

Ўзбекистон

ISSN 2181-7383

KONCHILIK XABARNOMASI

2

№ 85

ILMIY-TEXNIK VA ISHLAB CHIQRISH JURNALI

Апрел - Iyun 2021

НАУЧНО - ТЕХНИЧЕСКИЙ И ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ ЖУРНАЛ

ГОРНЫЙ ВЕСТНИК

УЗБЕКИСТАНА

Ўзбекистон
KONCHILIK XABARNOMASI
ГОРНЫЙ ВЕСТНИК Узбекистана № 2 (85) Апрель-Июнь 2021



ИННОВАЦИЯ ДЛЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

normet
NORMET.COM

Серия –L в производственной линейке Normet обладает высокой производительностью и надежностью для самых тяжелых условий работ в шахтах и тоннелях.

- > Минимальный выброс выхлопных газов – чистый воздух в выработках
- > Новая усовершенствованная кабина с лучшим обзором и эргономичностью
- > Увеличенная мощность ДВС и других узлов для высокой производительности

Utimec LF 130 Material Regular

Utimec LF 130 Material Flat

Utimec LF 1000 Water

Utimec LF 1000 Fuel

Utimec LF 090 Dumper

Multimec LF 100

Utimec LF 700 Transmixer

Utimec LF 700 Agitator

Utimec LF 600 Transmixer

Utimec LF 600 Agitator

Utimec LF 500 Transmixer

Spraymec LF 050 VC



СООБЩИТЕ НАМ СВОИ ПОТРЕБНОСТИ!

Normet International Ltd.

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

Тел.: +998 93 390 0799

Факс: +998 78 140 92 92

O'zbekiston KONCHILIK XABARNOMASI

ILMIY-TEXNIK VA ISHLAB CHIQUARISH JURNALI

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

Ta'sischi:

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

Moliyaviy qo'llab quvvatlovchilar:

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

Bosh muharrir:

U.Z. Sharafutdinov

Bosh muharrir o'rinbosari:

Sh.Sh. Alikulov

Texnik va badiiy muharrir:

F.Yu. Zairova

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

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

Jurnaldan ko'chirib bosilganda manba qayd etilishi shart

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

Tahririyat manzili:

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

E-mail: Y. Sodikova@ngmk.uz, U. Sharafutdinov@ngmk.uz

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

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

F.Yu. Zairova

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

U.Z. Sharafutdinov

Chop qilindi:

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

Nashr etishga 06.06.2021 y. imzolandi

A3 formatda. Adadi 150 nusxa

© O'zbekiston konchilik xabarnomasi 2021

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

Учредители:

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

При финансовой поддержке:

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

Главный редактор:

Шарафутдинов У.З.

Зам. главного редактора:

Аликулов Ш.Ш.

Технический и художественный редактор:

Заирова Ф.Ю.

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

Журнал зарегистрирован в Узбекском Агентстве по печати и информации. Регистрационное свидетельство за № 0033 от 13 декабря 2006 г. ISSN 2181-7383 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: Y. Sodikova@ngmk.uz, U. Sharafutdinov@ngmk.uz

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

Обложка, дизайн, компьютерная вёрстка:

Заирова Ф.Ю.

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 06.06.2021 г.

Формат А3. Тираж 150 экз.

© Горный вестник Узбекистана 2021

ISSN 2181-7383



4 780010 201746 >

MUNDARIJA / ОГЛАВЛЕНИЕ

GEOTEKNOLOGIYA / GEOTEKNOLOGIYA

- Гаибназаров С.Б., Алиев Б.А. Разработка эффективных стабилизаторов к буровым растворам на основе вторичных ресурсов.....
- Жабборов О.И., Куролов А.А., Тухташев А.Б. Определение качества и количества добываемой руды при изменении высоты добычного уступа при отработке мелкомасштабных месторождений.....
- Таджиев Ш.Т., Кобилов О.С., Бахриддинов Ш.Б. Определение минимальной длины и ширины карьерного поля при разработке горизонтальных пластовых месторождений.....
- Разыков З.А., Мирбобоев Ш.Ж. Прогнозирование процессов обводнения газовых залежей и скважин на базе функции переходных процессов и гидродинамических моделей.....
- Петухов О.Ф., Курбанов М.А., Ахадов Х.Р., Халимов И.У. Классификации урановых месторождений отрабатываемых методом подземного выщелачивания.....

GEOLOGIYA / GEOLOGIYA

- Мирходжаев Б.И., Турсебеков А.Х., Ахадов Х.Р., Каландаров С.М. Геолого-структурные условия локализации и особенности вещественного состава уран-редкометалльного оруденения месторождения Кетменчи (Зирабулак – Зиёвуддинский горно-рудный район).....
- Ярбобоев Т.Н., Очилов И.С., Султонов Ш.А. Типизация апокарбонатного золотого оруденения Чакылкалянского мегаблока.....
- Зиёмов Б.З., Турапов М.К. К вопросу о современной геодинамике платформенных областей Центрально-Азиатского складчатого пояса (на примере Дехканабадского прогиба).....
- Фатхуллаева З.М., Турапов М.К. Геодинамическая обстановка рудообразования и формирования структурных позиций.....
- Мойлиев М.Ш., Карабаев М.С., Бобоёров Х.А. Марказий Букантов оксидланган маъданларнинг минерал таркиби ва шаклланиш хусусиятлари.....
- Турамурадов И.Б., Бекчанов Ж.И., Ризаев М.М., Тошпулатов Ш.Т. Минерально-сырьевая база никеля в мире. Перспективы выявления месторождений никеля в Узбекистане.....
- Хакимов Ш.И., Тошкулов Н.У., Хамзаев С. Выбор и обоснование схем доставки и транспортировки горной массы при использовании подземных погрузочно-доставочных и транспортных машин.....
- Хасанов А.Р., Садиков И.Ю., Фарманов О.Э. Исследование естественного поля напряжений при моделировании тектонических блоков на рудных месторождениях.....

BOYITISH VA METALLURGIYA / БОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

- Аброров А.С., Улугов Г.Д., Кувончева М.Р. Влияние лазерной обработки дисковой пилы волоконнооптической машины на микротвердость стали У8Г.....
- Санакулов К.С., Петухов О.Ф., Руднев С.В. Обогащение уран-ванадиевых руд черносланцевого типа.....
- Донияров Н.А., Тагаев И.А., Асроров А.А., Муродов И.Н. Изменчивость формы и размера франколитовых зерен и кальцита в фосфоритовых шламах кызылкумского фосфоритного комбината после кислотной обработки.....
- Толипов Н.У., Косимов М.О., Аскарлов А.М. Современное состояние и повышение эффективности сырьевой базы медного производства Узбекистана.....
- Тилабов Б.К., Мухамедов А.А., Нормуродов У.Э. Исследование износостойкости поверхностных покрытий литых деталей различных машин и оборудования.....
- Абдуллаев К.С., Рахманов У.Ж., Улугов Г.Д. Исследование структуры экономнолегированного белого чугуна ИЧХ29НЛ.....
- Куролов А.А., Идрисов М.А., Файзиллаев М.Ф., Шарипов Л.О. Исследование технологической схемы отработки техногенных образований.....
- Холмуродов Б.О., Джураева М.Ш. Основные факторы обогатимости руд месторождений РУ «ГМЗ-1».....

