of magnitude lower than the MPC of metals in water. The pH of the solution increased from 6,5 to 7,5. The degree of purification of metals (Cu, Zn, Fe⁺², Fe⁺³) was 98-100%.

On the basis of the results obtained, a computer program has been developed for a resource-saving method of wastewater treatment generated during the production of copper.

Keywords: ozone, solution, purification, wastewater, pH, decomposition, oxidation, metal extraction, impurities, temperature, dissolution rate, gas, degree of purification, ecology, copper production, purification methods, concentration of harmful substances.

References

- Goncharuk V.V. Water: problems of sustainable development of civilization in the XXI century // Chemistry and technology of water. - 2004. - T.26, No. 1.- pp. 3-25.
- Pevzner, ME Mountain ecology: Textbook. allowance for universities - Moscow: Izd. MGGU, 2003.- 395 p.
- Perelman A.I., Kasimov N.S. Landscape Geochemistry: Tutorial. 3rd edition, revised and enlarged. M.: Astreya-2000, 1999.-768 p.
- Law of the Republic of Uzbekistan of December 9, 1992, No. 754-XII "On Nature Protection".
- Decree of the President of the Republic of Uzbekistan dated April 21, 2017, No. UP-5024 "On improving the system of public administration in the field of ecology and environmental protection".
- Resolution of the Cabinet of Ministers of the Republic of Uzbekistan dated November 26, 2018 No. 958 "On measures for the further development of the research base in the field of ecology and environmental protection".
- Polovnyak V.K. Modern technical and technological approaches to solving environmental problems / V.K.Polovnyak // Bulletin of Kazan Technological University. - 2009. - № 4. - pp. 17-25.
- Chubenko M.N. Development of technologies for the treatment of industrial waste with the utilization of copper and zinc compounds: Author's abstract. dis ... cand. tech. Sciences: 05.17.01 / Chubenko MN ; Ivan state chemical-tehnol. un-t - 2004. - 18 p.
- Nikitina T.V. Wastewater treatment from heavy metal ions and oil products using composite filters /T.V.Nikitina, N.A.Sobgayda, L.N.Olshanskaya // Promising polymer composites. Alternative technologies. Recycling. Application. Ecology. Reports of the 5th International Conference "Composite - 2010". - Saratov, 2010. - pp. 446-448.
- Athanasekou C.P. C.P.Athanasekou, G.E.Romanos, K.S.Kordatos [and ets.]//J.Hazardous Mater. Grading of alginates on UF / NF ceramic membranes for wastewater treatment. - 2010. - Vol. 182, № 1. - pp. 611-623.
- Yakovlev S.V. Industrial wastewater treatment / S.V.Yakovlev, Ya.A.Karelin, Yu.M.Laskov et al. - 2nd ed., Revised. and add. - M.: stroizdat, 1985. - 335 p.
- Domracheva V.A. Wastewater treatment from heavy metals using sorbents from brown coal of the Irkutsk coal basin / V.A. Domracheva // Life Safety. - 2005. - № 6. - pp. 11-14.
- Podolskaya Z.V. Wastewater treatment from heavy metal ions using galvanic sludge / Z.V. Podolskaya, V.V. Semenov, M.V. Buzaeva, E.S. Klimov: // Reports of the 4th International Scientific Conference. - Sharm El Sheikh, 2009. - pp. 51-52.
- Dashibalova L.T. Additional treatment of wastewater from mining operations from heavy metals on the zeolites of the Mukhortalinskoye deposit / L. T. - Ulan-Ude, 2000. - pp. 209-211.
- Marchenko, L.A. Sorption extraction of heavy metal ions during wastewater filtration through an activated aluminosilicate adsorbent / LAMarchenko [et al.] // Natural and Technical Sciences. - 2002. - № 2. - pp. 36-38.
- Patent 2359921 Russian Federation, IPC C 02 F 001/7, C 02 F 001/64, C 02 F 103/16. Wastewater treatment method / M.A. Cherkasov, V.M. Fomin, M.N. Klimov, A.V. Lyutsko // applicant and patentee of CJSC Nizhny Novgorod Ecological Firm METEKO. - № 2007104661/15; declare February 6, 2007; publ. 06/27/2009
- Ngo Kuen Kun, E.I. Grigoriev, E.A.Kiyanenko, L.R. Zainullina, A.A. Petukhov. The use of ozone for wastewater treatment in the technology of styrene. <https://cyberleninka.ru/article/v/ispolzovanie-ozona-dlya-ochistki-stochnyh-vod-v-tehnologii-polucheniya-stirola>.
- Mosin O.V. The use of ozone in water treatment. // Plumbing, 2011, 4, pp. 47-49.
- Yakubov, MM, Kholiqulov, D. B., Kadyrova, Z. R., Rasulova, S.N., Guro, V.P. Sewage treatment of copper ozone production. Uzbek chemical journal. -2018. - Number 3. - pp.35-41.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ НИТРОЦЕЛЛЮЛОЗЫ ИЗ ХЛОПКОВОГО ЛИНТА ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ЛАКОВ



Мирзакулов Х.Ч.,
директор отраслевого центра
«Переподготовки и повышения
квалификации педагогических
кадров» при ТХТИ, д.т.н, профессор



Сафаров Т.Т.,
проректор по учебной работе
Ташкентского химико-
технологического института,
к.т.н. доцент



Бекназаров Х.С.,
ведущий научный сотрудник
Ташкентского научно-
исследовательского института
химической технологии



Мамажанов Г.О.,
преподаватель кафедры
«Химии» Наманганского Госу-
дарственного университета

Ishda paxta sellyulozasini nitrolash jarayoni past konsentrasiyalni nitrat kislotasi asosida tajriba-sinov masshtabidagi «Farg'onaazot» AJ modeli qurilmasida amalga oshirildi. Nitrosellyuloza olish jarayoni parametrlari va texnologik rejimning normalari aniqlandi.

Tayanch iboralar: sellyuloza, paxta linti, nitrosellyuloza, kolloksilin, nitrat kislotasi.

В данной работе процесс азотирования хлопковой целлюлозы на основе низкоконтрированной азотной кислоты был проведен в опытно-промышленном масштабе на модельном заводе ОАО «Фаргонаазот». Определены нормы технологического режима и параметры процесса получения нитроцеллюлозы.

Ключевые слова: целлюлоза, хлопковый лент, нитроцеллюлоза, коллоксиллин, азотная кислота.

Повышенный интерес к производным целлюлозы в последнее время, обусловлен не только наличием доступных возобновляемых источников сырья, но и несомненным прогрессом в химии и технологии искусственных полимеров. Наряду с традиционными направлениями применения нитроцеллюлозы в качестве компонента, например, лакокрасочных материалов, клеев, этролов, порохов в последние годы значительные успехи наблюдаются в области использования нитроцеллюлозы в производстве нанотехнологических материалов, оптически прозрачных пленок, в качестве биологических мембран, детекторов ионизирующих излучений, тест-диагностикомов различных заболеваний, компонентов композиционных составов, работающих в условиях таких неблагоприятных факторов, как повышенная температура, УФ- и γ -излучения. Нитроцеллюлоза с лимитированным содержанием примесей используется в составах для склейки изделий и элементов электронной техники, нитролаков специального назначения [1-4].

Организация производства лаков и красок позволит обеспечить промышленные предприятия необходимой продукцией, вовлечь в промышленное производство диацетилцеллюлозу и нитроцеллюлозу, использовать местное сырье, обеспечить создание новых рабочих мест.

Таким образом, освоение производства нитро- и ацетатных лаков и красок на основе диацетилцеллюлозы и нитроцеллюлозы является весьма актуальным и перспективным. Проблем со сбытом продукции на внутреннем и внешнем рынках не возникнет, наоборот увеличится экспортный потенциал химической промышленности Республики.

Подготовка целлюлозы к нитрованию заключается в сушке целлюлозы до влажности не более 5% и её механическом разрыхлении для придания целлюлозе однородности по величине частиц с целью обеспечения лучшей смачиваемости кислотной смесью и для равномерности нитрования. Разрыхление целлюлозы в лабораторных условиях проводили в размельчителе тканей РТ-1.

Кислотная смесь, используемая для получения НЦ должна иметь следующий состав:

- азотная кислота от 20,0 до 22,5%,
- серная кислота от 58,5 до 60,3%,
- вода от 18,0 до 20,0%,
- окислы азота от 0,43 до 1,1%,
- плотность реакционно-кислотной смеси (РКС) от 1,670 до 1,683 г/см³.

Целью работы является, разработка производства нитроцеллюлозы в опытно-промышленных условиях и определение оптимальных технологических режимов производства нитроцеллюлозы, проведение опытно-промышленных испытаний и освоение технологии получения нитроцеллюлозы на модельной установке АО «Farg'onaazot» [5].

Освоение данной технологии позволит получить лаки и лакокрасочные материалы с заданными механическими свойствами. Это в свою очередь даст возможность обеспечить промышленные предприятия быстро сохнущими лакокрасочными материалами, увеличить экспортный потенциал республики и выпускать продукцию с высокой добавленной стоимостью из местного сырья.

Сутью работы явилось исследование синтеза нитроцеллюлозы из хлопкового линта по следующей схеме. Линия производства нитроцеллюлозы предлагается с использованием хлопкового линта, целлюлозосодержащего материала или неочищенной целлюлозы. На рисунке приведена принципиальная технологическая схема получения нитроцеллюлозы.

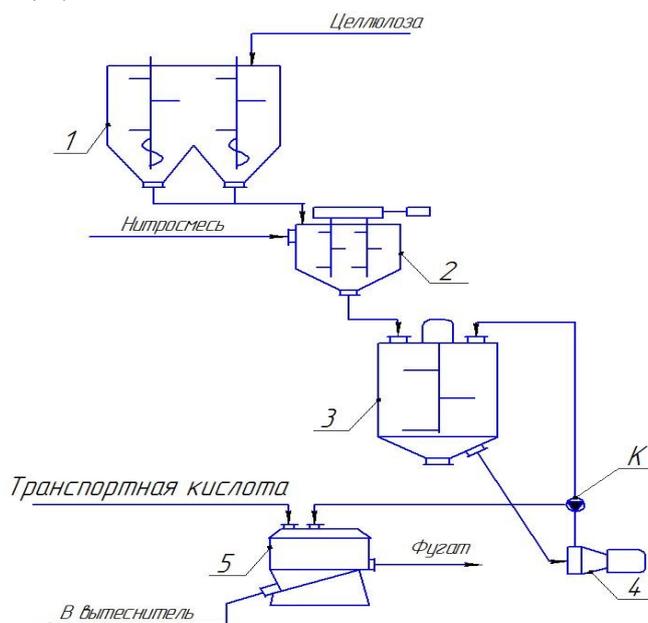


Рис.1. Технологическая линия производства нитроцеллюлозы из неочищенной целлюлозы, хлопкового линта или целлюлозосодержащего материала. 1 – бункер-дозатор целлюлозосодержащего материала. 2 – нитратор. 3 – промежуточный реактор. 4 – роторно-пульсационный аппарат. 5 – непрерывнодействующая кислотоотжимочная фильтрующая центрифуга и смывной аппарат. К – регулирующий кран массопровода

Процесс изготовления нитроцеллюлозы из целлюлозосодержащего материала, в том числе из хлопкового линта, посредством предлагаемой технологической линии осуществляется следующим образом. Хлопковый линт из бункера-дозатора (1) поочередно через заданные промежутки времени выгружается в один из нитраторов (2), предварительно заполненный нитросмесью. По истечении заданного промежутка времени содержимое нитратора самотеком выгружается в промежуточный реактор (3). Из реактора (3) нитромасса непрерывно поступает в центрососевого роторно-пульсационного аппарата (4) и под действием центробежной силы, развиваемой лопастями диска РПА, последовательно проходит через прорези ротора и статора. Вращение ротора РПА приводит к быстрому чередованию совмещений и несовмещений прорезей ротора и статора.

Дисперсные частицы примесей благодаря развитой удельной поверхности быстрее подвергаются полной химической деструкции с образованием низкомолекулярных водорастворимых продуктов, воды и углекислоты на стадии стабилизации НЦ, что в конечном итоге позволяет получить высококачественную нитроцеллюлозу промышленных марок из дешевых целлюлозосодержащих материалов (хлопкового линта, льняного волокна). Подтверждением этого являются, например, показатели качества лакового коллоксилина, получаемого переработкой хлопкового линта 2 сорта I типа (зрелость 84,2%, длина волокна 13-16 мм, засоренность 5,6%, содержание целых семян 0,18%, влажность 3,2%) с использованием линии-прототипа и предлагаемой линии по следующим технологическим режимам:

- нитрация: состав нитросмеси, %: HNO_3 22,8, вода 16,1; H_2SO_4 - остальное; температура нитросмеси перед загрузкой линта 32°C , модуль нитрации 1:38, продолжительность нитрации 40 мин.

- стабилизация: варка при 98°C и начальной концентрации перекиси водорода 0,4% в течение 6 часов; автоклавирование при 139°C и концентрации азотной кислоты 0,2% в течение 1,5 ч; холодные промывки.

Воздействие пульсаций, гидравлические удары и сдвиговые усилия, возникающие между ротором и статором, ускоряют химическое взаимодействие нитросмеси с веществом частиц примесей, что также благоприятно сказывается на последующих процессах химической деструкции и растворения не целлюлозных примесей на стадии стабилизации НЦ. Далее нитромасса выводится из РПА через радиальный патрубок и с помощью регулирующего крана К, установленного на нагнетательном трубопроводе РПА, разделяется на два потока. Первый поток нитромассы подается в непрерывнодействующую фильтрующую кислотоотжимочную центрифугу (5), а второй поток возвращается в промежуточный реактор (3). Нитромасса циркулирует по контуру реактор (3) - РПА (4) - реактор (3), и частицы не целлюлозных примесей подвергаются неоднократному воздействию поля РПА. Вместо одной непрерывнодействующей центрифуги (5) могут быть использованы параллельно установленные центрифуги периодического действия, причем количество таких центрифуг должно быть достаточным для обеспечения непрерывной работы роторно-пульсационного аппарата (4).

Для обеспечения непрерывности работы РПА и кислотоотжимочной центрифуги и неоднократной обработки нитромассы в РПА число нитраторов (2), содержимое которых поочередно выгружается в реактор (3), должно быть четыре-шесть (в зависимости от марки НЦ). При пуске в работу предлагаемой линии реактор (3) должен быть предварительно заполнен нитросмесью в количестве, равном объему двух-трех нитраторов. На фильтрующем сите вращающегося ротора центрифуги (5) НЦ отделяется от большей части ОНС, и полученный на сите слой НЦ выводится в смывной аппарат, размещенный в камере центрифуги. Поток транспортной кислоты нитроцеллюлоза переносится из смывного аппарата центрифуги (5) в вытеснитель.