ILMIY-LABORATORIYA IZLANISHLARI / НАУЧНО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИЗЫСКАНИЯ

- 4 Нурматов Ж.Т., Сатторов Л.Х., Курбанов А.А., Жиянов А.Б. Взаимодействие рабочих элементов тормозного механизма буровой лебедки в режиме торможения..... 85
- 8 Худайбердиев О. Ж., Карабекян С. Х., Норов Г. М., Жумабоев Э.О. Математическое моделирование процесса гололедообразования и вычисление массы льда на линиях электрических проводов..... 88
- 11 Тошов Ж.Б., Санакулов Р.Б., Баратов Б.Н. Анализ и исследование показателей передаточного отношения шарошечных долот..... 91
- 13 Жураев И.И., Мухиддинов Б.Ф., Жураев Ш.Т., Джамалов Ж.К. Исследование термических свойств композиций поливинилхлорида с низкомолекулярным полиэтиленом..... 96
- 16 Собиров Т. О., Султонов А. Н., Бобокулов А. Н. Усовершенствование ремонта вала поворота экскаваторов ЭКГ-5А и ЭКГ-10..... 99
- Курбанов М.А., Ганиева Д.С., Утаев С.М., Мирзакулова Г.Ф. Исследование в области технологии экстракционного концентрирования рения из десорбатов..... 101
- 22 Рузиев Н.Р. Физико-химические аспекты формирования композитов при твердении сульфогеррита кальция и низкотемпературного цемента на его основе..... 104
- 26 Шарафутдинов У.З., Ражаббоев И.М., Дониёв Ф.Ф., Остонова Ф.И. Uranni yer ostida tanlab eritishda qo'llaniladigan qatronlarga past haroratni ta'sirini tadqiq qilish..... 108
- 33 Самадов А.У., Шоназарова Ш.И., Жалолов Б.А., Абдугапарова С.Р. Изучение состава лежалых хвостов Чадакской золото-извлекательной фабрики АО «Алмалыкский ГМК»..... 111
- Нарзуллаев Ж.Н., Мякота С.В., Мажидова И.И. Исследование смешанной золото-содержащей руды месторождения «Аристантау», характерные критерии её упорности..... 113
- 39 Равшанов А.Ф. Повышение эффективности функционирования автомобильно-конвейерного транспорта при разработке глубоких сложно-структурных месторождений..... 116

ELEKTROENERGETIKA / ЭЛЕКТРОЭНЕРГЕТИКА

- 50 Товбоев А.Н., Сафаров З.Н., Жумаев З., Тогаев И.Б. 6-10 кВт кучланишли феррорезонансли занжирларда электр энергияси ва кувват исрофининг кундаланг ва буйлама компенсациялаш буйича тахлили..... 120
- 54 Атауллаев Н.О., Идиева А.А., Мухаммадиев Б.К. Vertikal o'qli shamol generatorlarining O'zbekiston sharoitida qo'llash..... 124

- Баранова М.П., Холбоев Г.О., Хамидов А.А., Расулова Б.И. Составление математических моделей для систем электроснабжения на высоковольтных распределительных устройствах, оснащенных защитой минимального напряжения 126

EKOLOGIYA / ЭКОЛОГИЯ

- 60 Воробьев А.Е., Абдурахмонов Г.А. Характеристика отвалов и хвостохранилищ урановых рудников Кыргызстана и возможности их утилизации и рекультивации..... 129

MA'LUMOT / ИНФОРМАЦИЯ

- 64 Рыспанов Нурлан Бектасович 60 лет..... 134
- 67 Изданная литература специалистов НГМК..... 135

REKLAMA / РЕКЛАМА

- 72 На обложке:
«Normet international LTD»
- 76 «INTERTECH Process Technology»
«Epicos»В тексте ПО «НМЗ» НГМК
- 78
- 81

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: **Sharafutdinov U.Z.**

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

Technical and art editor: **Zairova F.Yu.**

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

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

At a reprint of materials reference to the journal is required

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

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

Tel. +99893 521-78-39

E-mail: U.Sharafutdinov@ngmk.uz, Y.Sodikova@ngmk.uz

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

Indexing: Ulrich's Periodicals Directory

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

Tel. +99879 227-75-56

CONTENTS

GEOTECHNOLOGY

- Gaibnazarov S.B., Aliev B.A.** Development of effective stabilizers for drilling solutions based on secondary resources..... 4
- Zhabborov O.I., Kurolov A.A., Tukhtashev A.B.** Determination of the quality and quantity of mined ore when changing the height of the mining step during the mining of small-scale deposits..... 8
- Razykov Z.A., Mirboboev Sh.Zh.** Prediction of watering processes for gas beds and wells based on transition functions and hydrodynamic models 13

GEOLOGY

- Mirkhodjaev B.I., Turesebekov A.H., Akhadov X.R., Kalendarov S.M.** Geological and structural conditions of localization and peculiarities of the material composition of the uranium-rare-metal minerality of the Ketmonchi deposit (Zirabulak – Ziyovuddin mountain-ore district)..... 22
- Turamuratov I.B., Bekchanov Zh.I., Rizaev M.M., Toshpulatov Sh.T.** Mineral raw materials base of nickel in the world. Prospects for detecting nickel deposits in Uzbekistan..... 43
- Khakimov Sh.I., Toshkulov N.U., Khamzaev S.** Selection and justification of schemes for delivery and transportation of mining mass when using underground loading and delivery and transport machines..... 50

MINERAL PROCESSING

- Sanakulov K.S., Petukhov O.F., Rudnev S.V.** Enrichment of uranium - vanadium ore of black-shale type..... 60
- Doniyarov N.A., Tagaev I.A., Asrorov A.A., Murodov I.N.** Variability of the form and size of francolite grain and calcite in phosphorite sludge of the kyzylkum phosphorite plant after acid treatment..... 64
- Tolipov N.U., Kosimov M.O., Askarov A.M.,** The current state and increasing the efficiency of the raw materials base of the copper production of Uzbekistan..... 67
- Kurolov A. A., Idrisov M.A., Fayzillaev M. F., Sharipov L.O.** Research of the technological scheme of processing technogenic formations..... 78

SCIENTIFIC AND LABORATORY RESEARCH

- Kurbanov M.A., Ganieva D.S., Utaev S.M., Mirzakulova G.F.** Research in the field of technology of extraction concentration of rhenium from desorbats..... 101

ECOLOGY

- Vorobyov A.E., Abdurakhmonov G.A.** Characteristics of dumps and tailings of uranium mines of Kyrgyzstan and possibilities of their disposal and reclamation..... 129

РАЗРАБОТКА ЭФФЕКТИВНЫХ СТАБИЛИЗАТОРОВ К БУРОВЫМ РАСТВОРАМ НА ОСНОВЕ ВТОРИЧНЫХ РЕСУРСОВ



Гаибназаров С.Б.,
декан факультета
«Горное дело и Металлургия»
ТашГТУ им. Ислама Каримова,
PhD., доцент



Алиев Б.А.,
профессор кафедры
«Экология» ТашГТУ
им. Ислама Каримова, д.т.н.

Respublikamiz kimyo sanoati korxonalarida chiqindilari asosida burg'lash suyuqliklarining yangi stabilizatorlarini sintez qilish va amaliy qo'llash imkoniyatlari o'rganilgan. Tayyorlangan yangi stabilizatorlarni amaliy qo'llashning o'ziga xos yo'nalishlari ko'rsatilgan.

Tayanch iboralar: stabilizator, burg'lash eritmasi, toksiklik, qovushqoqlik, zichlik, disperslik, burg'ulash, kollektor, quduq..