На модельной установке, имитирующей производственные условия производства нитроцеллюлозы, из целлюлозосодержащих матери-

алов на АО «Farg'onaazot» проведена апробация разработанной технологии. В ходе испытаний были подтверждены оптимальные технологические параметры отдельных стадий производства нитроцеллюлозы.

В табл. 1 и 2 приведены нормы технологического режима комплексной переработки хлопкового линта на нитроцеллюлозу и требования к лакокрасочному коллоксилину.

Готовая нитроцеллюлоза (в виде водной взвеси) хранится в емкостях и транспортируется по массопроводу с помощью массонасоса.

Отжатая нитроцеллюлоза хранится на складе в упакованном виде, в мягкой таре. Хранить нитроцеллюлозу можно только в увлажненном состоянии на деревянных стеллажах, температура воздуха в помещении должна быть 5°C , относительная влажность не менее 65%. Нитроцеллюлоза при хранении должна быть защищена от воздействия нагревательных приборов.

Таблица 1

Нормы технологического режима			
№	Наименование показателей	Ед. изм.	Показатели
1.	Зрелость линта	%	84,2
2.	Длина волокна	мм	13-16
3.	Засоренность не более	%	5,6
4.	Содержание целых семян	%	0,18
5.	Состав нитрирующей смеси: HNO_3 Вода H_2SO_4	%	22,8 16,1 Остальное
6.	Температура перед загрузкой линта	$^\circ\text{C}$	32
7.	Модуль нитрации		1:38
8.	Продолжительность процесса нитрации	мин	40
9.	Начальная концентрация перекиси водорода при стабилизации	%	0,4
10.	Температура варки при стабилизации	$^\circ\text{C}$	98
11.	Время стабилизации	час	6
12.	Температура автоклавирования	$^\circ\text{C}$	139
13.	Концентрация азотной кислоты при автоклавировании	%	0,2
14.	Продолжительность холодной промывки	мин	30

Таблица 2

Требования к лакокрасочному коллоксилину			
№	Показатели	Норма	Показатели синтезированного коллоксилина
1.	Объемная концентрация окиси азота, мл $\text{NO}/\text{г}$	189-194,5	191,3
2.	Растворимость в этиловом спирте, %, не более	10	10
3.	Растворимость в спиртоэфирной смеси, %, не менее	98	97,4
4.	Вязкость условная, оЭ	1,9-3,0	2,3
5.	Химическая стойкость, мл $\text{NO}/\text{г}$, не более	2,5	2,3
6.	Щелочность, %, не более	0,2	0,1
7.	Массовая доля золы, %, не более	0,5	0,3
8.	Массовая доля влаги, %, не менее	25	24
9.	Степень измельчения по методу просеивания, %: - остаток на сите 063, не более - остаток на сите 016, не более	0,2 2,0-7,0	0,1 3,6
10.	Засорение коллоксилина посторонними включениями, видимыми на глаз (щела, окалина)	Не допускается	Соответствует

Библиографический список:

1. Завадский, А. Е. Рентгенографический метод определения степени кристалличности целлюлозных материалов различной анизотропии /А. Е. Завадский // Хим. волокна. – 2004. – № 6. – С. 28 – 31.
2. Завадский, А. Е. Анализ гетерогенности сухих целлюлозных волокон методом малоугловой рентгеновской дифракции /А. Е. Завадский // Хим. волокна. – 2012. – № 6. – С. 62 – 65.
3. Ugo, B. Preliminary Characterization of Propellants Based on p(GA/BAMO) and pAMMO Binders /BarbieriUgo, Polacco Giovanni, Paesano Emanuelle and Massimi Roberto // Propellants, Explosives, Pyrotechnics. – 2009. – Vol. 34, Issue 5. – pp. 427 – 435.
4. Михайлов, Ю. М. Энергонасыщенные полимеры: синтез, структура, свойства /Ю. М. Михайлов, Э. Р. Бадамшина. – М.: ГосНИП «Расчет», 2008. – 66 с.
5. Г.О. Мамажонов, Х.Ч. Мирзакулов, Т.Т. Сафаров, Х.С. Бекназаров Изучение структуры модифицированной нитроцеллюлозы методом рентгеноструктурного анализа // IV Всероссийская конференция «Химия и химическая технология: достижения и перспективы» 27-28 ноября 2018 г. – С. 2191–2195.

DEVELOPMENT OF A TECHNOLOGY FOR PRODUCING NITROCELLULOSE FROM A COTTON LINT FOR THE PRODUCTION OF VARNISHES

¹Mirzakulov H.Ch., Director of the Center for Retraining and Advanced Training of Students of Pedagogical faculties, Doctor of Technical Sciences, Professor, prorektor@tkti.uz

¹Safarov T.T., Vice-Rector for Academic Affairs, Ph.D. associate professor , prorektor@tkti.uz

²Beknazarov H.S., Leading researcher , prorektor@tkti.uz

³Mamazhanov G.O., teacher of the department "Chemistry", prorektor@tkti.uz

¹Tashkent Institute of Chemical Technology, Tashkent, Uzbekistan

²Tashkent Scientific Research Institute of Chemical Technology, Tashkent, Uzbekistan

³Namangan State University, Namangan, Uzbekistan

Abstract

A nitriding process of cotton cellulose based on low-concentrated nitric acid was carried out on a pilot scale at a model plant of Farg'onaazot JSC. The norms of technological regime and parameters of the process of obtaining nitrocellulose were determined.

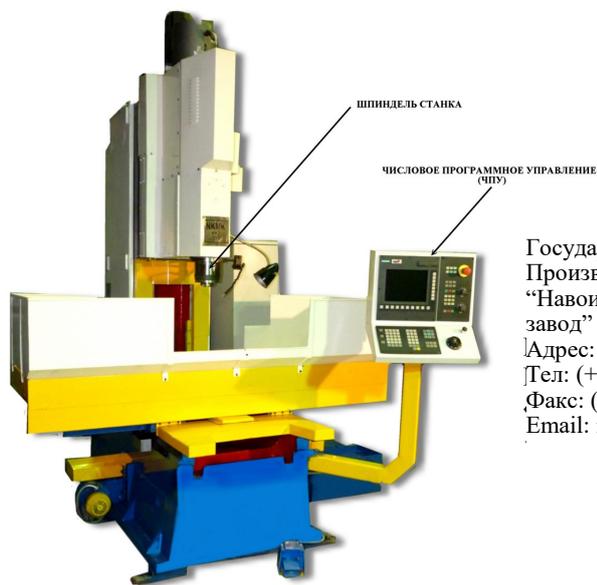
Keywords: cellulose, cotton lint, nitrocellulose, colloxylin, nitric acid.

References

1. Zavadsky, A.E. Radiographic method for determining the degree of crystallinity of cellulosic materials of different anisotropy / A. E. Zavadsky // Chem. the fibers. - 2004. - № 6. - pp. 28 - 31.
2. Zavadsky, A. Ye. Analysis of dry cellulose fibers heterogeneity by the method of small-angle X-ray diffraction / A. E. Zavadsky // Chem. the fibers. - 2012. - № 6. - pp. 62 - 65.
3. Ugo, B. Preliminary Characterization of Propellants Based on p (GA / BAMO) and pAMMO Binders / BarbieriUgo, Polacco Giovanni, Paesano Emanuelle and Massimi Roberto // Propellants, Explosives, Pyrotechnics. - 2009. - Vol. 34, Issue 5. - pp. 427 - 435.
4. Mikhailov, Yu. M. Energy-saturated polymers: synthesis, structure, properties / Yu. M. Mikhailov, E. R. Badamshina. - M.: GosNIP "Calculation", 2008. - 66 p.
5. G.O. Mamajonov, H.Ch. Mirzakulov, T.T. Safarov, Kh.S. Beknazarov Studying the structure of modified nitrocellulose by X-ray analysis method // IV All-Russian Conference "Chemistry and Chemical Technology: Achievements and Prospects" November 27-28, 2018 –pp. 2191–2195.



СТАНОК ВЕРТИКАЛЬНЫЙ ФРЕЗЕРНО-РАСТОЧНОЙ НФ630



Государственное Предприятие НГМК
Производственное Объединение
"Навийский машиностроительный
завод"

Адрес: г. Навои, ул. Инспекторов, 5

Тел: (+99879) 227-62-14, 227-64-23,

Факс: (+99879) 223-48-78.

Email: infonmz@ngmk.uz

СРАВНЕНИЕ АЗОТИСТОЙ КИСЛОТЫ И ИОНОВ ЖЕЛЕЗА (III) В КАЧЕСТВЕ ОКИСЛИТЕЛЕЙ УРАНА



Петухов О.Ф.,
зам. начальника ЦНИЛ
НГМК по науке, д. т. н.



Рузиев Б.Т.,
начальник ГТЛ по урану
ЦНИЛ НГМК



Шарафутдинов У.З.,
начальник инновационного
центра НГМК,
к. т. н., доцент

Maqolada oksidlovchi jarayonlarni azot kislotasi bilan va urani yuvish jarayonida temirning (III) hosil bo'lishini taqqoslash bo'yicha eksperimental tadqiqotlar natijalari keltirilgan. Temirning (III) borligida, UO_2 ning kuchli oksidlanishi temirning yo'qligidan (600 mV dan ko'p) ancha past ORP qiymatlari (380-400 mV) dan boshlanganligini ko'rsatdi. Sulfurik kislota gidroksidi paytida, temir (III) alüminosilikat javharidan qo'shimcha qilinadi, bu nitrat kislotasi bilan solishtirganda ekstre tezligi va to'liqligining sezilarli o'sishini ta'minlaydi.

Tayanch iboralar: uran, sho'r yuvish, oksidlanish, azot kislotasi, temir (III), uran rudasi.

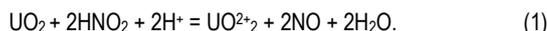
В статье представлены результаты экспериментальных исследований по сравнению окислительных способностей азотистой кислоты и ионов железа (III) при выщелачивании урана. Показано, что в присутствии ионов железа (III) энергичное окисление UO_2 начинается при гораздо меньших значениях ОВП (380-400 мВ), чем в отсутствие ионов железа (более 600 мВ). При сернокислотном выщелачивании урана из алюмосиликатных руд добавка ионов железа (III) обеспечивает существенное повышение скорости и полноты извлечения урана в сравнении с азотистой кислотой.

Ключевые слова: уран, выщелачивание, окисление, азотистая кислота, железо (III), урановая руда.

В гидрометаллургии и геотехнологии урана из азотсодержащих соединений наибольшее распространение нашла азотная кислота [1]. Физико-химические исследования [2,3], показали, что непосредственным окислителем в случае использования HNO_3 является не сама азотная кислота, а продукты её разложения, в частности азотистая кислота.

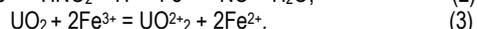
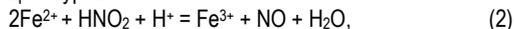
Азотистая кислота относится к слабым кислотам ($K_d = 4 \cdot 10^{-4}$) и не участвует в процессах растворения вмещающих минералов и, в отличие от HNO_3 , может использоваться только как окислитель.

В сернокислых растворах реакция взаимодействия азотистой кислоты с двуокисью урана отображается следующим суммарным уравнением



Что касается ионов Fe^{3+} , то они играют роль и окислителя, и катализатора процесса окисления урана (+4) [4].

Если в растворе присутствуют ионы Fe^{2+} , то окисление UO_2 описывается следующими уравнениями



Другими словами, азотистая кислота выполняет роль «поставщика» электронов к ионам Fe^{2+} , которые окисляются до [4], принимают непосредственное участие в окислении UO_2 . Тот же самый механизм наблюдается при окислении UO_2 ионами Fe^{3+} в присутствии пиролюзита – MnO_2 [4].

Следовательно, логично предположить, что в случае недостатка ионов Fe^{3+} в сернокислом растворе, добавка HNO_2 (или её солей) будет способствовать повышению полноты окисления UO_2 , а в случае достаточного количества ионов Fe^{3+} или их избытка необходимо дополнительное введение азотистосиликатных соединений отпадает.

Для доказательства этого положения нами были проведены исследования по влиянию азотистой кислоты и ионов Fe^{3+} на степень окисления UO_2 и перехода урана в раствор. Исследования проводились с использованием стандартного образца UO_2 , в сернокислом растворе с концентрацией H_2SO_4 10,0 г/л (рН=1), при Т:Ж=1:100 и температуре 25°C. Нитрит – ионы в раствор вводили в виде $NaNO_2$. Перемешивание осуществлялось в термостатированном реакторе, снабжённом электромеханической мешалкой при числе оборотов мешалки, $n = 600$ об/мин.

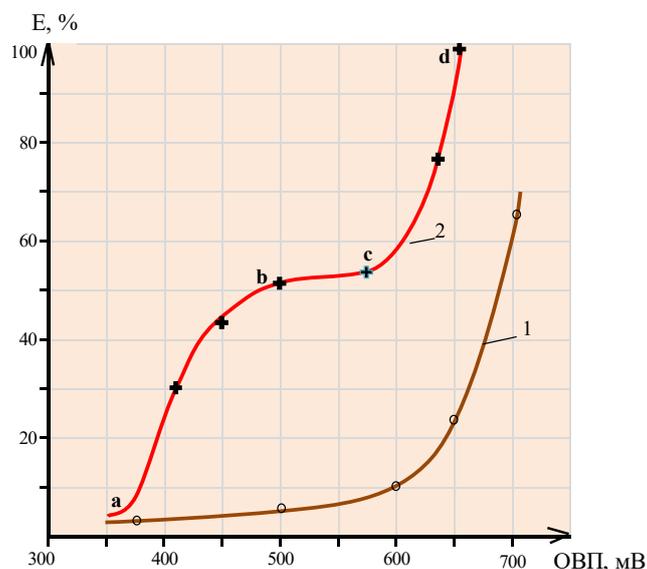


Рис.1. Зависимость степени окисления UO_2 и перехода урана в раствор от ОВП сернокислого раствора: 1- с добавкой $NaNO_2$ без ионов железа; 2 - с добавкой $NaNO_2 + 0,5$ г/л Fe^{3+}

На рис.1 представлены зависимость степени окисления и перехода урана в раствор от ОВП раствора.