Исследованы возможности синтеза и практического применения новых стабилизаторов буровых растворов на основе отходов химических предприятий нашей республики. Показаны конкретные области практического применения разработанных новых стабилизаторов.

Ключевые слова: стабилизатор, буровой раствор, токсичность, вязкость, плотность, дисперсность, бурение, коллектор, скважина.

В последнее время все большее внимание уделяется проблеме создания новых, высокоэффективных и доступных буровых растворов, т.к. в основном большинство компонентов и модификаторов буровых растворов завозится из зарубежья, они дорогие, труднодоступные, не устойчивые к климатическим условиям Центральной Азии, и в некоторых случаях токсичные и вредные для окружающей среды. Основными и общими технологическими функциями буровых растворов являются очистка забоя и ствола скважин от шлама, охлаждение породоразрушающего инструмента. Буровые растворы должны выполнять и специфические функции, такие как предотвращение обвалообразований, водо-, газо-, нефтепроявлений и поглощений в скважинах. Для предупреждения обвалообразований раствор должен не уменьшать, а по возможности увеличивать силы сцепления в породах. Чтобы сохранить устойчивость ствола, предотвратить выбросы пластовых флюидов и поглощение, раствор должен иметь, прежде всего требуемую плотность. Раствор должен быть стабильным, т.е. сохранять заданные свойства при воздействии различных факторов. Реагенты-стабилизаторы предназначены в основном для снижения фильтрации и вязкости бурового раствора. Это органические соединения, обладающие высокой гидрофильностью и растворимостью в воде. Известны реагенты-стабилизаторы на основе целлюлозы (карбоксиметилцеллюлоза, карбаминол, карбофен), лигносульфонатов, лигнина, полифенолов, акриловых полимеров, биополимеров, натриевых и калиевых солей гуминовых кислот, крахмалов (технический крахмал, модифицированный крахмал) [1].

Для улучшения очистки забоя на практике увеличивают вязкость бурового раствора или его подачу к забою через насадки долота.

Целью настоящей работы является разработка новых высокоэффективных и доступных стабилизаторов буровых растворов на основе местных и вторичных сырьевых ресурсов Республики Узбекистан.

В научных исследованиях были применены современные и высокоэффективные методы анализа стабилизаторов и буровых растворов на их основе. Такие как, реометрия для определения реологических свойств буровых растворов, пикнометрия для определения плотности компонентов раствора, вискозиметрия, для определения вязкости буровых растворов, элементный анализ, ИК- и ЯМР-спектроскопия, для идентификации состава и строения стабилизаторов и др. [2-4]. СВЧ-модификацию образцов проводили на СВЧ-

излучателе фирмы «MODI». В качестве объекта исследований были применены отходы химических предприятий нашей республики, такие как: фосфогипс, отход АО «Махам-Аммофос», отход известняка, образующийся в огромном количестве на АО «Ферганаазот», а также промышленные буровые растворы. Определение показателя токсичности проводили газохроматографическим и аналитическим методом по ШНК 2.01.02-04.

В настоящее время остро стоит проблема создания новых, высокоэффективных и доступных буровых растворов, т.к. буровые растворы выполняют функции, которые определяют не только успешность и скорость бурения, но и ввод скважины в эксплуатацию с максимальной продуктивностью. Кроме того, применяющиеся буровые растворы являются труднодоступными, дорогими, многокомпонентными, и в некоторых случаях токсичными и вредными для экосистемы и окружающей среды в целом.

Основной функцией бурового раствора является также очистка забоя от разрушенной долотом породы и вынос шлама из скважины. Чем быстрее удаляются потоком бурового раствора осколки породы с забоя, тем эффективнее работает долото. Требование удалять шлам с забоя - обязательное, так как в противном случае невозможно обеспечить углубление ствола скважины. Для улучшения очистки забоя на практике увеличивают вязкость бурового раствора или его подачу к забою через насадки долота. Наиболее предпочтителен второй метод, так как увеличение вязкости раствора сопровождается снижением скорости бурения и ростом энергетических затрат. Однако и второй метод в каждом конкретном случае требует технико-экономического обоснования, так как при повышении скорости циркуляции интенсифицируется размыв стенок ствола, в результате чего увеличивается количество шлама в буровом растворе, растет каверзность ствола. Эти отрицательные явления приводят к снижению эффективности работы оборудования для очистки буровых растворов, увеличению затрат на ремонт насосов и вертлюгов, перерасходу материалов на приготовление и обработку буровых растворов, излишним энергетическим затратам, ухудшению качества крепления скважин. Таким образом, величина подачи бурового раствора к забою скважины должна иметь технико-экономическое обоснование в соответствии с конкретными геолого-техническими условиями бурения и выбираться в оптимальных пределах. Обязательное требование к процессу промывки

скважин - выполнение функции транспортирования шлама на дневную поверхность. Очевидно, чем выше скорость циркуляции, плотность и вязкость бурового раствора, тем более интенсивно осуществляется гидротранспорт шлама от забоя на дневную поверхность. Поэтому регулировать скорость выноса шлама из скважины можно, изменяя подачу насосов, плотность и вязкость бурового раствора. Но с увеличением вязкости и плотности раствора ухудшаются условия работы долота, возрастает гидростатическое и гидродинамическое давление на пласты, что может привести к поглощениям бурового раствора, другим осложнениям и даже авариям. Несколько безопасней интенсифицировать гидротранспорт шлама на дневную поверхность, повышая скорость циркуляции в кольцевом пространстве. Однако и скорость циркуляции должна быть ограничена сверху, чтобы избежать размыва ствола, больших потерь напора, значительного превышения гидродинамического давления в скважине над гидростатическим. Практические данные о скоростях и стоимости бурения скважин показывают, что существует некоторое оптимальное значение скорости циркуляции, при котором данный раствор в конкретных условиях удовлетворительно выносит шлам на дневную поверхность и не наблюдается его накопления в скважине до концентраций, затрудняющих процесс бурения. Таким образом, для удовлетворительной очистки ствола скважины от шлама должно быть выбрано оптимальное соотношение компонентов бурового раствора, разумная подача раствора буровыми насосами, плотностью и показателями реологических свойств раствора.

Общеизвестно, что основной параметр, обеспечивающий компенсацию пластового давления на границе со скважиной, – плотность бурового раствора, по мере увеличения которой безопасность проходки, как правило, повышается. В то же время, с ростом плотности увеличивается дифференциальное давление на забое, повышается концентрация твердой фазы в буровом растворе, что может привести к заметному падению механической скорости проходки скважины и загрязнению продуктивных горизонтов. Следовательно, плотность бурового раствора должна быть такой, чтобы совместно с другими технологическими факторами и приемами можно было обеспечить достаточное противодавление на проходимые пласты, но в то же время она не должна заметно ухудшать условия работы долота и эксплуатационные характеристики продуктивных горизонтов. Иными словами, в каждом конкретном случае должно выбираться оптимальное значение плотности бурового раствора. Плотность также является одним из основных факторов, обеспечивающих устойчивость стенок скважины. С ее увеличением интенсивность осыпей и обвалов ствола, как правило, уменьшается, однако при этом становится все более опасным другой вид осложнений - поглощения бурового раствора. Поэтому на практике для повышения устойчивости стенок скважины регулируют одновременно плотность, показатель фильтрации, соленость бурового раствора с целью уменьшения степени проникновения фильтра бурового раствора в поры породы за счет фильтрации, осмоса и др. Однако осыпи - такой вид осложнений, которые обычно развиваются медленно и не всегда, заметно препятствуют процессу бурения. В связи с этим, в некоторых случаях экономически целесообразно отказаться от сложных химических обработок и утяжеления бурового раствора в ущерб устойчивости ствола. При этом сохраняются высокие скорости проходки и не тратится много времени на вспомогательные работы. Следовательно, для предупреждения осыпей и обвалов стенок скважины с учетом возможности возникновения других видов осложнений и обеспечения высоких скоростей проходки ствола необходимо комплексно подходить к выбору оптимальной величины плотности. Важное технологическое качество бурового раствора - удержание находящегося в нем частиц во взвешенном состоянии, особенно в перерывах циркуляции. При улучшении реологических характеристик бурового раствора его удерживающая способность повышается. Однако при этом возрастают энергетические затраты и затраты времени на циркуляцию, возникают значительные колебания давления в скважине при спускоподъемных операциях, что может стать причиной возникновения различных осложнений

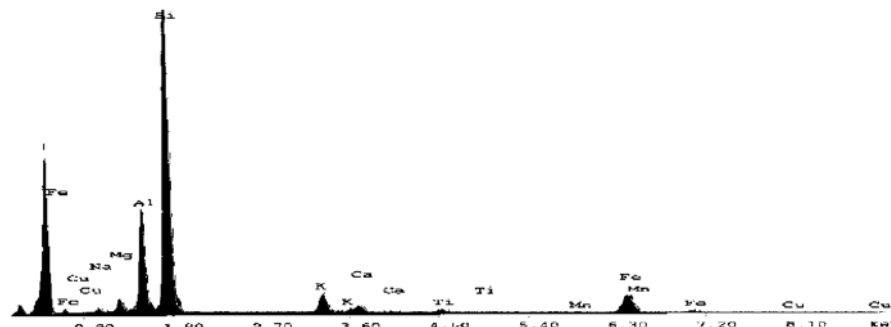


Рис. 1. Химический состав навбахорской глины, содержащий фосфогипс

В этом аспекте нами были проведены исследования по разработке новых высокоэффективных, доступных и дешевых стабилизаторов-реагентов буровых растворов на основе местных и вторичных ресурсов. Для этой цели были использованы – фосфогипс, отход АО «Махам-Аммофос» и известковый отход, образующийся в огромном количестве (от 3 до 20 *m³/сут*) при химической очистке промышленных сточных вод «известковым молоком» в процессе водоочистки на АО «Ферганаазот».

Использование глинистых пород в качестве стабилизаторов-реагентов обусловлено достаточно высокой диспергируемостью, катионо-обменными свойствами некоторых из них, а главное сравнительно низкой стоимостью и доступностью (как местного материала).

Химический состав исходной глины, определенный с помощью электронного микроскопического анализа с энергодисперсионным спектром, представлен в *табл. 1* и на *рис. 1*.

Нами, в качестве наполнителя использовали СВЧ-модифицированную навбахорскую глину, содержащую фосфогипс – отход ОАО «Махам-Аммофос». Полученный стабилизатор представляет собой мелкодисперсный порошок с целым рядом ценных свойств, определяющих область его применения: высокая степень дисперсности; высокая химическая стойкость в разных средах; хорошо развитая активная удельная поверхность; экологическая чистота и безопасность применения.

Физико-химические свойства исходной глины (ИРГ) и полученного стабилизатора-реагента приведены в *табл. 2*.

Нами были проведены экспериментальные исследования по использованию СВЧ-модифицированных глин содержащих фосфогипс и известковый отход, в качестве стабилизатора буровых растворов. Лабораторные исследования свойств модифицированной глины в процессах бурения показали, что при СВЧ-обработке природной глины увеличивается ее удельная поверхность, в то время как сорбционная площадь уменьшается. В соответствии с размерами сорбционной площадки можно сделать вывод, что в результате сорбции активных компонентов бурового раствора на поверхности глинистых сорбентов образуется монослой, состоящий из адсорбированных молекул, ряд очень небольшой и обусловлен лишь диссоциацией (при определенных значениях pH среды) функциональных групп – $SiOH$ – $AlOH$ и $SiOH$ – POH образующихся на гранях кристаллов. Большой отрицательный заряд сосредоточен главным образом на базальной поверхности элементарных пакетов и нейтрализован обменными

Таблица 1
Химический состав навбахорской глины, содержащей фосфогипс

Элемент	Na ₂ O	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	K ₂ O	CaO	TiO ₂	MnO	Fe ₂ O ₃	CuO
Сод., % масс.	0,72	1,98	16,43	63,90	2,90	1,29	1,33	0,47	10,24	0,74

Таблица 2
Физико-химические свойства глины

Продукт	Цвет	pH	Плотность, кг/м ³	Насыпной объем, м ³ /кг	Размер частиц, мм	Удельная поверхность, м ² /г
ИРГ	песчаный	5,65	1420	816	0,1-0,315	196,98-53,96
СВЧ-обработанный	кирпичный	4,83	1289	731	0,05-0,1	211,2-67,06

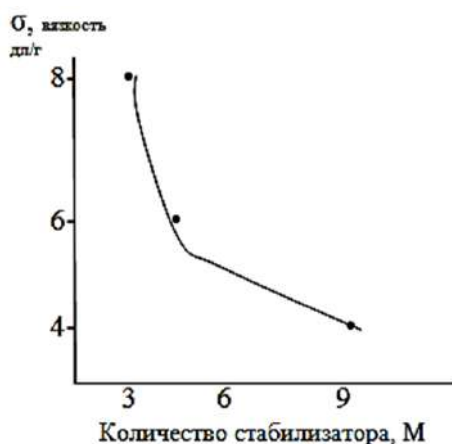


Рис. 2. Влияние количества добавляемого стабилизатора на вязкость бурового раствора

катионами щелочных и щелочноземельных металлов, расположенными в основном в межпакетных пространствах и в виде аквакомплексов, осуществляющими связь между пакетами. Глинистые минералы высокодисперсны, имеют развитую поверхность и являются хорошими стабилизаторами буровых растворов.

Экспериментально выявлено, что буровой раствор, содержащий новый стабилизатор обладает высокой смазывающей способностью. Смазывающая поверхность труб, опоры долота, гидравлическое оборудование раствор способствует уменьшению энергетических затрат на бурение, сокращению аварий с бурильными колоннами, что особенно важно при роторном бурении.

С повышением количества вводимых, разработанных нами стабилизаторов в состав буровых растворов жидкая основа буровых растворов становится маловязкой (рис. 2) и имеет небольшое поверхностное натяжение на границе с горными породами, концентрация глинистых частиц в твердой фазе раствора сокращается до минимума, а средневзвешенное по объему значение плотности твердой фазы повышается (рис. 3), кроме того буровые растворы при этом являются недиспергирующими под влиянием изменяющихся термодинамических условий в скважинах и имеют стабильные показатели, также агрессивность и коррозионоактивность буровых растворов снижается, т.е. они становятся химически нейтральными по отношению к разбуриваемым породам, не вызывают их набухания и не вызывают коррозию металлических частей бурильных установок и долота. Выполнение указанных функций зависит от взаимодействия раствора с проходимыми породами. Характер и интенсивность этого взаимодействия определяются природой и составом дисперсионной среды.