Из представленных на рис.1 экспериментальных данных видно, что в присутствии ионов Fe^{3+} энергичное окисление UO_2 начинается при гораздо меньших значениях ОВП (380-400 мВ), чем в отсутствие ионов железа (более 600 мВ). Это несомненно обусловлено каталитическим действием ионов Fe^{3+} . На кривой 2 (рис.1) выделяются две ветви: «ab» и «cd». Каждая из этих ветвей напоминает кривую 1, но как бы смещённую относительно осей абсцисс и ординат соответственно. Ветвь «ab» отвечает процессу окисления UO_2 , катализируемому ионами Fe^{3+} . В области более высоких ОВП, отвечающих более высоким концентрациям нитритов, одновременно с указанным процессом, имеет место и непосредственное взаимодействие UO_2 и HNO_2 (ветвь «cd») в соответствии с уравнением (1).

Для сравнительной оценки окислительной способности азотистой кислоты и ионов Fe^{+3} были также проведены исследования по выщелачиванию урана из пробы руды, имеющей относительно невысокое содержание железа. В качестве такой пробы нами выбрана руда (со склада) месторождения Учкудук, содержащая, %: U – 0,110; SiO_2 – 70,8; Al_2O_3 – 20,4; Fe_2O_3 – 0,09; FeO – 0,7; CaO – 1,8; MgO – 0,4; CO_2 – 0,8; P_2O_5 – 0,2; Cl – 0,4.

Перед выщелачиванием руду измельчали до класса – 0,074 мм (выход 80%). Выщелачивание проводили в термостатированном реакторе, снабжённом электрохимической мешалкой при числе оборотов мешалки, $n = 600$ об/мин, в режиме: исходная концентрация H_2SO_4 40 г/л; $t = 25^\circ C$, Т:Ж=1:3. Нитрит – ионы вводили в процесс, используя $NaNO_2$, в качестве источника ионов трёхвалентного использовали отход производства – продукт биокисления сульфидного флотоконцентрата бактериями *Acidithiobacillus ferrooxidans*, который содержал 10 г/л серной кислоты и 30 г/л ионов трёхвалентного железа [5].

Пульпу после выщелачивания отфильтровывали на вакуум – фильтре. Осадок на фильтре промывали водой при Ж:Т = 1:3, сушили при температуре $100^\circ C$ до постоянного веса и анализировали на остаточное содержание урана. Анализ урана проводили рентгенофлуоресцентным методом на спектрометре АРФ-7.

Кинетика выщелачивания урана сернокислотным раствором с добавками различных окислителей приведена на рис.2.

Как видно из кинетических кривых, при выщелачивании урана из руды сернокислым раствором без добавок окислителей (кривая 1) равновесие достигается за 8 ч, при этом извлечение урана составляет 70%. Добавка в сернокислый раствор NO_2^- – анионов (в виде $NaNO_2$) до концентраций 1 и 5 г/л (кривые 2 и 3) приводит к повышению извлечения урана до 77 и 82% соответственно. При этом равновесие в системе наступает также за 8 ч контакта фаз. Добавка в сернокислый раствор ионов Fe^{+3} до концентраций 0,5 и 1,0 г/л приводит к существенному сокращению времени установления равновесия (5 ч) с одновременным увеличением извлечения урана до 88 и 90% соответственно.

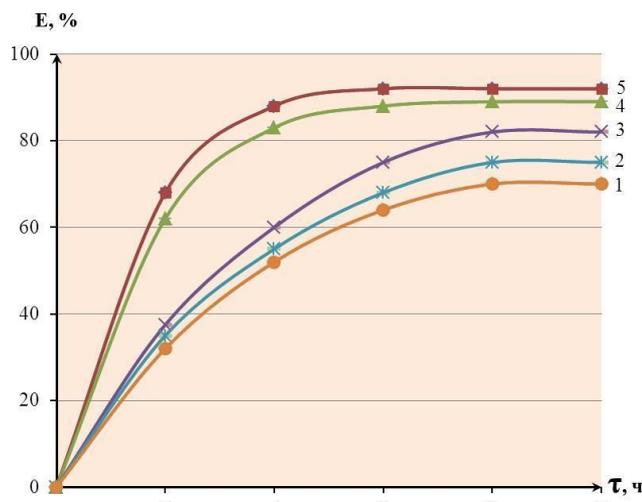


Рис.2. Кинетика выщелачивания урана сернокислотным раствором: 1- без добавок окислителей; 2- с добавкой 1 г/л NO_2^- ; 3- с добавкой 5 г/л NO_2^- ; 4- с добавкой 0,5 г/л Fe^{+3} ; 5- с добавкой 1 г/л Fe^{+3} .

Таким образом, экспериментальными исследованиями доказано несомненное преимущество в качестве окислителя UO_2 ионов Fe^{+3} , вводимых в процесс в виде отхода производства – слива ПТД ГМЗ-3, в сравнении с азотистой кислотой.

Экспериментально установлено, что в присутствии ионов Fe^{+3} энергичное окисление UO_2 начинается при гораздо меньших значениях ОБП (380-400 мВ), чем в отсутствие ионов железа (более 600 мВ), что обусловлено каталитическим действием ионов Fe^{+3} .

Изучение кинетики сернокислотного выщелачивания урана из руды месторождения Учкудук показало, что использование в качестве окислителя урана ионов Fe^{+3} обеспечивает увеличение скорости и полноты извлечения урана в сравнении с азотистой кислотой.

Библиографический список:

1. Петухов О.Ф., Истомин В.П., Руднев С.В. и Хасанов А.С. Уран. – Ташкент: Турон zumin – ziyo. - 2015. – С. 266-267.
2. Филиппов А.П. Диссертация. Физико-химическое исследование азотсодержащих окислителей с целью усовершенствования их применения в технологии выщелачивания урана. – Москва. – ВНИИХТ. – 1961. 25 с.
3. Филиппов А.П., Нестеров Ю.В., Садыков А.Х., Носов В.Д. Опытные-промышленные испытания подземного выщелачивания урана с использованием HNO_2 в качестве окислителя // Горный журнал. - 2004. - №10. - С. 53-57.
4. Петухов О.Ф., Санакулов К.С., Хасанов А.С., Мустахимов О.М. Окислительно-восстановительные процессы в металлургии. – Ташкент: Истиклол нури. – 2013. – С. 186-191.
5. Патент Республики Узбекистан № IAP 05336 МПК С 22В 60/02 от 26.03. 2013 года. Способ выщелачивания урана // Авторы: Санакулов К.С., Снитка Н.П., Петухов О.Ф. и др.

“GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA”, 2019, №3 (78) pp. 100-101

COMPARISON OF NITROGEN ACID AND IRON IONS (+3) IN QUALITY OF URANIUM OXIDIZERS

¹Petuhov O.F., Deputy Head of the Central Scientific Research Laboratory on science, Ph.D, o.petuhov@ngmk.uz

¹Ruziev B.T., Head of the State Treasury for Uranium, Central Research Laboratory, bt.ruziev@ngmk.uz

¹Sharafutdinov U.Z., Head of the Innovation Center, Ph.D., associate professor, u.sharafutdinov@ngmk.uz

¹Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Navoi, Uzbekistan

Abstract

The paper presents the results of laboratorial investigations of the process oxidation UO_2 based on usage of HNO_2 and ions ferrous (+3). There are results presented on advantage of using ions ferrous (+3). Ions ferrous (+3) oxidize UO_2 in Eh range 380-400 mV, but HNO_2 – more 600 mV. Kinetics of leaching uranium ores presented, that using ions ferrous (+3) allowed to attain more velocity and recovery uranium.

Keywords: uranium, leaching, oxidation, nitrous acid, ferrous (+3), kinetics, uranium ore.

References

1. Petukhov OF, Istomin V.P., Rudnev S.V. and Khasanov A.S. Uranus. - Tashkent: Turon zumin - ziyo. - 2015. - pp. 266-267.
2. Filippov A.P. Thesis. Physico-chemical study of nitrogen-containing oxidizing agents in order to improve their use in uranium leaching technology. - Moscow. - VNIHHT. 1961. 25 p.
3. Filippov A.P., Nesterov Yu.V., Sadykov A.Kh., Nosov V.D. Pilot-industrial tests of underground leaching of uranium using HNO_2 as an oxidizing agent. Gornyi Zhurn. - 2004. - №10. - pp. 53-57.
4. Petukhov, OF, Sanakulov, KS, Khasanov, AS, Mustakimov, OM Redox processes in metallurgy. - Tashkent: Istiklol Nuri. - 2013. - pp. 186-191.
5. Patent of the Republic of Uzbekistan No. IAP 05336 IPC S 22B 60/02 dated 26.03. year 2013. Leaching method of uranium // Authors: Sanakulov KS, Smitka NP, Petukhov OF.F. and etc.

ПРОИЗВОДСТВО МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ГЛИНОЗЕМА ИЗ АНГРЕНСКИХ КАОЛИНОВ

Alyuminiy ishlab chiqarish sanoatida boshlang'ich xom ashyosi glinazyom Al_2O_3 hisoblanadi. Glinazem ishlab chiqarish xom ashyosi esa boksit hisoblanib u Bayer usuli bilan qayta ishlanadi. Oxirgi vaqtlarda metallurgik glinazem olish xom ashyosi sifatida past navli alyuminiy tarkibli rudalar ko'rilmog'ida, shuningdek kaolin va gliina ham. Ammo, bu kabi rudala ruchun Bayer usuli samarasiz bo'lib hisoblanadi, sababi alyuminiy sezilarli darajada yo'qotiladi.

Ayni ishda Angren kaolin konidan kuydirish va sulfat kislotali qayta ishlash orqali metallurgik glinazem olish imkoniyatlarini ko'rib chiqilgan.

Tayanch iboralar: glinozem, alyuminiy, boksit, kaolinglinasi, kuydirish, Bayerusuli, boshlang'ich maxsulot.

При производстве алюминия исходным продуктом является металлургический глинозем Al_2O_3 . Основным сырьем для производства глинозема служат бокситы, перерабатываемые преимущественно, по методу Байера. Последнее время в качестве исходного сырья для получения металлургического глинозема рассматриваются низкосортные алюминий-содержащие руды, в том числе и каолиновые глины. Но для таких руд метод Байера малоприменим из-за значительных потерь алюминия.

В данной работе рассматривается возможность получения металлургического глинозема из каолинов Ангреновского месторождения методом обжига и сернокислотной обработки.

Ключевые слова: глинозем, алюминий, боксит, каолиновая глина, обжиг, метод Байера, первичные минералы.

Санакулов У.К.,
соискатель кафедры
«Металлургия» ТашГТУ
им. Ислама Каримова



Хван А.Б.,
ведущий инженер
геологического отдела
НГМК



Производство алюминия является одной из наиболее интенсивно развивающихся отраслей мировой экономики, что связано с постоянно возрастающей потребностью в этом металле.

Вследствие своей высокой химической активности алюминий в природе встречается только в связанном виде (т. е. самородного металла не бывает). Алюминий - металл, обладающий амфотерными свойствами, т.е. он может реагировать с кислотами, образуя соответствующие соли, и со щелочами, образуя алюминаты. Это существенно расширяет возможности извлечения алюминия из руд различного состава.

Алюминий, насчитывает около 250 минералов. Они делятся на две примерно равные группы.

К первой относятся первичные минералы, образующиеся при кристаллизации магмы и ее производных. Среди них главная роль принадлежит алюмосиликатам, типичными представителями которых являются ортоклаз, альбит, лейцит и нефелин. Значительно меньшее распространение имеют силикаты алюминия - силлиманит, андалузит, дистен.

Относительно редкими являются шпинели и свободный оксид алюминия - корунд, еще реже его драгоценные разновидности - сапфир (кристаллы синего корунда) и рубин (кристаллы красного корунда) [1].

Под воздействием процессов выветривания в земной коре образуются различные вторичные минералы алюминия. Среди них широко распространены минералы гидросиликатов алюминия, а также различные гидрослюды, хлориты, цеолиты. Также широко распространены различные минералы гидроксидов и оксидов алюминия.

Для производства алюминия основной интерес представляют только вторичные минералы. Из вторичных минералов промышленный интерес имеют только гидроксиды и оксиды алюминия, из этих минералов в промышленности применяют только три минерала - **гиббсит, бемит, диаспор**. Но почему из 250 минералов алюминия, которые имеются в земной коре, для производства алюминия можно применять только три. Потому что только эти три минерала имеют требуемое соотношение «качества и количества». Как и везде качество должно быть самым высоким, а количество самым большим. В табл. 1. приведены содержания Al_2O_3 в данных минералах.

Остальные минералы имеют содержание окиси алюминия от 18 до 39%, что значительно ниже, чем в промышленных минералах.

Таблица 1

Промышленные минералы алюминия		
Наименование минерала	Химическая формула	Al_2O_3 , %
Диаспор	$\alpha - Al_2O_3 \cdot H_2O$, $\alpha - AlO(OH)$	85
Бемит	$\gamma - Al_2O_3 \cdot H_2O$, $\gamma - AlO(OH)$	85
Гиббсит (гидрагиллит)	$Al_2O_3 \cdot 3H_2O$, $Al(OH)_3$	65,4

Но одного высокого содержания окиси алюминия в промышленных минералах недостаточно. Необходимо, чтобы эти минералы были в достаточном количестве и находились в доступном компактном месте (в одном). В природных условиях сложилось так, что эти три минерала объединила одна горная порода, которая называется **бокситами**, и которые имеются в большом количестве на поверхности земной коры т.е. легкодоступны.

Бокситы как сырье впервые были обнаружены во Франции в 1821 г. около города Бо, откуда и возникло их название. Боксит – это сложная горная порода, состоящая из оксидов и гидроксидов алюминия, железа, кремния и титана. Бокситы являются основной алюминиевой рудой в глиноземном производстве, и образовались под воздействием процессов выветривания в земной коре, как различные вторичные соединения алюминия. Основными минералами бокситов, как сказано выше, являются - гиббсит, бемит, диаспор.

Однако мономинеральные бокситовые руды в природе встречаются редко, гораздо чаще встречаются руды смешанного типа — гиббсит-бемитовые или диаспор-бемитовые.

По внешнему виду бокситы напоминают глину, хотя от нее отличаются существенно, т. к. в их основе находятся гидроксиды алюминия. В пересчете на Al_2O_3 в боксите содержится Al_2O_3 от 30 до 80%, Fe_2O_3 — до 50%, SiO_2 — до 20%, TiO_2 —10%. Из-за высокого содержания железа бокситы часто имеют красный цвет (цвет минерала железа - **гематита**).

Качество боксита и способ его дальнейшей переработки определяется кремневым модулем, μ_{Si} :

$$\mu_{Si} = Al_2O_3 (\%) / SiO_2 (\%) \quad (1)$$

Если $\mu_{Si} \geq 8$, то данный боксит перерабатывается по способу Байера.