Как видно из рис. 3 с повышением количества вводимого стабилизатора в состав буровых растворов плотность бурового раствора увеличивается, что обеспечивает совместно с другими технологическими факторами и приемами достаточное противодавление на проходимые пласты, но в то же время она не ухудшает условия работы долота и эксплуатационные характеристики продуктивных горизонтов и не приводит к осложнениям. Плотность также является одним из основных факторов, обеспечивающих устойчивость стенок скважины. С ее увеличением, интенсивность осыпей и обвалов ствола как правило уменьшается, при этом, также снижается другой вид опасности осложнений - поглощение бурового раствора. Поэтому с введением новых стабилизаторов повышаются устойчивость стенок скважины, показатель фильтрации, соленость бурового раствора. А уменьшение вязкости буровых растворов (рис. 2), приводит к повышению проникновения фильтрата бурового раствора в поры породы за счет фильтрации, осмоса и др.

Важное технологическое качество бурового раствора - удержание находящихся в нем частиц во взвешенном состоянии, особенно в перерывах циркуляции. При росте реологических характеристик бурового раствора его удерживающая способность повышается.

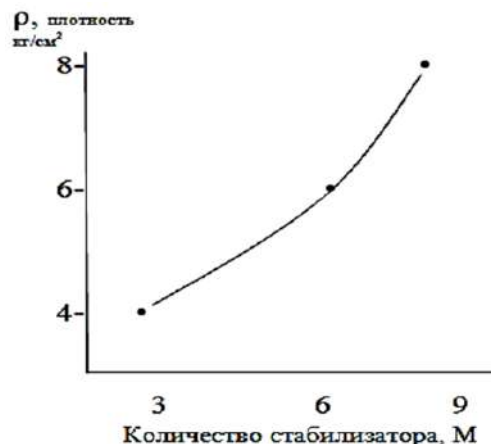


Рис. 3. Влияние количества добавляемого стабилизатора на плотность бурового раствора

Однако, при этом увеличиваются энергетические затраты и затраты времени на циркуляцию, возникают значительные колебания давления в скважине при спускоподъемных операциях, что может стать причиной возникновения других осложнений.

Полученные результаты могут быть использованы при производстве реагентов-стабилизаторов, которые могут находить применение в качестве компонентов для быстро диспергирующихся в воде концентратов буровых растворов, а также и для других композиций с иным конечным применением. Разработка предусматривает получение стабильных водных суспензий, характеризующихся оптимальными реологическими свойствами и позволяющих получать быстро диспергирующиеся в воде концентраты буровых растворов. Это приводит к ряду практических преимуществ, включая способность получать и хранить сухой продукт - порошкообразный концентрат бурового раствора, который позднее может быть легко вновь диспергирован при производстве буровых растворов. Сухие порошкообразные повторно диспергирующиеся концентраты буровых растворов снижают стоимость перевозимых материалов.

Важное технологическое качество бурового раствора - удержание находящихся в нем частиц во взвешенном состоянии, особенно в перерывах циркуляции. При росте реологических характеристик бурового раствора его удерживающая способность повышается. Однако, при этом увеличиваются энергетические затраты и затраты времени на циркуляцию, возникают значительные колебания давления в скважине при спускоподъемных операциях, что может стать причиной возникновения других осложнений.

Полученные результаты могут быть использованы при производстве реагентов-стабилизаторов, которые могут находить применение в качестве компонентов для быстро диспергирующихся в воде концентратов буровых растворов, а также и для других композиций с иным конечным применением.

Разработка предусматривает получение стабильных водных суспензий, характеризующихся оптимальными реологическими свойствами и позволяющих получать такие быстро диспергирующиеся в воде концентраты буровых растворов. Это приводит к ряду практических преимуществ, включая способность получать и хранить сухой продукт - порошкообразный концентрат бурового раствора, который позднее может быть легко вновь диспергирован при производстве буровых растворов. Сухие порошкообразные повторно диспергирующиеся концентраты буровых растворов снижают стоимость перевозимых материалов.

Таким образом, нами разработаны новые высокоэффективные и доступные стабилизаторы буровых растворов на основе отходов химических предприятий нашей республики и вторичных местных ресурсов.

Выявлены основные прикладные, физико-химические и реологические свойства буровых растворов. Практическое применение разработки может решить многие экономические и технологические проблемы отрасли.

Библиографический список:

1. Гаибназаров С.Б., Алиев Б.А. Разработка высокоэффективных стабилизаторов на основе местного сырья -Т.: ТГТУ. 2018 г. -116 с.
2. Гаибназаров С.Б. Физико-химические и макромолекулярные характеристики новых стабилизаторов буровых растворов // Химия и химическая технология. 2017. №1 (55). С. 48-52.
3. Гаибназаров С.Б. Исследование влияния полимерных реагентов на тиксотропность буровых растворов //Химическая промышленность. 2016. т. 93. №5. С. 258-261.
4. Гаибназаров С.Б. Новые стабилизаторы буровых растворов на основе отходов химических предприятий // Международная научно-техническая конференция «Инновация-2018». Т.: ТашГТУ, 2018 г. С. 255-256.

“GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA” 2021, №2 (85), pp. 4-7

DEVELOPMENT OF EFFECTIVE STABILIZERS FOR DRILLING SOLUTIONS BASED ON SECONDARY RESOURCES

¹Gaibnazarov S.B., dean of the Faculty of Mining and Metallurgy, PhD., Associate Professor. E-mail: sunnatilla29@rambler.ru

¹Aliev B.A., professor of the Department of Ecology, doctor of Technical Sciences.

¹Tashkent State Technical University named I. Karimov, Tashkent, Uzbekistan.

Abstract:

The possibilities of synthesis and practical application of new stabilizers of drilling fluids based on waste from chemical enterprises of our republic are investigated. Specific areas of practical application of the developed new stabilizers are shown.

Keywords: stabilizer, drilling fluid, toxicity, viscosity, density, dispersion, drilling, reservoir, well.

References:

1. Gaibnazarov S.B., Aliev B.A. Development of highly effective stabilizers based on local raw materials -Т.: TSTU. 2018. P. 116.
2. Gaibnazarov S.B. Physicochemical and macromolecular characteristics of new stabilizers for drilling fluids // Chemistry and Chemical Technology. 2017. №1 (55), pp. 48-52.
3. Gaibnazarov S.B. Investigation of the effect of polymer reagents on the thixotropy of drilling fluids // Chemical Industry. 2016.V. 93. №. 5, pp. 258-261.
4. Gaibnazarov S.B. New stabilizers of drilling fluids based on waste from chemical enterprises // International scientific and technical conference «Innovation-2018». Т.: TSTU, 2018, pp. 255-256.

СТАНОК УНИВЕРСАЛЬНЫЙ КОНСОЛЬНО-ФРЕЗЕРНЫЙ

НФ-1200



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

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



ОПРЕДЕЛЕНИЕ КАЧЕСТВА И КОЛИЧЕСТВА ДОБЫВАЕМОЙ РУДЫ ПРИ ИЗМЕНЕНИИ ВЫСОТЫ ДОБЫЧНОГО УСТУПА ПРИ ОТРАБОТКЕ МЕЛКОМАСШТАБНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ



Жабборов О.И.,
ГИП по горным работам
Центрального проектного бюро
НГМК



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



Тухташев А.Б.,
зав. кафедрой "Горное дело"
НГГИ, к.т.н., доцент

Maqolada kichik mashtabli konlarni qazib olishda rudaning miqdor va sifat jihatidan yo'qotilish ko'rsatkichlari pog'onaning balandligi, hamda ruda tanasining har xil quvvatligiga bog'liq ravishda o'zgarishi hisoblandi va ko'rib chiqildi. Rudaning miqdor va sifat jihatidan yo'qotilish ko'rsatkichlarining o'zgarishi ruda tanasining qazib olish pog'onasida grafoanalitik joylashishi, uning quvvati, hamda ruda qazib olish bosqichida ishlatilayotgan qazuvchi-yuklovchi mashinalarning qazib olish parametrlariga bog'liq ravishda aniqlandi.