Если $\mu_{Si} \leq 8$, то по способу спекания.

Производство металлургического глинозема по методу Байера

Переработка алюминиевых руд (бокситов) включает в себя две основные стадии: получение оксида алюминия (металлургического глинозема) пиро- и гидрометаллургическим методом, и получение алюминия при металлургическом переделе глинозема электролизом расплавленных фтористых солей алюминия.

Для получения металлургического глинозема применяется метод Байера – гидрохимический способ получения глинозема из бокситов.

Принципиальная схема процесса Байера заключается в следующем: боксит после тонкого помола подвергается обработке концентрированным раствором едкого натра или обратным алюминатно – щелочным раствором, в результате чего содержащийся в боксите глинозем переходит в раствор в форме алюмината натрия ($NaAlO_2$).

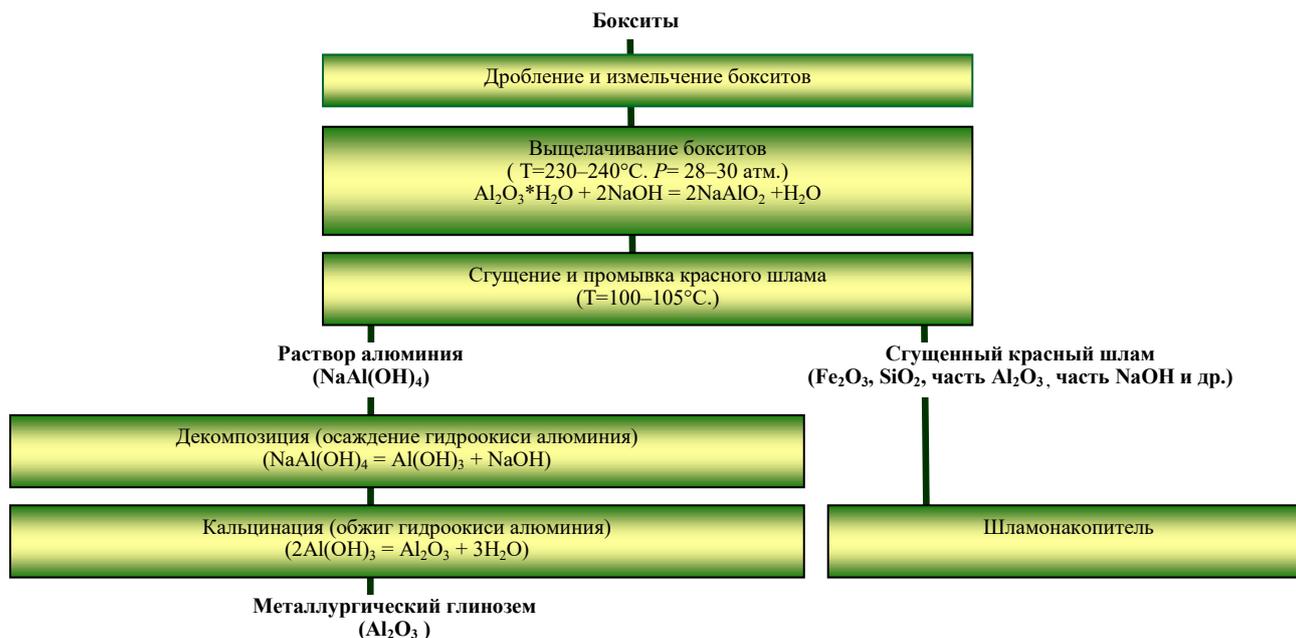


Рис.1. Схема получения металлургического глинозема по методу Байера

Этот способ был открыт в России Карлом Иосифовичем Байером в 1895 – 1898 гг. Большой вклад в разработку способа, особенно для выщелачивания бокситов диаспор-белитового типа, внесли ученые Д.П. Манойлов, Ф.Н. Строков, Ф.Ф. Вольф, И.С. Липеев, С.И. Кузнецов и другие [2].

На рис. 1. показана технологическая схема получения металлургического глинозема методом Байера.

Измельченная руда (бокситы) смешивается с едким натром и содой и нагревается до температуры 230 – 240°C и давления до 30 атм. для растворения алюминия, при этом в раствор не переходят окисленные минералы железа (гематит, гетит, гидрогетит и др.). Затем полученную красную пульпу охлаждают до 100 – 105 °С, промывают водой методом противотока и отделяют раствор алюминия от стуженного осадка – «красных шламов», являющиеся вредными и опасными отходами. Из полученного раствора алюминия осаждают гидроксид алюминия и прокаливают ее, чтобы получить белый чистый металлургический глинозем.

Полученный металлургический глинозем, затем превращают в алюминий путем электролиза на основе патентов Герольдом и Холлом (1886 г.).

В настоящее время более 95% металлургического глинозема получают методом Байера.

Метод Байера наиболее прост и экономичен; расход электроэнергии при этом в 4 раза ниже, чем при использовании метода спекания. Однако метод Байера применим лишь для переработки бокситов с небольшим содержанием кремнезема (т.е. с кремниевым модулем, $\mu_{Si} \geq 8$).

Получение глинозема из бокситов с повышенным содержанием кремнезема ($\mu_{Si} \leq 8$), осуществляется спеканием трехкомпонентной шихты из боксита, известняка и соды при температуре 1150 – 1250°C с последующим выщелачиванием обратными щелочными растворами слабых концентраций. С его помощью можно использовать высококремнистые и высококарбонатные бокситы.

В алюминиевой промышленности используют комбинированные технологические схемы, сочетающих методов Байера и спекания, что предусматривает возможность одновременной переработки на одном заводе разнокачественных бокситов с компенсацией щелочи, теряемой в ветви Байера, за счет кальцинированной соды, вводимой в ветвь спекания.

Нефелиновое сырье (руда или концентрат обогащения) перерабатывается методом спекания с известняком, который добавляется для связывания кремнезема в малорастворимый двухкальциевый силикат. Процесс осуществляется при температуре 1250-1300°C. Получаемый спек выщелачивается обратным содовошелочно-алюминатным раствором, в который переходят алюминаты натрия и калия, а двухкальциевый силикат остается в осадке (белитовый шлам).

Алюминатный раствор после его обескремнивания карбонизируется газами, содержащими оксид углерода, для разложения алюминатов натрия и калия. Образующийся при карбонизации гидрат оксида алюминия выпадает в осадок. Отфильтрованный и прокаленный гидрат оксида алюминия является товарным продуктом.

Из фильтрата получают соду и поташ (K_2CO_3). Белитовый шлам используется для производства портландцемента. При производстве 1 т глинозема попутно получают 1 т содопродуктов (сода и поташа) и 10 т цемента. Таким образом, используются все компоненты исходного нефелинового сырья. Товарный выход глинозема составляет 80-83%, содопродуктов – около 80%.

Возможность получения глинозема из каолинов

Большинство месторождений качественных бокситов сосредоточены в нескольких регионах Земли с влажным теплым климатом (Гвинея, Ямайка, Австралия, Индонезия и др.). Такая ситуация неблагоприятно сказывается на доступе к сырью не только основных производителей алюминия (Китай, Россия и др.), но и остальных участников рынка, и является препятствием на пути устойчивого развития алюминиевой промышленности во многих странах мира.

Коренным решением проблемы устойчивого обеспечения сырьем всех производителей алюминия может быть масштабное использование альтернативных источников получения металлургического глинозема. Одним из таких источников могут быть низкосортные алюминийсодержащие руды, в том числе и каолиновые глины.

К настоящему времени в мировой практике существует ряд примеров использования в экспериментальных условиях для производства алюминия из глин с повышенным содержанием глинозема (США), лейцитовых (Италия) и анадалзитовых (Швеция) пород, лабрадоритов (Норвегия), алунитов и алюмосланцев (Япония), угольной золы в сочетании с высокоглиноземистыми глинами (Германия). Стоимость глинозема во всех этих случаях в 4-5 раз превышает стоимость глинозема из высокосортных бокситов.

В России месторождение каолинов, содержащих до 40% Al_2O_3 , распространены широко. Но пока они не используются для переработки на глинозем.

Каолины – глинистые породы, состоящие преимущественно из минералов группы каолинита (каолинит, галлуазит, диккит) с примесью кварца, калиевого полевого шпата, мусковита, монтмориллонита. В качестве полезного ископаемого ценность представляют в первую очередь каолины белочетные или бледно окрашенные, имеющие низкое содержание темноцветных минеральных компонентов, в первую очередь представленных оксидами железа и титана.

Каолины образуются при разрушении (выветривании) гранитов, гнейсов и других горных пород, содержащих полевые шпаты (первичные каолины). В результате перебива первичных као-

линов и происходит переотложение их в виде осадочных пород; образуются вторичные каолины, называемые также «каолиновые глины». Основной минерал каолиновой глины – **каолинит**. Формула каолинита: $Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$. Стехиометрическое содержание Al_2O_3 – 39.53%, SiO_2 – 46.51%, H_2O – 13.95%. Нельзя путать понятия «каолин» и «каолинит». Каолинит это минерал, а каолин это горная порода, из которой в основном состоит каолинит. Каолин относится к глинистым породам поэтому другие названия каолина - каолиновые глины. Каолины бывают первичными и вторичными.

Первичными, или коренными, называют те каолины, которые в силу различных геологических условий остались вблизи от места разрушения породившей их материнской горной породы.

Вторичными, или осадочными, принято считать каолины, встречающиеся в отложениях, отнесенных от материнской породы. Вторичные материалы «загрязнены» в основном больше, чем первичные, так как на пути переноса и отложения к ним примешиваются разные другие материалы, но зато они тоньше по своему зерновому (гранулометрическому) составу.

Перед получением металлургического глинозема каолины желательнее обогатить т.е. увеличить содержание окиси алюминия.

Обогащение каолина. Процесс обогащения каолинов предусматривает выделение из них основного глинистого минерала - каолинита, очищенного от крупнозернистых примесей и красящих оксидов. Каолин в природе встречается в виде полиминеральной смеси, состоящей из каолинита, кварца, полевых шпатов, слюды, железа и титаносодержащих соединений, причем размер частиц кварца, полевого шпата и слюды в 10-100 раз превышает размер частиц каолинита. На этой разнице в размерах частиц и, следовательно, массы частиц основан способ обогащения глинистых материалов (каолина). Обогащенный каолин содержит в основном каолинит, в то время как в не отмученном (сыром) каолине его не более 45%.

В разные время исследователями прделаны многочисленные исследования по использованию каолинов для переработки на глинозем.

При этом в настоящее время разработаны эффективные схемы нетрадиционного обогащения ангренских каолинов, которые позволяют получить обогащенный каолин, пригодный для керамической промышленности.

Исследования по каолинам Ангренского месторождения

В Узбекистане разведано 2 крупных месторождения каолина – Ангренское в Ташкентском и Альянс – в Самаркандском вилоятах. Из-за низкого содержания алюминия ($Al_2O_3 = 13-25\%$), высокого содержания железа ($Fe_2O_3 = 1,5-6,0\%$ иногда до 12%) и оксида кремния (30-80%) в настоящее время данные каолиновые руды не перерабатываются.

На окраинах города Ангрена имеется более 450 млн.т серых вторичных каолинов, и 500 млн.т первичных каолинов. В табл. 2 приведен химический состав ангренских каолинов.

Минералогические примеси в первичном каолине: гидрослюда (во вторичном больше), кварц (во вторичном немного), лимонит, плагиоклаз, циркон.

Крупность каолинов: первичные – 17,5% класса +10 мкм, вторичные -32% класса +10 мкм [3]. Известно, что в глинах Ангрена в классе крупности с размерами частиц менее 0,001 мм содержится основная часть каолинита, а крупные классы состоят главным образом из примесей (Fe, Ca).

Сырьевые ресурсы алюминия разнообразны, имеют свойственный только им минералогический и химический составы, отличаются кристаллической структурой, вследствие чего отличаются по выходу основного вещества при кислотно-щелочной переработке.

Поэтому необходимо для каждого вида сырья проведение отдельных научных и технологических подходов, выбор наиболее подходящих методов переработки. Известные в мировой практике технологии малопригодны для переработки каолиновых глин Ангренского месторождения.

Кислотные методы переработки алюминийсодержащего сырья предусматривают стадию предварительного обжига для перевода алюмосиликатов в более растворимую в кислотах форму.

Интерес к азотнокислоте вскрытию алюминийсодержащего сырья в частности Ангренского каолина, связано с тем, что нитрат алюминия известен как наиболее растворимая соль среди других его соединений, что обеспечивает эффективный переход алюминия в раствор. Также этот метод позволяет проводить процесс без обогащения каолина, минимизировать переход железа в раствор и схема переработки упрощается, материальные потоки сокращаются.

В работе [4] предлагается нетрадиционный способ переработки ангренских каолинов. В азотнокислоте способе переработки каолинов, предлагается для некоторых операций (прокалка каолинов перед выщелачиванием, получение окиси алюминия из гидроокиси и др.), применять не классический термальный нагрев (обжиг в печи), а электромагнитное воздействие - импульсное инфракрасное излучение (ИИК). По мнению авторов, данная технология значительно улучшит технологические показатели процесса получения глинозема, и многократно снизит себестоимость продукции.



Рис.2. Схема обогащения Ангренских каолинов

Таблица 2

Химический состав первичного и вторичного каолина Ангренского месторождения

Название	Химический состав, %						
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	Na ₂ O + K ₂ O	CaO + MgO	Прочие
Первичный каолин	61,7	22,26	4,16	0,32	0,63	0,50	9,32
Вторичный каолин	60,69	24,3	2,2	0,69	0,39	-	11,7

В работе [5] приведены результаты исследований по получению из каолиновых глин Ангренского месторождения, сульфата алюминия – эффективного коагулянта. Проводилась прокалка каолиновых глин при температуре 650°C в течение 2 часов, с последующей сернокислотной обработкой. Максимальная степень извлечения алюминия при концентрации серной кислоты 60% составила 97,1%, но при этом растворилось и более 80% железа.

В 2017-2018 гг. ООО «Kaolin plus» были проведены опытно-промышленные испытания Ангренских каолинов.

Обогащение проводится на опытной установке в Бектемире (г. Ташкент). Схема установки показана на рис. 2. Производительность установки – 300 т обогащенного каолина в месяц.

Исходные каолины представляют собой слежавшиеся глыбы глины размером от 50 до 200 мм. Поэтому глина предварительно подвергается мокрой дезинтеграции в соотношении Ж:Т= 2:1. Дезинтеграция осуществляется в барабанном дезинтеграторе периодического действия диаметром 2,4 м и длиной 2,0 м. Порция одной загрузки составляет 250 кг.