Tayanch iboralar: ruda tanasi, quvvati, pog'ona balandligi, qo'shimcha olish, ruda zonasi maydoni nuqtalarining koordinatalarini ketma-ket aniqlash, prinsipial sxema, Microsoft Excel dasturidagi matematik model.

В статье произведен расчет и рассмотрено изменение показателя потерь и разубоживание руды при отработке мелко-масштабных месторождений в зависимости от высоты уступа при разных мощностях рудного тела. Расчеты изменения показателей потерь и разубоживания руды определены на основе графоаналитического построения залегания рудного тела в добычном уступе, ее мощности, а также параметров выемки горной массы выемочно-погрузочными машинами на стадии добычных работ.

Ключевые слова: рудное тело, мощность, высота уступа, прихват, последовательное определение координат точек площадей рудной зоны, принципиальная схема, математическая модель в программе Microsoft Excel.

Начиная с 2017 г. продолжается реализация инвестиционного проекта по строительству ГМЗ-5, которая базируется на запасах мелкомасштабных золоторудных месторождений и нескольких месторождений средних размеров. Мелкомасштабные золоторудные месторождения обрабатываемые рудником Ауминзо-Амантой отличается от привычного для НГМК месторождений небольшими запасами руды и металла.

Сложность освоения мелкомасштабных золоторудных месторождений заключается в том, что в них рудные тела имеют мощность от 2 до 8-10 м. Рудные тела месторождений мало изучены, имеют сложное строение, что соответственно требует особого внимания на их отработку с обеспечением минимальных потерь и разубоживания руды.

Обеспечение минимальных потерь и разубоживание руды при отработке мелкомасштабных золоторудных месторождений на наш

взгляд целесообразно, за счет выбора оптимальной высоты добычного уступа, так как высота уступа исходя из горно-геологических условий залегания рудного тела в значительной степени определяет коэффициенты потерь и разубоживания руды в приконтактной зоне.

Малоизученность и небольшие мощности рудных тел мелкомасштабных месторождений и, как следствие, колебания технико-экономических показателей при их отработке обуславливают расширение и углубление научно-исследовательских разработок, направленных на обоснование и выбор высоты добычных уступов.

Ранее проведенные исследования показывают, что с определенной степенью точности определять высоту уступа для месторождения в целом, которая обычно выбирается как постоянный на весь период отработки месторождения не является рациональным, особенно в условиях отработки мелкомасштабных месторождений. Кроме этого, полученное значение высоты уступа не всегда является оптимальным по совокупности всех влияющих факторов.

Для определения оптимальной высоты добычного уступа предлагается использовать новую графоаналитическую модель, разработанную в программе Microsoft Excel. Принципиальная схема определения потерь и разубоживания руды в приконтактных зонах приведена на рис. 1.

На рис. 1 приведена принципиальная схема для рудного тела мощностью 6 м и при отработке рудного блока уступом высотой 5 м, а также двумя 2,5 м подступами.

В общем виде параметры потери и разубоживания определяются в зависимости от влияющих факторов в виде функции:

$$K_n(K_p) = f(\Theta, h_y, M, \alpha, \beta, \Delta) \quad (1)$$

где Θ – паспортные характеристики экскаватора;
 h_y – высота уступа, м;
 M – средняя мощность рудного тела, м;
 α – угол падения рудных тел, град.;
 β – угол откоса экскаваторного забоя, град.;
 Δ – толщина прихвата, м.

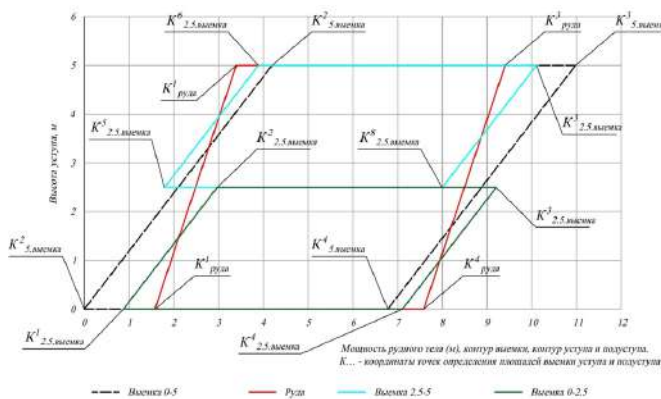


Рис. 1. Принципиальная схема определения потерь и разубоживания руды

Таблица 1

Расчетные показатели потерь и разубоживания руды при мощности рудного тела $M=3$ м

Высота уступа, м	Вовлекаемые балансовые (геологические) запасы			Потери, П, %	Разубоживание, P , %	Эксплуатационные запасы		
	Запасы руды, тыс. т	Сред. сод., г/т	Металл, кг			Запасы руды, тыс. т	Сред. сод., г/т	Металл, кг
6,0	2 500,0	1,6	4 000,0	12,50	36,90	3 466,72	1,01	3 500,0
5,0	2 500,0	1,6	4 000,0	10,40	32,20	3 303,83	1,08	3 584,0
4,0	2 500,0	1,6	4 000,0	8,30	27,10	3 144,72	1,17	3 668,0
3,0	2 500,0	1,6	4 000,0	6,30	21,30	2 976,49	1,26	3 748,0
2,5	2 500,0	1,6	4 000,0	5,30	18,30	2 897,80	1,31	3 788,0
2,0	2 500,0	1,6	4 000,0	4,20	15,00	2 817,65	1,36	3 832,0

Разработанная модель позволяет одновременно определять коэффициенты потерь и разубоживания в приконтактных зонах как для уступа, так и для подступа.

В настоящей работе исследованы коэффициенты потерь и разубоживания руды для разной высоты уступа 6 м, 5 м, 4 м, 3 м, 2,5 м и 2 м при мощности рудного тела 3 м.

Для упрощения задачи в расчетах условно принимаем следующие исходные параметры:

- Плотность руды, $\rho = 2,6 \text{ т/м}^3$;
- Угол падения рудного тела $\alpha = 75^\circ$;
- Высота уступа $h_y = 6 \text{ м}$ (а также 5 м, 4 м, 3 м, 2,5 м и 2 м);
- Угол падения откоса экскаваторного забоя (условная) $\beta = 50^\circ$;
- Мощность рудного тела $M = 3 \text{ м}$;
- Запасы руды, $B = 2 500 \text{ тыс. т}$;
- Запасы металла, $M = 4 000 \text{ кг}$;
- Среднее содержание металла в руде $C = 1,6 \text{ г/т}$.

По вышеприведенным исходным параметрам с применением предлагаемой модели, выполним расчет для каждой рассматриваемой высоты уступа (от 2 до 6 м) и получим графоаналитические данные при мощности рудного тела 3 м.

На рис. 2 приведено схематическое сравнение площадей потерь и разубоживания руды при высоте добычного уступа 5 м и 2,5 м.

Как видно из рис. 2 с уменьшением высоты уступа с 5 м до 2,5 м при мощности рудного тела 3 м уменьшаются площади потерь и разубоживания, которые в итоге составляют основу коэффициентов потерь и разубоживания.

Выполнив расчеты по разработанному алгоритму получаем соответствующие коэффициенты потерь, разубоживания и эксплуатационные параметры руды для условно принятых исходных параметров, которые приведены в табл. 1.

На основе полученных расчетных данных построена зависимость изменения показателей потерь и разубоживания руды при мощности рудного тела $M = 3 \text{ м}$ (рис. 3).

Как видно из вышеприведённой табл. 1 и рис. 3, с уменьшением высоты добычного уступа достигается получение следующих положительных результатов:

1. Уменьшаются коэффициенты потерь и разубоживания, так как если при высоте уступа 6 м $K_{п}=12,5\%$ и $K_{раз}=36,9\%$, то с уменьшением высоты уступа до 3 м снизились и коэффициенты потерь и разубоживания $K_{п}=6,3\%$ и $K_{раз}=21,3\%$.

2. Увеличение количества добываемого металла и содержания металла в руде. Если при высоте уступа 6 м эксплуатационный металл получается $M=3500 \text{ кг}$ со средним содержанием 1,01 г/т, то при высоте уступа 3 м получим 3748 кг металла со средним содержанием 1,26.

3. Уменьшится количество добываемой руды, но за счет увеличения среднего содержания получается на 248 кг больше металла. Уменьшение эксплуатационной руды позволяет меньше перевозить, меньше перерабатывать и получать больше металла.

Необходимо отметить, что уменьшение высоты уступа имеет не только положительные показатели, но и следующие недостатки:

- Снижается производительность горнотранспортного комплекса

работающего на рудном уступе. Но в связи с относительно небольшими объемами руды, на показатели рудника это сильно не отражается.

2. Незначительно снижается темп углубки карьера.

3. Уменьшение высоты уступа до 3 м и ниже требует применения специального выемочно-погрузочного оборудования либо изменения технологических схем отработки рудных блоков.

Обработывая полученные расчетные и графоаналитические данные и анализируя их в условиях действующих карьерах можно сделать следующие выводы:

1. При отработке мелкомасштабных месторождений снижение показателей потерь и разубоживания достигается при уменьшении высоты уступа отработки до оптимальных, в зависимости от средней мощности обрабатываемого рудного тела;

2. Высота уступа на стадиях предпроектных и проектных работ должна быть определена в зависимости от мощности рудного тела.

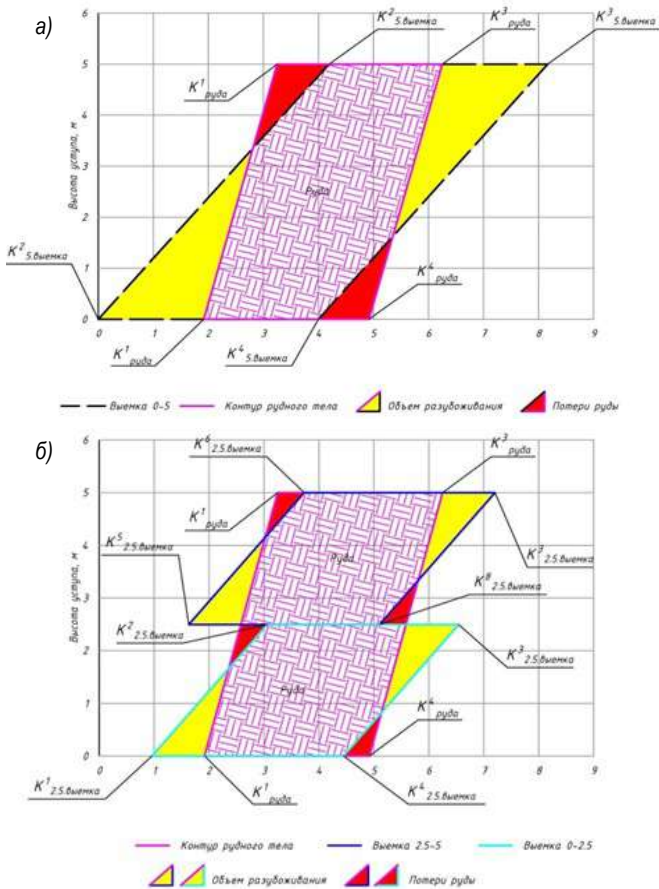


Рис. 2. Схематическое сравнение площадей потерь и разубоживание руды при высоте добычного уступа 5 м и 2,5 м: а – при высоте уступа 5 м, б – при высоте уступа 2,5 м

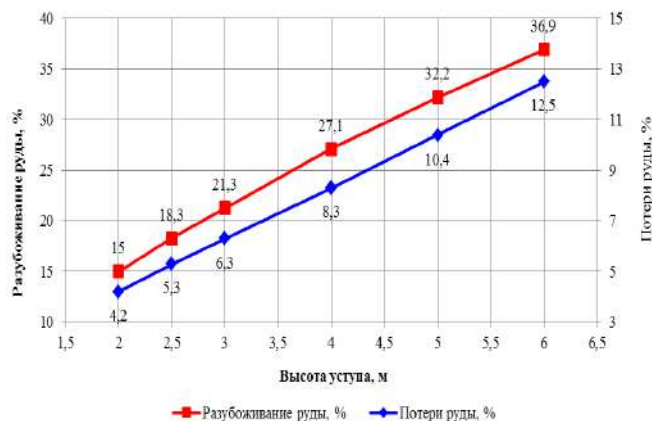


Рис. 3. Изменение показателей потерь и разубоживания руды при мощности рудного тела $M=3$ м

3. Применяемое выемочно-погрузочное оборудование должно быть выбрано в зависимости от высоты уступа, соответственно элементы и параметры системы разработки должны быть определены в зависимости от параметров выемочно-погрузочного и транспортного оборудования.

4. В настоящее время, практически отсутствуют методические положения и рекомендации по выбору высоты уступа и выемочно-погрузочного оборудования при разработке маломощных рудных тел мелкомасштабных месторождений.

Анализируя полученные результаты можно констатировать, что высота уступа оказывает большое значение при отработке мелкомасштабных месторождений, особенно для месторождений с маломощными рудными телами, параметры которых могут привести к большим потерям запасов руды и ее качества, поэтому выбор рациональной высоты уступа для отработки мелкомасштабных золоторудных месторождений имеет актуальную научную значимость для современной горной промышленности и требует дальнейшего детального изучения.

Библиографический список:

1. Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В. Проектирование карьеров. Том 1. Издательство академии горных наук – 2001. С. 494-500.
2. Ржевский В.В. Процессы открытых горных работ. – Москва: «Недра» - 1978. С. 18-20.
3. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. Учебник для вузов. – 3-е изд., перераб. и доп. М.: МГГУ, 2003. С. 541-544.

“GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA” 2021, №2 (85), pp. 8-10

DETERMINATION OF THE QUALITY AND QUANTITY OF MINED ORE WHEN CHANGING THE HEIGHT OF THE MINING STEP DURING THE MINING OF SMALLSCALE DEPOSITS

¹Zhabborov O.I., Mining Chief of the Central Design Bureau.

¹Kurolov A.A., Head of the Central Design Bureau, Candidate of Technical Sciences.

²Tukhtashev A.B., Head of the Department of Mining.