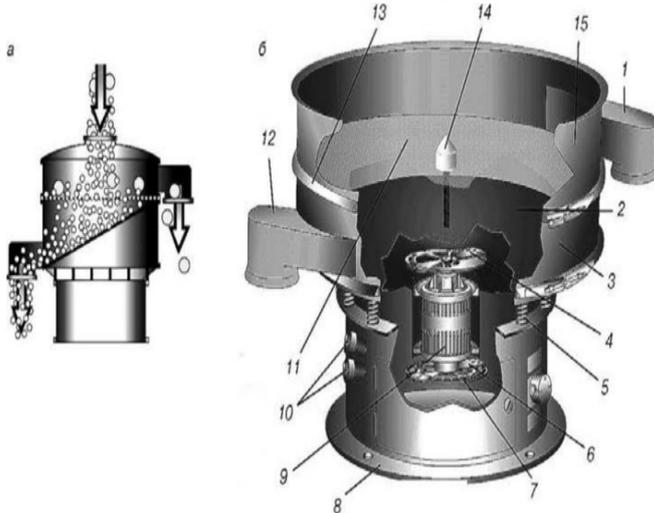


Рис. 3. Конструкция (а) и схема (б) виброгрохота цилиндрической формы: 1-выпускная труба для надрешетного продукта; 2-разгрузочный купол; 3-опорная рама; 4-верхнее силовое кольцо (без инструментов); 5-пружины; 6-нижнее силовое кольцо (без инструментов); 7-механизм регулирования угла; 8-основание; 9-двигатель-генератор; 10-автоматическая система смазки (масленка); 11-полотно сита; 12-выпускная труба для просеянного продукта; 13- быстросъемное зажимное кольцо; 14-центральное крепление сита (без инструментов); 15- пространственная рама

Таблица 3
Результаты обогащения ангренских каолинов на обогатительной установке

Название продукта	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃
Кек пресс-фильтра	42	34,8	48	1,2	63,00	31,90	28,00
Хвосты обогащения	58	14,80	74,21	2,23	37,00	68,10	72,00
Исходная руда (ангренские каолины)	100	23,2	63,2	1,8	100	100	100

Время дезинтеграции 45 минут. После дезинтеграции пульпа сливается на высокочастотный грохот с двумя ситами (140 мкм и 120 мкм). Плюсовой продукт сита с ячейкой 140 мкм самотеком поступает в хвостовую емкость. Минусовой продукт сита с ячейкой 140 мкм самотеком поступает на второе сито с ячейкой 120 мкм, плюсовой продукт сита с ячейкой 120 мкм поступает самотеком поступает в хвостовую емкость. Минусовой продукт с ячейкой 120 мкм самотеком поступает в бетонный зумпф в земле. После окончания грохочения минусовой продукт из зумпфа насосом подается на гидроциклон диаметром 100 мм. Слив гидроциклона является тонким продуктом крупностью 100% - 44 мкм и самотеком поступает в другой бетонный зумпф в земле. Пески гидроциклона самотеком поступают в хвостовую емкость. После заполнения зумпфа слива гидроциклона, с помощью насоса тонкий продукт подается на пресс-фильтр. На пресс-фильтре получают обогащенные каолиновые коржи. Вода с фильтра поступает в емкость для воды.

Высокочастотное грохочение осуществляется на виброгрохоте цилиндрической формы китайского производства (рис.3).

Несмотря на очень мелкие сита, грохот показал себя с положительной стороны. Эффективность классификации составляет почти 70%. Для таких размеров сит и таких вязких продуктов как каолины такой показатель очень высок.

Результаты обогащения Ангренских каолинов показаны в табл. 3.

Для снижения содержания железа, слив гидроциклона подвергается высокоградиентной магнитной сепарации. Содержание железа в сливе гидроциклона после сепарации составляет 0,4 – 0,5%. Как видно, удается добиваться достаточно высокого содержания и извлечения алюминия в кек, для увеличения этих показателей видимо необходимо разделение вести по более мелким классам - 10 мкм и мельче.

Библиографический список:

- 1.Металлургия легких металлов. Беляев А.И. «Металлургия», г.Москва, 1970 г., 368 с.
- 2.Производство глинозема и экономические расчеты в цветной металлургии. И.В. Логинова и др. Учебное пособие, г. Екатеринбург, Издательство УМЦ УПИ 2016 г., 253 с.
- 3.Справочник фарфоро-фаянсовой промышленности И.И. Мороз, М.С. Комская. г.Москва. «Легкая индустрия». 1976г. 296 с.
- 4.Ресурсосберегающая, энергоэффективная технология получения глинозема из вторичных каолинов Ангренского месторождения. Рахимов Р.Х. и др. Журнал «Computational nanotechnology», 2016 г., №1, «Издательский дом ЮР-ВАК», г. Москва, С.45-51.
- 5.Исследование процесса выщелачивания алюминия из каолиновых глин Ангренского месторождения. Мамаджанов З.Н., Шамшидинов И.Т. Universum: Технические науки: электрон. научн. журн. 2018. № 3(48) . URL: <http://7universum.com/ru/tech/archive/item/5642>

“GORNII VESTNIK UZBEKISTANA”, 2019, №3 (78) pp. 102-105

PRODUCTION OF METALLURGICAL ALUMINA FROM ANGREN KAOLIN

¹Sanakulov U.K., applicant of the Metallurgy Department, ab.hvan@ngmk.uz

²Khvan A.B., Lead Engineer geological department, ab.hvan@ngmk.uz

¹Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Tashkent, Uzbekistan

²Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Navoi, Uzbekistan

Abstract

In the production of aluminum, the initial product is metallurgical alumina, Al₂O₃. The main raw materials for the production of alumina are bauxite, processed, mainly according to the Bayer method. Recently, low-grade aluminum-containing ores, including kaolin clays, have been considered as feedstock for the production of metallurgical alumina. But for such ores, the Bayer method is unsuitable because of the significant loss of aluminum.

In this paper, the possibility of producing metallurgical alumina from kaolin from the Angrenskoye field by burning and sulfuric acid is considered.

Keywords: alumina, aluminum, bauxite, kaolin clay, firing, Bayer method, primary minerals.

References

1. Metallurgy of light metals. Belyaev A.I. "Metallurgy", Moscow, 1970, 368 p.
2. Alumina production and economic calculations in non-ferrous metallurgy. I.V. Loginova et al. Study Guide, Ekaterinburg, Publishing House UMT UPI 2016, 253 p.
3. Directory porcelain and earthenware industry I.I. Frost, M.S. Komskaya. Moscow. "Light industry". 1976, 296 p.
4. Resource-saving, energy-efficient technology for producing alumina from secondary kaolins from the Angren deposit. Rakhimov R.Kh. and others. Computational nanotechnology magazine, 2016, No. 1, YUR-VAK Publishing House, Moscow, pp. 45 – 51.
5. Investigation of the aluminum leaching process from kaolin clays of the Angren field. Z.N. Mamadjanov, I.T. Shamshidinov Universum: Technical Sciences: electron. scientific journals 2018. No. 3 (48). URL: <http://7universum.com/en/tech/archive/item/5642>.

МЕТОДИКА ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ ОЦЕНКИ ПРИРОДНЫХ ВОД НА РАДИОАКТИВНОСТЬ УРАНОНОСНОГО РЕГИОНА



Аллаберганова Г.М.,
ассистент кафедры
«Общей физики» НГГИ



Туробжонов С.М.,
ректор ТашГУ
им. Ислама Каримова,
д.т.н., профессор



Музафаров А.М.,
главный инженер ЦНИЛ
НГМК, PhD доктор

Ushbu maqolada tabiiy suvlarning radioaktivlik darajasini aniqlash bo'yicha dastlabki baxolash tadqiqoti natijalari keltirilgan. Shuningdek, tabiiy suvlarni radioaktivlik darajasini dastlabki baxolashni aniqlashning sxematik ko'rinishi ketma-ketligi tartibi keltirilgan, tabiiy radioizotoplarning faolligini aniqlash usuli, hamda ularni quruq cho'kma qolquncha uchurish yo'li bilan boyish va umumiy alfa-beta faolligini aniqlash ma'lumotlari keltirilgan.

Tayanch iboralar: umumiy alfa faollik, umumiy beta faollik, tabiiy radioizotoplar, nurlanish ekologiyasi, uranni parchalanish tartibi, radiatsiyalanish darajasi baxolanishi, tabiiysuvlar, tabiiy tanlab eritish, o'rnatilgan ko'rsatkichlar, tabiiy radioizotoplarning radiatsion faolligi, aralashish darajasi.

В данной статье приведены результаты проведения предварительной оценки природных вод на радиоактивность. Приведен схематический вид последовательности предварительной оценки природных вод на радиоактивность - определение удельной активности естественных радиоизотопов, их концентрирование методом упаривания до сухого остатка и измерения суммарной удельной альфа-бета активности.

Ключевые слова: суммарная удельная альфа активность, суммарная удельная бета активность, естественные радиоизотопы, радиоэкология, цепочка распада урана, радиационно-дозиметрическая оценка, природная вода, естественное выщелачивание, установленные значения, удельная активность естественных радиоизотопов, уровень вмешательства.

Не смотря на принятый ряд государственных программ по обеспечению населения качественной водой, до сегодняшнего дня сохраняется проблема доступа к чистой питьевой воде, особенно в пустынях центрального Кызылкумского региона [1-4].

Исследование факторов связи суммарной альфа и бета - активности радиоизотопов с их концентрацией и удельной активностью естественных радиоизотопов в природных водах является актуальным направлением ядерной физики, аналитической химии, геохимии радиоактивных элементов и радиоэкологии [5,6].

Целью данного исследования являлось рассмотрение особенности изменения удельной активности естественных радиоизотопов и суммарной удельной альфа и бета - активности в природных водах в зависимости от концентрации радиоизотопов природного происхождения в цепочке распада урана [7-10].

Для достижения цели проводили предварительную оценку природных вод на радиоактивность путем определения удельной активности естественных радиоизотопов и суммарной удельной альфа-бета активности.

Теоретическая основа проведения оценки природных вод на радиоактивность. В нормативных документах, особенно в последней редакции СанПиН-0193-06 принята трехуровневая система предварительной радиационно-дозиметрической оценки природной воды:

- если значения годовой эффективной дозы ниже $0,2 \text{ мЗ/год}$, то проведение предварительной оценки природных вод не требуется (этому значению дозы при потреблении воды 2 кг в сутки соответствуют средние значения удельной активности Бк/кг -(^{238}U -6,2; ^{235}U -6,0; ^{234}U -5,8; ^{230}Th -1,32; ^{226}Ra -1,0; ^{222}Rn -60; ^{210}Bi -220; ^{210}Po -0,24; ^{210}Pb -0,4 и т.д.);

- если значения эффективной дозы лежит в интервале от $0,2$ до $1,0 \text{ мЗ/год}$, то требуется проведение мероприятий по снижению;

- если значения эффективной дозы выше $1,0 \text{ мЗ/год}$, то необходимо выполнить условия приведенные на рис 1.

При совместном присутствии в воде нескольких радиоизотопов, чтобы эффективная годовая доза облучения населения не превысила $0,2 \text{ мЗ/год}$, необходимо выполнение условия:

$$\sum \frac{A_i}{YB_i} + \sqrt{\sum \left(\frac{U_i}{YB_i} \right)^2} \leq 1,0 \quad (1)$$

где A_i - удельная активность i -го радионуклида в воде, включая ^{222}Rn Бк/кг ; YB_i - соответствующий уровень вмешательства ($YB_{\text{вода}}$), Бк/кг ; U_i - абсолютная неопределенность измерения удельной активности i -го радионуклида.

Другим нормируемым показателем радиационной безопасности воды является удельная активность природного изотопа радона - концентрация ^{222}Rn в воде не должна превышать 60 Бк/л .

Содержание природных радиоизотопов в водах источников водоснабжения может повышаться в результате естественного выщелачивания радиоизотопов цепочки распада урана в которой имеется ураноносный регион или же сбросами и выбросами уран перерабатывающих предприятий.

Методика и последовательности проведения оценки радиоактивности природных вод. Для предварительной оценки природных вод на радиоактивность задачами наших исследований являлись определения удельной активности естественных радиоизотопов и суммарной удельной альфа-бета активности.

В пустынях центрального Кызылкума где очень ценным природным ресурсом является каждая капля воды в большинстве случаев любая природная вода применяется как питьевая. С этой точки зрения наши исследования предварительной оценки природных вод на радиоактивность посвящались анализу различных вод и сопоставлению результатов с установленными значениями для питьевых вод.

Предварительная оценка допустимости использования воды для питьевых целей может быть дана по удельной суммарной альфа (A_α) - и бета (A_β) - активности, которая не должна превышать $0,2$ и $2,0 \text{ Бк/кг}$, соответственно.

Последовательности нашей методики основаны на концентрировании радиоизотопов из $500-1000 \text{ мл}$ объема водной пробы методом упаривания до сухого остатка. Выпаривание проводится в водяной бане с дистиллированной водой. Затем чашка с сухим остатком помещается в термостат при 110°C и сушится до постоянной массы. Количество сухого остатка (x) в мг/л вычисляется по формуле:

$$x = \frac{(m - m_1) \times 1000}{V} \quad (2)$$

где m - масса чашки с сухим остатком, мг ; m_1 - масса пустой чашки, мг ; V - объем воды, взятый для определения, мл .

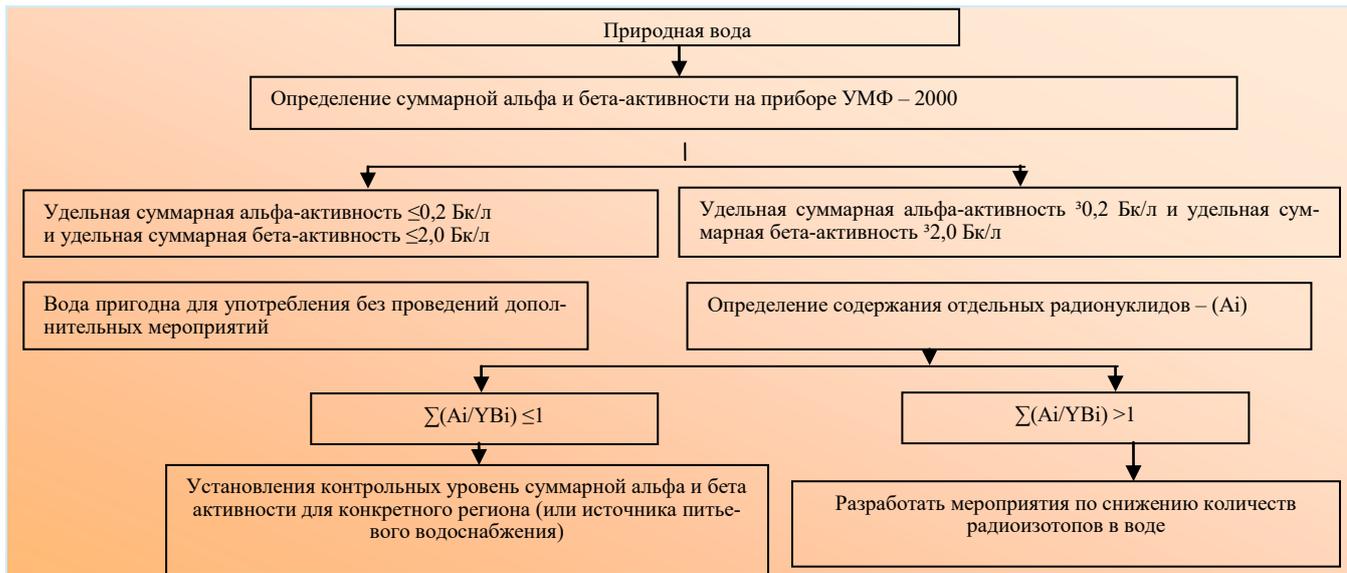


Рис 1. Схематический вид проведения анализа природных вод на соответствие требованиям радиационной безопасности

Суммарная активность альфа-излучающих радионуклидов (далее - суммарная альфа-активность воды):

$$A_{\alpha} = \sum (A_i \cdot \alpha_{\eta_i}) \quad (3)$$

где A_i - активность i -го радионуклида; α_{η_i} - выход альфа-частиц на 1 распад i -го радионуклида.

Суммарная активность бета-излучающих радионуклидов (далее - суммарная бета-активность воды):

$$A_{\beta} = \sum (A_i \cdot \beta_{\eta_i}) \quad (4)$$

где A_i - активность i -го радионуклида; β_{η_i} - выход бета-частиц на 1 распад i -го радионуклида.

Измерение скорости счета альфа- и бета излучения полученного сухого остатка с помощью метрологического аттестованного радиометра - УМФ-2000, которой предназначен для измерения малых активностей. Точность определения урана в интервале концентраций от 0,010 мг/л до 0,040 мг/л составляет $\pm 30\%$. Точность определения радия в интервале концентраций от 0,037 Бк/л до 0,15 Бк/л составляет $\pm 50\%$. Предел обнаружения тория с доверительной вероятностью $P=0,95$ составляет 0,0082 Бк/л; полония - 0,037 Бк/л.

Сравнение суммарной удельной альфа и бета - активности отобранных проб воды с установленными значениями для питьевой воды показывают, что во всех случаях удельная альфа и бета - активности соответствуют нормативным требованиям к качеству питьевых вод, кроме вод р.Зеравшан, р.Амударья и несколько подземных водах – скважина №9 «В», Бешбулак и Агыт.

Как видно из результатов таб 1. удельная активность естественных радионуклидов также находится на уровне ниже, чем установленное значение для питьевой воды.

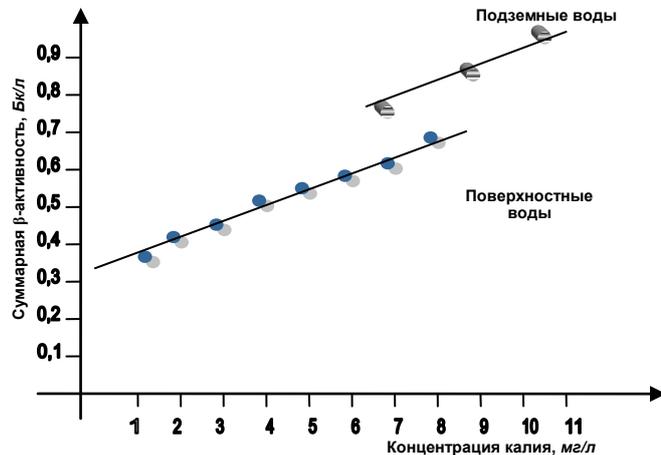


Рис 2. Зависимость суммарной удельной бета-активности от концентрации калия: 1 - пос. Нурабад, 2 - пос. Кетменчи, 3 - г. Навои, 4 - пос. Зафарбад, 5 - г. Зарафшан, 6 - г. Учкудук, 7 - р. Зеравшан, 8 - р. Амударья, 9 - СКВ № 9, 10 - Агыт, 11 - Бешбулак

Кроме этого выявлено что, чем больше концентрация изотопа ^{40}K , тем выше суммарная объемная бета-активность пробы. На рис. 2 показана зависимость суммарной бета-активности от концентрации калия для подземных и поверхностных вод.

Нумерации водных проб отобранных из вышеприведенных места отбора соответствует средней концентрации калия (мг/л).

Из зависимости видно (рис. 2), что величины суммарной удельной бета-активности вод в основном обусловлены за счет удельной бета-активности природного изотопа калия (^{40}K).

Результаты радиоизотопного анализа различных вод Кзылкумского региона

Таблица 1

Место отбора	Концентрация (объемная активность), Бк/л				Суммарная объемная активность, Бк/л	
	U -238	Ra-226	Th-232	Po - 210	α	β
Навои	0,76	0,016	0,18	0,013	$0,11 \pm 0,07$	$0,60 \pm 0,21$
Зафарбад	0,78	0,024	0,23	0,017	$0,12 \pm 0,07$	$0,53 \pm 0,17$
Учкудук	0,81	0,019	0,26	0,016	$0,12 \pm 0,08$	$0,41 \pm 0,11$
Кетменчи	0,53	0,020	0,28	0,024	$0,12 \pm 0,09$	$0,47 \pm 0,15$
Нурабад	0,58	0,032	0,37	0,052	$0,16 \pm 0,10$	$0,45 \pm 0,12$
р.Зарафшан	0,91	0,024	0,22	0,010	$0,18 \pm 0,11$	$0,51 \pm 0,17$
р.Амударья	0,98	0,014	0,18	0,008	$0,21 \pm 0,14$	$0,50 \pm 0,16$
Скв №9	0,86	0,034	0,28	0,037	$0,22 \pm 0,11$	$0,61 \pm 0,19$
Бешбулак	0,96	0,037	0,32	0,041	$0,27 \pm 0,15$	$0,71 \pm 0,18$
Агыт	0,98	0,040	0,38	0,046	$0,29 \pm 0,17$	$0,78 \pm 0,20$

Исходя из результатов исследований определения удельной активности естественных радиоизотопов и суммарной удельной альфа-бета активности природных вод для предварительной оценки является целесообразным с точки зрения методологии проведения радиационного мониторинга природных вод низких концентраций. В частности, на этапе отбора проб объемом 1 литр для определения суммарной удельной альфа-бета активности проб воды обязательным является подкисление отобранной пробы до pH=1-3 с тем, чтобы исключить потерю

микроколичеств радиоизотопов за время транспортировки в лабораторию и хранения до начала пробоподготовки и изготовления счетного образца для радиометрирования.

На основании полученных результатов по определению удельной активности естественных радиоизотопов и суммарной удельной альфа-бета активности в природных водах можно разрабатывать мероприятия по снижению радиоактивности и выдачи рекомендаций по уровню вмешательства.

Библиографический список:

1. Бекман И. // Радиоактивность, радионуклиды и радиация. –М.: PALMARIUM, 2014. – 498 с.
2. Пивоваров Ю.П., Михалев В.П. // Радиационная экология. –М.: Академия, 2004. – 240 с.
3. Гигиенические критерии качества питьевой воды. СанПиН №0067-96, Ташкент. 1996.
4. Санитарные нормы и правила радиационной безопасности СанПиН № 0193-06, (НРБ и ОСПОРБ-2006). - Ташкент.: 2006. - 86 с.
5. Бахур А.Е., Мартынюк Ю.Н., Тутельян О.Е. Некоторые принципы построения системы радиационного контроля питьевой воды. Здоровье населения и среда обитания. Информационный бюллетень. М.: Минздрав РФ, ФЦ ГСЭН, 2000, №3, - С.13-15.
6. Бахур А.Е. Методические особенности контроля радиоактивности природных вод. АНРИ №4, 1998, - С. 21-29.
7. Музафаров А.М., Саттаров Г.С., Аллаберганова Г.М., Кутбеддинов А.К. Методы предварительной оценки радиоактивности природных вод // Материалы научно-практической конференции «Инновационные технологии горно-металлургической отрасли» – г. Навои, 2011. – С. 207-208.
8. Музафаров А., Темиров Б.Р., Саттаров Г.С. Оценка влияния техногенных факторов на экологию региона // Горный журнал Москва. 2013. №8. – С.65-68.
9. Музафаров А.М., Саттаров Г.С., Думбрава А.А., Петухов О.П., Ослоповский С.А. Исследование изотопного состава урана альфа – спектрометрическим методом. // Горный вестник Узбекистана. №2. 2005. - С. 94-98.
10. Музафаров А.М., Саттаров Г.С., Глотов Г.Н., Кист А.А. О механизме нарушения коэффициента радиоактивного равновесия между изотопами урана // Горный Вестник Узбекистана. 2011. -№1. -С. 57-60.

“GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA”, 2019, №3 (78) pp. 106-108

PRODUCTION OF METALLURGICAL ALUMINA FROM ANGREN KAOLIN

¹Allaberganova G.M., Assistant of the Department of "General Physics", info@ndki.uz

²Turobzhonov S.M., Rector of Tashkent State Technical University, Doctor of Technical Sciences, Professor, tstu_info@tdtu.uz

³Muzafarov A.M., Chief Engineer of the Central Research Laboratory, PhD Doctor, info@ngmk.uz

¹Navoi State Mining Institute, Navoi, Uzbekistan

²Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Tashkent, Uzbekistan

³Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Navoi, Uzbekistan

Abstract

Abstract This article presents the results of a preliminary assessment of natural waters for radioactivity. A schematic view of the sequence of a preliminary assessment of natural waters for radioactivity – the determination of the specific activity of natural radioisotopes, their concentration by evaporation to dry residue and the measurement of the total specific alpha-beta activity.

Keywords: total specific alpha activity, total specific beta activity, natural radioisotopes, radioecology, uranium decay chain, radiation dosimetric assessment, natural water, natural leaching, set values, specific activity of natural radioisotopes, level of intervention.

References

1. Beckman I. // Radioactivity, radionuclides and radiation. –М.: PALMARIUM, 2014. 498 p.
2. Pivovarov Yu.P., Mikhalev V.P. // Radiation Ecology. –М.: Academy, 2004. 240 p.
3. Hygienic criteria for drinking water quality. SanPiN №0067-96, Tashkent. 1996.
4. Sanitary standards and rules of radiation safety SanPiN No. 0193-06, (NRB and OSPORB-2006). - Tashkent.: 2006. - 86 p.
5. Bakhur A.E., Martynyuk Yu.N., Tutelyan O.E. Some principles of building a system of radiation control of drinking water. Public health and habitat. News bulletin. M.: Ministry of Health of the Russian Federation, FC GSEEN, 2000, No. 3, - pp.13-15.
6. Bahur A.E. Methodological features of the control of radioactivity in natural waters. ANRI No. 4, 1998, pp. 21-29.
7. Muzafarov A.M., Sattarov G.S., Allaberganova G.M., Kutbeddinov A.K. Methods of preliminary assessment of the radioactivity of natural waters // Proceedings of the scientific-practical conference "Innovative technologies of the mining and metallurgical industry" - Navoi, 2011. - pp. 207-208.
8. Muzafarov A., Temirov B.R., Sattarov G.S. Assessment of the impact of anthropogenic factors on the ecology of the region // Mining Journal Moscow. 2013. №8. - pp.65-68.
9. Muzafarov A.M., Sattarov G.S., Dumbrava A.A., Petukhov O.P., Osloповskiy S.A. The study of the isotopic composition of uranium alpha - spectrometry method. // Mountain Bulletin of Uzbekistan. No. 2. 2005. - pp. 94-98.
10. Muzafarov A.M., Sattarov G.S., Glotov G.N., Kist A.A. On the mechanism of violation of the coefficient of radioactive equilibrium between uranium isotopes // Gorniy Vestnik of Uzbekistan. 2011. -№ 1. -WITH. pp 57-60.

ПРИМЕНЕНИЕ ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩЕГО СПОСОБА ДЛЯ ЭЛЕКТРОПРИВОДОВ НАСОСНЫХ УСТАНОВОК ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Maqolada elektr qazib olish nasoslari uchun energiya tejash usulidan foydalanish haqida so'z boradi. Ko'pgina konlarni o'zlashtirishda qazib olish kashf etilganligi va er osti usullari katta suv oqimi bilan tavsiflanganligi ko'rsatildi. Nasoslarni ishlatish amaliyotida ularning ishlash rejimini suv oqimining o'zgarishiga qarab sozlash odatiy holdir. Tiristor chastotasini o'zgartirgich yordamida nasoslarda suyuqlik tezligini boshqarish uchun samarali tizim - sincap kafesli rotorli asenkron motor.

Tayanch iboralar: *bilet armaturalari, maksimal va normal suv oqimi va nasos tizimlarini boshqarish, nasos stantsiyalarining ishlashini nazorat qilishning elektr usuli, sozlanishi elektr.*

В статье рассматривается использование энергоберегающего метода для электроприводов насосов горного дела. Показано, что при разработке большинства месторождений добыча полезных ископаемых обнаружена, а подземные методы характеризуются большими потоками воды. В практике эксплуатации насосов принято регулировать режим их работы в зависимости от изменения притока воды. Эффективная система регулирования скорости жидкости в насосах с использованием тиристорного преобразователя частоты - асинхронного двигателя с короткозамкнутыми роторами.

Ключевые слова: *трюнная арматура, максимальный и нормальный расход воды и регулирование насосных систем, электрический метод управления работой насосных станций, регулируемый электрический.*

В большинстве горных предприятий добыча полезных ископаемых открытым и подземным способами характеризуются притоком воды в определённом количестве. Приток - воды зависит от гидрогеологических условий горного предприятия. Наличие водоёмов вокруг горных предприятий (Ангренский разрез, карьер «Кальмакир» и др.) обуславливают увеличение количества притока воды. В осадочных сезонах года количество притока воды будет максимальным. Поэтому на горных предприятиях количество притока воды в течение года не будет одинаковым. В определённое время количество притока воды будет максимальным и в остальное время количество притока воды будет нормальным [1].

Типы и количество насосов выбираются исходя из нормального и максимального количества притока воды, т.е. производительность одного насоса выбирается с учетом возможности выкачивания суточного количества притока воды в течение 20 часов и время выкачивания максимального количества притока воды двумя насосами не должно превышать 24 часа.

Учитывая изложенное выше, для обеспечения устойчивой работы насосов их напор при состоянии нулевой производительности (задвигка закрыта) должен в результате превышать высоту выкачиваемой воды.

В процессе выкачивания воды проявляется необходимость регулирования работы насосов в соответствии с изменением количества притока воды. В настоящее время для регулирования работы насосов применяются механические способы – путём дросселирования и параллельного соединения отдельных насосов в общий магистральный трубопровод и отсоединения их.

При заперении задвигки эффективное поперечное сечение нагнетательного трубопровода сужается. В результате этого количество притока воды уменьшается, напор, создаваемый насосом, увеличивается. При этом потребляемая мощность двигателя насоса не изменяется. Лишняя мощность расходуется для увеличения напора. Это в свою очередь приводит к преждевременному износу системы трубопровода и запирающих устройств (клапаны, краны), входящие в их состав [2].

Применяя ступенчатый способ, насосы соединяются параллельно и при этом производительность их увеличивается, но насосы могут перегружаться. По этой причине при применении данного способа следует предусмотреть дополнительную мощность и невозможность плавного регулирования производительности. Ещё одним недостатком при таком регулировании является появление гидравлического удара в момент соединения и отсоединения насосов. Этот удар отрицательно влияет на каждую часть нагнетательного трубопровода, который создаёт сопротивление (сужение, поворот, распределение, задвигки и т.д.).

В отличие от этих способов для регулирования работы насосов будет целесообразным применение всестороннего соответствующего электрического способа, т.е. создания в настоящее время электропривода с регулируемой скоростью.

Как известно, применяя для насосов электропривода с регулируемой скоростью, можно обеспечить следующие факторы:

- плавный пуск электропривода;
- недопущение механической перегрузки и этим исключение резкого изменения тока в электрической сети;
- исключение гидравлического удара;
- эффективное использование потребляемой мощности насосного агрегата во всём диапазоне регулирования скорости;
- значение коэффициента мощности электродвигателя приближать к 1,0;
- отдельную и безопасную эксплуатацию.

По сравнению с двигателями постоянного тока и асинхронными двигателями с фазным ротором асинхронные двигатели с короткозамкнутым ротором просты в устройстве и считаются дешевле, а также применяются для машин и механизмов с нерегулируемым электроприводом. Для электропривода насосных установок горных предприятий тоже, как правило, применяются асинхронные двигатели с короткозамкнутым ротором. Регулирование скорости асинхронных двигателей с короткозамкнутым ротором может выполняться несколькими способами, такими как изменение числа пар полюсов, применение регулятора напряжения, посредством трёхфазного магнитного усилителя, импульсное регулирование статорного сопротивления и изменение частоты переменного тока.

Изменение числа пара полюсов считается простым способом, однако при этом используются двигатели специального исполнения, их можно изменять, адаптируя на определённые скорости. При применении регулятора напряжения, посредством трёхфазного магнитного усилителя, импульсное регулирование статорного сопротивления и изменение частоты переменного тока соответственно снижению скорости двигателя в роторе, образуются потери скольжения. Эти потери вызывают дополнительный нагрев двигателя и в соответствии с этим требуется увеличение установленной мощности двигателя.

Для регулирования скорости электроприводов насосных установок можно применять схему асинхронного вентильного каскада. Несмотря на экономичность этой схемы необходимо будет применять асинхронный двигатель с фазным ротором.

Регулирование скорости асинхронных двигателей с короткозамкнутым ротором с изменением частоты переменного тока наряду с вышеуказанными ещё имеет ряд достоинств, таких как плавность

Рахимов А.В.,
старший преподаватель
кафедры «Горная электромеханика» ТашГУ
им. Ислама Каримова



Темиров К.М.,
старший преподаватель
кафедры «Горная электромеханика» ТашГУ
им. Ислама Каримова



Комилов Т.О.,
докторант кафедры
«Горная электромеханика»
ТашГУ им. Ислама Каримова



регулирования скорости, широкий диапазон регулирования скорости, возможность повышения скорости вращения двигателя до номинального значения и выше, при этом регулировочные механические характеристики будут иметь достаточную жёсткость, и двигатель сохраняет высокую перегрузочную способность. Вместе с этим будут отсутствовать потери скольжения ротора, которые уменьшают к.п.д. и требующие повышения мощности двигателя.

Для электроприводов машин и механизмов горных предприятий можно применить два типа существующих в данное время преобразователей частоты.

В непосредственном преобразователе частоты применена трёхфазная мостовая схема и имеются следующие достоинства:

- энергия преобразуется один раз и этим повышается к.п.д.;
- возможность перехода реактивной энергии от двигателя в электрическую сеть и от электрической сети к электродвигателю;
- в результате отсутствия конденсаторов в процессе включения, у тиристоров будет производиться естественное включение.

Вместе с этим имеются некоторые недостатки:

- регулирование выходной частоты ограничено (в пределе 0 – 30% сетевой частоты);
- невысокий коэффициент мощности.

В преобразователях частоты с промежуточным звеном постоянного тока переменный ток посредством выпрямителя преобразуется в постоянный, а затем посредством инвертора постоянный ток преобразуется в переменный и регулируется частота.

Достоинствами преобразователей частоты с промежуточным звеном постоянного тока являются:

- возможность регулирования частоты до сетевой частоты и выше;
- высокий к.п.д., значимое быстродействие, компактность, относительно высокая надёжность;
- простота устройства силовой цепи и схемы управления.

Недостатком является двукратное изменение энергии и невозможность рекуперации энергии в сеть.

Для регулирования скорости электроприводов водоотливных установок такие преобразователи частоты входят в состав устройств регулирования частоты. Наряду с этим может быть применено устройство для плавного пуска.

Устройства регулирования частоты используются для плавного пуска, регулирования скорости (производительности насосов) и остановки электроприводов насосных установок. Плавное регулирование производительности насосов обычно применяется для одного из насосов, входящих в состав насосного агрегата. При недостаточности диапазона регулирования (например, мощность регулируемого двигателя может быть увеличена до максимального значения, но не достигнут требуемый напор), в этом случае соединяется дополнительный насос

и мощность регулируемого насоса далее плавно увеличивается. На приведённой схеме (рис.1) показаны блокировки между выключателями для регулирования только одного насоса в данное время.

Если регулируется скорость насоса Н1, то Q1 отключен и Q4 будет включен. Если регулируется скорость насоса Н2, то Q3 будет отключен и Q5 включен [3].

В Республике Узбекистан на совместном предприятии «Узэлектроаппарат – электроцит» ОАО выпускаются устройства регулирования частоты – регулируемый преобразователь (СЧРП) для управления насосными установками. С использованием этих устройств возможно плавно запускать, а также плавно регулировать скорость вращения в широком диапазоне насосов с асинхронным и синхронным электроприводами. Вместе с этим при применении СЧРП возможно будет производить частотное регулирование производительности (а) и напора насосных установок (Н). В результате уменьшается потребление электроэнергии электроприводами и повышается энергетическая эффективность насосных установок.

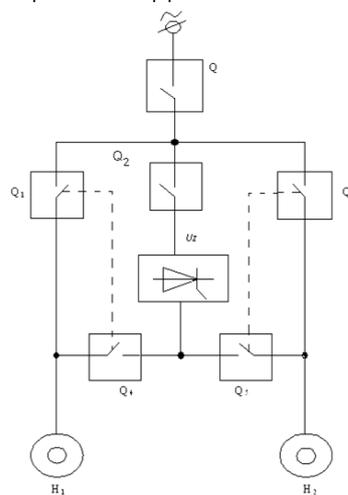


Рис.1. Схема силовой цепи электропривода насосных установок

Осуществление посредством СЧРП плавного запуска и торможения электроприводов насосных установок даёт ряд преимуществ по отношению к нерегулируемому электроприводу:

- уменьшение нагрузки при пуске электроприводов увеличивает их срок службы;
- ресурсы электродвигателей заметно повышаются;
- из-за отсутствия гидравлического удара заметно увеличатся ресурсы насосов, трубопроводов и клапанов, редукторов, подшипников, соединительных муфт и др.;
- увеличится межремонтный период;
- при плавном пуске электроприводов пусковой ток может не превышать номинальный ток электродвигателя, это уменьшает нагрузку аппаратов управления и электрических сетей.

В устройствах СЧРП применена микропроцессорная система управления. Если их на основании соответствующих расчётов использовать для насосных установок горных предприятий, можно достичь высоких показателей энергетической эффективности. В результате этого срок окупаемости сокращается и составляет 1,5 – 3 года [4].

Библиографический список:

1. Пучкова Л.А., Пивняк Г.Г. Электрификация горного производства – М: МГГУ. 2006 г. 103 с.
2. Содиқов А.С., Баратов Б.Н. Турғун машиналари ўқуу қўлланма. -Т: Наврўз 2015 й. 109 с.
3. Петров Д. Регулируемый привод в насосных установках. Журнал «Силовая электроника» - М. 2005г. №4 С. 45-50.
4. СП ОАО «Узэлектроаппарат – электроцит». Каталог продукции - Т.2014 г.

“GORNII VESTNIK UZBEKISTANA”, 2019, №3 (78) pp. 109-110

APPLICATION OF ENERGY-SAVING METHOD FOR ELECTRIC DRIVES OF PUMPING INSTALLATIONS OF MINING ENTERPRISES

- 1Rakhimov A.V.**, Senior Lecturer, Department of Mining Electromechanics, tstu_info@tdtu.uz
1Temirov K.M., Senior Lecturer, Department of Mining Electromechanics, tstu_info@tdtu.uz
1Komilov T.S., doctoral candidate of the department "Mining Electromechanics", tstu_info@tdtu.uz
 1Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Tashkent, Uzbekistan

Abstract

The article considers the application of energy saving methods for electric drives of water treatment plants of mining enterprises. Many mining companies have shown that underground and open mining operations are characterized by high flow of water. In operation of water turbines it is accepted to adjust their operating mode according to the flow of water. To change the speed of fluid flow in a pump, an effective adjustment system with a triangular frequency transformer, an electrically adjusted rotor-coated asynchronous

Keywords: water retention devices, maximum and normal flow of water, adjustment of pump operation, electric method of adjusting the operation of pump equipment, adjustable electrical conductivity.

References

1. Puchkova LA, Pivniak G.G. Electrification of mining production - M: . 2006. 103 p.
2. Sodikov A.S., Baratov B.N. Turғun mashallari uv қўлланма. -Т: Navruz 2015 th. 109 p.
3. Petrov D. Adjustable drive in pumping units. The magazine "Power Electronics" - M. 2005. №4. pp. 45-50.
4. JV ОАО Uzelektroapparat - electrical panel. Product catalog - T.2014.

ИНСОНИЯТ ТАРИХИДА МЕТАЛЛНИНГ ЎРНИ ВА АҲАМИЯТИ

Ilmiy izlanishlar asosida maqolada insoniyat hayotida muhim bo'lgan metallning paydo bo'lishi, ibtidoiy jamiyatda metallurgiyaning kashf etilishi, metallarning mehnat qurollarining jamiyat hayotidagi ahamiyati ta'kidlangan.

Tayanch iboralar: ibtidoiy jamiyat, qadimgi odamlar, mehnat qurollari, metallni rivojlantirish, metallurgiya, mis, bronza va temirdan yasalgan buyumlar.

В статье на основе научных исследований освещены появление металла, имеющего важное значение в жизни человечества, открытие металлургии в первобытном обществе, большая значимость металлических орудий труда в жизни общества.

Ключевые слова: первобытное общество, древние люди, орудия труда, освоение металла, образование металлургии, изделия из меди, бронзы и железа.

Раупов Х.Р.,

Маънавий пропаганда
маркази бошқармаси
НКМК, тарих фанлари
номзоди, доцент



Тарих солномасида инсониятнинг ибтидоий жамоа давридан то цивилизация даврига қадар босиб ўтган минг йиллик йўли бир неча йирик даврларга бўлинади. Мана шу босқичда инсоният яшаш учун курашиб, изчил шаклланиб борган тафаккури билан борлиққа ўз таъсирини ўтказиб борди. Қадимги аждодларимиз минг йиллар давомида аста-секин табиат неъматлари қаторида маъданларни ўзлаштириб боргани бунга мисол. Албатта, бу бирдангина содир бўлгани йўқ. Негаки, ҳаёт тақозоси, яшаш учун кураш, эҳтиёж шуни талаб этарди. Уша даврда ҳар бир сир-синоатни кашф этиш узоқ давом этди. Пировардида инсоният тафаккури ва ақлу заковати билан яратилган кашфиётлар улар ҳаётини тубдан ўзгартирди ва уни янги босқичга олиб чиқди.

Бу борадаги биринчи қадам сифатида археологлар ўрта палеолит даврида (100-40 минг йиллар илгари) оловнинг кашф этилиши ва тош қуролларининг ишлатила бошланиши ҳамда мезолит (12-7 минг йиллар илгари) даврида инсонлар ҳаётида жуда муҳим бўлган буюк кашфиёт, яъни, ўқ-ёйнинг кашф этилиши жуда катта ўзгаришларни бошлаб берганлигини таъкидлашмоқда. Хусусан, англиялик тарихчи Г.В.Чайлд оловнинг кашф этилишидан кейин маҳсулот етиштириш ва ҳайвонларни қўлга ўргатиш орқали доимий озик-овқатга эга бўлиш инсонлар ҳаётидаги муҳим воқеа бўлганлигини алоҳида таъкидлаб ўтади.

Ибтидоий давр, яъни, тош даврининг яна бир ўзига хос хусусияти қадимги одамларнинг ўзлаштириш босқичидан ишлаб чиқариш босқичига ўтиши билан инсоният тарихида оламшумул ўзгаришлар юз берди. Г.Чайлд қадимги шумер маданияти мисолида бу жараёнларни чуқур илмий таҳлил қилган ҳолда, фанга “неолит инқилоби”, деган атамани киритди. Катта ўзгаришларга олиб келган ихтиролар деҳқончилик ва чорвачиликнинг вужудга келишига сабаб бўлди. Бундан ташқари, кулолчилик ва тўқимачилик, уй-жой барпо этишида илк бор қурилиш материалларидан (тош, лойдан ишланган гувала ва гишт, пахса ва х.) фойдаланишга ўтиш, маданий ҳаётда оддий техникавий кашфиётлар, яъни тошни тешиш, силлиқлаш, пардозлаш техникаси ва ниҳоят тоғ-кон саноати, яъни, меҳнат қуроллари ясаш учун сифатли, ишлов беришга қўлай хомашёни излаш ҳамда шахта йўли билан қазиб олиш кашф этилди.

Ибтидоий даврнинг охириги босқичларига келиб, қадимги одамларда меҳнат қуролларини ясаш учун хомашёга бўлган ҳаётий эҳтиёжларни туғдирди ва уларни излаб топиш ва ўзлаштириш бошланди. Инсоният тарихида тош даври энг узоқ давом этган. Хўжалик ҳаётида тошдан ясалган меҳнат қуроллари муҳим ўрин эгалаган бўлсада, уни юқори босқичга олиб чиқа олмади. Аммо қадимги одамлар хўжалик ҳаётидаги ҳақиқий туб бурилиш ҳали олдинда эди.

Қадимги даврда металлнинг кашф этилиши ибтидоий жамият ҳаётида кескин иқтисодий ва ижтимоий ўзгаришларга олиб келди. Дастлаб мис ва бронза, кейинчалик темирнинг кашф этилиши ўша давр хўжалиги ривожланишида муҳим роль ўйнади. Бу жараённи америкалик машҳур этнограф Г.Л.Морганнинг “Қадимги одам аста-секин илгариллаб, бирин-кетин табиий металлларни кашф этган ҳолда, уларни металл эритиш қозонлари (тигел)да эритиб турлича шаклларда қўйишни ўрганганида, бронзани яратганида ва ниҳоят тафаккур кучи билан печни (горн) ихтиро қилиб маъдандан темирни ажрати олганида-цивилизация учун курашининг ўндан тўққиз қисми эгалланган” дея образли қилиб тасвирлаган эди.

Ибтидоий хўжалик эҳтиёжлари тош давридаёқ одамларни чақмоқтош ва бошқа тошлардан ҳам яхшироқ бўлган хомашё қидириб топишга ундаган. Инсоният тарихида металлнинг кашф этилиши ва хўжалик ҳаётига кириб бориши ўша давр жамияти тараққиёти учун жуда катта аҳамиятга эга бўлди.

Негаки, металлнинг кашф этилиши натижасида меҳнат ва ов қуролларининг одамлар хўжалик ҳаётига кириб келиши билан меҳнат унумдорлиги кескин ошди, янги ҳунармандчилик турларининг вужудга келишига замин яратилди. Металл энгил ва мустаҳкам ғилдиракларнинг тайёрланишига асос бўлди. Бу эса, ўз навбатида транспорт ва кулолчиликда, жўн тўқиш ва тўқимачилик,

баланд ерларга сув чиқариш ва конлардан маданларни қазиб олишда юқорига кўтарувчи асбоб-усуналарнинг яратилишига олиб келди.

Тарихчи олимларнинг фикрича, мис, бронза ва темирнинг пайдо бўлиши ибтидоий жамиятда ишлаб чиқаришда катта ўзгаришларни бошлаб берди. Ҳунармандчиликнинг махсус тармоқларга ажралиб, маҳсулот айирбошлашнинг кенгайиши натижасида қадимги шаҳар ва қишлоқларнинг ривожланишига, деҳқон ва чорвадорлар турмуш тарзининг тубдан ўзгаришига олиб келди. Металлдан тайёрланган меҳнат қуролларининг пайдо бўлиши натижасида янгиликларнинг ҳудудларга кенг тарқалиши бошланган.

Олимларнинг таъкидлашларича, мис ва қалай кўп бўлган ҳудудларда яшаган қадимги одамлар тош қуроллари учун зарур тошларни излаш жараёнида улар табиий металллар билан ҳам “танишганлар”. Табиий мис конлари бугунги кунда ҳам Кичик Осиё, Ҳинди-Хитой, Олтой ва Америкада ҳам мавжуддир. Ҳозирги кунда ҳам мис конларида бир неча килограммик табиий мис парчалари учраб туради. АҚШнинг Кьюсиноу ярим оролида 500 граммлик энг йирик табиий мис бўлаги топилганлиги бунинг исботидир. Қалай ва рух Эрон ва Араб мамлакатларида кўп учрайди. Европада қадимги мис конлари Испания, Франция, Австрия, Венгрия ва Англияда топилган. Мис ва қалай Жанубий Хитойда ва Шимолий Ветнамда ҳам маълум бўлган. Бронза асрига оид йирик металлургия марказлари Кавказда, Уралда, Қозоғистонда ва Иртишбўйи ва Енисей ҳавзасида ҳам топилган.

Одамзод аста-секин металлдан ўз хўжалиги учун зарур қуролар яратишни бошлади. Археологлар томонидан ўрганилган маконлардан дастлабки металл қуроллардан болта, болға, тўқмоқ, пичоқ, ханжар, қилич, пайкон кабилари топилгани бунинг исботидир.

Қадимги давр металлурглари юқори ҳароратда маъдандан металлни ажрати олишлари учун хумдонда махсус мосламадан оловни пурқаш орқали ҳаво босимини юбориш йўли билан олишлари мумкинлигини ўз амалиётларида исботлашган. Бу технология дастлаб ўша даврда кулолчилик буюмларини ишлаб чиқаришда кенг тарқалган хумдонларда қўлланилган эди. Шундай қилиб, одамлар кулолчилик буюмларини ишлаб чиқариш жараёнида бу усул билан таниш эдилар.

Дастлабки металл буюмлари мезолитнинг охирида ва илк неолит даврларда одамларнинг ҳаётига кириб келди. Одамлар биринчи бўлиб мисни маъдандан ажрати олишди. Маълумотларга кўра, мазкур жараён бундан 10 минг йил илгари содир бўлган. Энг қадимда мисдан ясалган буюмлар- турли тақинчоқлар ва бошқа маҳсулотлар Кичик Осиёнинг милоддан аввалги VIII минг йилликнинг охири ва VII минг йилликларнинг бошларига оид Чатал Хююк ва Чейнюк тепаликлари (ҳозирги Туркия ҳудуди)да топилганлиги бунинг далилидир.

Евроосиё минтақасида эса милоддан аввалги V минг йилликда металлургия тез ривожланди. Бунга Болқон ярим оролининг шимоли ва Карпат ҳудудида топилган қадимги металлурглари маконларидан билиш мумкин. Қадимги мис конлари Месопотомия, Испания ҳудудларидан ҳам топилган. Антик даврда эса Кипр ороли йирик мис қазиб олинадиган марказлардан бирига айланган. Олимларнинг олиб борган тадқиқотларига кўра, мисни еростида яъни шахта усулида қазиб олиш милоддан аввалги IV минг йилликлардан бошланган. Конларнинг чуқурлиги 30 метргача бўлган.

Бу жараёнлар Ўрта Осиё ҳудудларида қандай кечган? Олимларнинг таъкидлашларича, ҳудуддаги фойдали қазилмалар ва уларнинг жойлашиши хусусиятларидан келиб чиқиб, қадимги одамлар неолит давридаёқ (VI-IV минг йиллар илгари) табиий мис, олтин ва темир тош (метероит темир) каби металлларга дуч келишган. Демак, милоддан аввалги IV минг йилликдан оқончилик ишлаб чиқаришида янги давр- металлургиянинг даври бошланган.

Миллоддан аввалги III минг йилликнинг охири ва II минг йилликнинг бошларида Ўрта Осиёда давом этган минтақавий ривожланишнинг характери ва улар ўртасидаги ҳудудий чегаралар доираси ўзгарди. Масалан, қадимги деҳқончилик ҳудудлари кенгайиб борди. Ўрта Осиёнинг жанубий-ғарбида неолит даврида ташкил топган деҳқон жамоаларининг янгидан-янги манзилгоҳлари энеолит даврига келганда нафақат Копетдоғ ёнбағирларига кенг ёйилди, балки бу ҳодиса Зарафшон водийсида ҳам юз берди. Жумладан, Юқори Зарафшон воҳасидаги сўнгги энеолит ва бронза даври ёдгорлиги—Саразм ана шу ўзгаришлардан бири эди.

Археолог олимларнинг олиб борган тадқиқотлари натижасида маълум бўлдики, Саразм ёдгорлиги нафақат Зарафшон воҳасидаги қадимги деҳқончилик маданиятининг ноёб манзилгоҳи, балки Ўрта Осиё минтақасида йирик металлургия маркази сифатида машҳур бўлган. Саразм металлургиялари сўнгги энеолит ва илк бронза даврида (Саразм II ва III) меҳнат қуролларини ишлаб чиқариш ҳамда руда қазийш ва эритиш, металл хомашёси билан савдо қилишда катта ютуқларга эришган.

Тадқиқотларга кўра, Саразм IV даврида металлургия устaxonалари металл хомашёси ва металл буюмлар ишлаб чиқариши кенгайтирилган. Саразм нафақат теварак-атрофдаги ҳудудларни, балки бутун Ўрта Шарқ минтақаларини металл предметлари ва металл хомашёси билан таъминловчи марказга айланган. Бу даврда тош билан бир қаторда металлдан ҳам турли хил меҳнат қуроллари, уй-анжом асбоблари ясаш давом этди ва уларнинг турлари янада кўпайди. Бу давр металлургия усталари томонидан жанговар ҳарбий қуроллар: болта ва пайконлар, дастали бронза кўзгулари, уруғ жамоаси сардорининг ҳукмдорлик ҳассаси (асо), турли хил шакллар кўринишида ясалган муҳр ва тош гурзилар тайёрланган. Археологлар томонидан топилган металл муҳрлар коллекциясида терракотадан ясалган муҳрнинг ҳам борлиги жуда муҳим аҳамиятга эга.

Олимлар маълумотига кўра, буларнинг ҳаммаси бир томондан маҳаллий мис ва кўрғошин хомашёсига асосланган металл ишлаб чиқариш хунармандчилигининг саразм ривожланаётганлигини кўрсатса, иккинчи томондан, Саразм металлургияларининг Қадимги Шарқ цивилизация ўчоқлари ва Ўрта Осиёнинг шимолий ва шимолий-шарқий минтақаси дашт қабилалари (Тозабог'ёб ва Андрoнова маданияти соҳиблари) билан иқтисодий савдо муносабатлари тобора кенгайиб бораётганлигини кўрсатади. Юқори Зарафшон тоғ тизмаларидан топилган олтин, қумуш, мис, кўрғошин, симоб, қалай ва феруза конлари бундан далolat беради.

Зарафшон сув йўллари эса Саразм металлургияларини ушбу тоғ конлари билан осон боғлашларига кенг имкониятлар берган. Маҳаллий маъдан конларининг мавжудлиги Саразмда металлургия саноатининг профессионал даражада ихтисослашувига олиб келган, яъни янгидан-янги маъдан конларини қидириш, хомашёларни ташиш, металл эритиш, ёмбилар қуйиш ва металлдан турли хил меҳнат қуроллари, уй-рўзгор анжомларини ясаш профессионал даражага кўтарилган. Саразмда оғирлиги 10 килограммга яқин кўрғошин ёмбисининг топиллиши саразмликларнинг металл экспорти билан ҳам шуғулланганлигини билдиради. Мазкур жойда топилган металл предметларнинг сони 150 тадан кўпроқ бўлиб, улар орасида бронза пичоқлар, ханжар ва болталар, пайкон ва муҳрлар, олтин ва қумушдан ишланган тақинчоқ-безаклардан ташқари, бевосита ишлаб чиқариш билан боғлиқ бўлган металл эритиш қозонлари (тигеллар), асбобу анжом қуйиш қолиплари, металл эритиш қўралари, маъдандан ажратиб олинган ёмби-хомашёлар кўплаб топилган. Буларнинг барчаси Саразмда энеолит ва бронза даврида яхшигина металлургия маркази таркиб топлангидан далolat беради.

Библиографический список:

1. Г. В. Чайлд. Древнейший Восток в свете новых раскопок. Москва.: 1956. - С. 55.
2. Карл Бакс. Богатства земных недр. "Прогресс", М., 1986, - С. 14.
3. Массон В. М. Первые цивилизации. Л., 1989, - С. 34-36. Қаранг: Ю. С. Карабасов и другие. Металлургия и время. Энциклопедия. Том 1. - М.: МИСиС. 2011. - С. 23.
4. Д. Жўракулова. Зарафшон ҳавзасининг ибтидоий давр тарихи. Самарқанд, 2015, 61 б.

"GORNII VESTNIK UZBEKISTANA", 2019, №3 (78) pp. 111-112

THE ROLE AND IMPORTANCE OF METAL IN THE HISTORY OF MANKIND

¹Raupov X.R., Head of the spiritual propaganda center, Candidate of Historical Sciences, Associate Professor, info@ngmk.uz

¹Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Navoi, Uzbekistan,

Abstract

The article on the basis of scientific research highlights the emergence of a metal that is important in the life of mankind, the discovery of metallurgy in primitive society, the great significance of metal tools of labor in the life of society.

Keywords: primitive society, ancient people, tools, metal development, metallurgy, copper, bronze and iron products.

References

1. G. V. Child. The most ancient East in the light of new excavations. Moscow: 1956, - pp. 55.
2. Karl Bucks. The wealth of the earth's interior. "Progress", M., 1986, - pp. 14
3. Masson V.M. The first civilizations. L., 1989, - С. 34-36. Қаранг: Yu. S. Karabasov and others. Metallurgy and time. Encyclopedia. Volume 1. - M.: MISiS. 2011.-pp. 23.
4. D. Zhurakulova. Zarafshon х havzasining ibtidoi davr tarixi. Samargand, 2015, 61 p.



ПЕСОК ФОРМОВОЧНЫЙ, КВАРЦЕВЫЙ ПЕСОК, ПЕСОК ФОРМОВОЧНЫЙ НЕ ГРОХОЧЕННЫЙ (СЫРЕЦ), БУТОВЫЙ КАМЕНЬ, ВЫСЕВКА, ИЗВЕСТЬ НЕГАШЕНАЯ (70% АКТИВНОСТЬЮ CaO+MgO), ЩЕБЕНЬ

Лабораторными и полупромышленными испытаниями установлена пригодность кварцевых песков в качестве: формовочного материала при производстве мелкого и среднего стального и чугунного литья; сырья для изделий тонкой строительной керамики и высоковольтного электро-технического фарфора; сырья для производства оконного и бутылочного стекла; заправочного материала для электропечей.



НГМК

Центральное рудоуправление
тел: (0 436) 577 03 36
e-mail: u.uktamov@cru.ngmk.uz



SmartROC CL – качественные скважины в самых тяжёлых геологических условиях

epiroc.com