¹Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Navoi, Uzbekistan.

²Navoi State Mining Institute, Navoi, Uzbekistan.

Abstract:

The article calculates and considers the change in the rate of losses and dilution of ore during the development of small-scale deposits, depending on the height of the bench at different thicknesses of the ore body. Calculations of changes in the indicators of losses and dilution of ore are determined on the basis of the graphical-analytical plotting of the occurrence of the ore body in the mining ledge, its power, as well as the parameters of the extraction of rock mass by mining and loading machines at the stage of mining operations.

Keywords: ore body, power, bench height, sticking, sequential determination of coordinates of points of ore zone areas, schematic diagram, mathematical model in Microsoft Excel.

References:

1. Trubetskoy K.N., Krasnyansky G.L., Khronin V.V. Quarry design. Volume 1. Publishing House of the Academy of Mining Sciences - 2001, pp. 494-500.
2. Rzhnevsky V.V. Open pit mining processes. - M.: "Nedra" - 1978, pp. 18-20.
3. Shestakov V.A. Designing of mining enterprises. Textbook for universities. - 3rd ed., Rev. and add. M.: MGGU, 2003, pp. 541-544.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ МИНИМАЛЬНОЙ ДЛИНЫ И ШИРИНЫ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ



Таджиев Ш.Т.,
старший преподаватель
кафедры "Горное дело",
НГГИ



Кобилев О.С.,
старший преподаватель
кафедры "Горное дело",
НГГИ



Бахриддинов Ш.Б.,
магистрант кафедры
"Горное дело" НГГИ

Kichik quvvatli kop qatlamli gorizont va qiya qatlamli konlarni qazishda karyer maydonlarining iqtisodiy samarador ish zonalari olchamlarini aniqlash uslubi ishlab chiqilgan.

Taynch iboralar: karyer konturi, ishchi zona olchamlari, texnologik sxemalar, solishtirma ishlab chiqarish xarajatlari, karyer ichki transporti, kapital xarajatlar tuzulishi, karyer chuqurligi, ma'dan qatlamli quvvati, bosh qiyalik olchami.

Разработаны методики для инженерных расчетов по определению размеров рабочей зоны карьерных полей, при различных технологических схемах разработки маломощных многопластовых месторождений горизонтального и пологого залегания.

Ключевые слова: контур карьера, размеры рабочих зон, технологические схемы, удельные эксплуатационные затраты, внутрикарьерный транспорт, структура горно-капитальных затрат, глубина карьера, мощность рудного пласта, значение руководящего уклона.

Для анализа закономерностей изменения экономических показателей от изменения размеров карьера и, в конечном итоге, разработки методики выбора рациональных параметров карьерного поля, затраты рассматриваются в совокупности, поскольку они взаимосвязаны между собой, а изменения одного вида затрат влечет к изменению другого вида затрат.

Рациональные размеры карьерного поля при различных технологических схемах находят путем поиска минимального значения суммы всех взаимосвязанных затрат, приведенных к единице объема вскрыши:

$$\sum Z_{\text{уд}} = Z_{\text{с(ТОП)}} + Z_{\text{т.в.}} + Z_{\text{о}} + Z_{\text{т.р.}} + Z_{\text{к.р.}} + Z_{\text{н.э}} + Z_{\text{рек.}} \rightarrow \min.$$

где, $Z_{\text{т.в.}}$; $Z_{\text{о}}$; $Z_{\text{т.р.}}$; $Z_{\text{к.р.}}$; $Z_{\text{н.э}}$; $Z_{\text{рек.}}$ – соответственно, удельные эксплуатационные затраты на перевозку вскрыши, отвалообразование, перевозку руды, затраты на капитальные вскрыши при строительстве карьера, затраты на перегон горно-транспортного оборудования и перенос ЛЭП и затраты на рекультивацию карьера на конец отработки.

Удельные эксплуатационные затраты на внутрикарьерное транспортирование руды и предохранительного слоя вскрыши при транспортных технологических схемах без применения ТОП и съездов можно определить по формуле:

$$Z_{\text{т.р.(пр)}} = \frac{h_{\text{р(пр)}}}{h_{\text{в}}} * C_{\text{ткм}} * L_{\text{ф.р}} * Y$$

где $h_{\text{р(пр)}}$ – мощность полезного ископаемого (предохранительной рубашки), м;

$h_{\text{в}}$ – мощность вскрышных пород, м;

$C_{\text{ткм}}$ – стоимость t километра перевозки вскрыши и полезного ископаемого, у. е./м³;

$L_{\text{ф.р}}$ – длина фронта горных работ, км;

Y – плотность горной массы, т/м³.

Установлено, что структура горно-капитальных затрат во всех технологических схемах разработки одинакова, но в зависимости от изменения параметров карьера, изменяется их количество, вследствие чего, затраты на перевозку вскрыши за счет дополнительного подъема их на

внешние отвалы, можно определить по формуле:

$$Z_{\text{к.в.}} = L_{\text{с}} * C_{\text{ткм}} * \gamma / 1000 = \frac{(H_{\text{к}} - h_{\text{р}}) * C_{\text{ткм}} * \gamma}{i_{\text{р}} * 1000}$$

где $L_{\text{с}}$ – длина транспортировки вскрыши связанной дополнительными подъемами при внешнем отвалообразовании, м;

$C_{\text{ткм}}$ – затраты по перевозку t километра груза. у.е./т*км;

$H_{\text{к}}$ – глубина карьера (уступа), м;

$h_{\text{р}}$ – мощность рудного пласта (пластов), м;

$i_{\text{р}}$ – значение руководящего уклона, доли. ед.

Таким образом, капитальные удельные затраты при транспортных технологических схемах можно определить по формуле:

$$Z_{\text{к.р.}} = Z_{\text{к.в.}} * \frac{V_{\text{к.р.}}}{V_{\text{в.общ.}}} = \frac{L_{\text{ф.р.}} * \text{Ш}_{\text{сп}} * H_{\text{к}}}{L_{\text{ф.р.}} * \text{Ш}_{\text{з}} * H_{\text{к}}} * Z_{\text{к.в.}} = \frac{\text{Ш}_{\text{сп}}}{\text{Ш}_{\text{з}}} * Z_{\text{к.в.}}$$

$$Z_{\text{к.р.}} = \frac{\text{Ш}_{\text{сп}} * (H_{\text{к}} - h_{\text{р}}) * C_{\text{ткм}} * \gamma}{\text{Ш}_{\text{з}} * i_{\text{р}} * 1000}$$

или где $\text{Ш}_{\text{з}}$ – протяженность залежи по направлению фронта горных работ (по короткой оси карьера), м.

Графики зависимостей горно-капитальных удельных затрат от глубины карьера, длины залежи и ширины заходки (панели) по рассматриваемым технологическим схемам выполнены на основании изложенной методики приводятся на рис. 1.

Графики на рис. 1 показывают, что с увеличением глубины карьера и ширины панели капитальные удельные затраты повышаются и снижаются по мере увеличения протяженности залежи, отведенной для одного карьера. При этом, рациональную длину залежи, разрабатываемой одним карьерным полем, с целью снижения капитальных удельных затрат необходимо принимать в пределах 1400÷2000 м (в зависимости от глубины карьера).

Исследованием установлено, что с уменьшением длины и ширины карьерного поля эксплуатационные затраты увеличиваются в связи с простоями горно-транспортного оборудования после отработки каждой заходки или панели для их перегона на новую заходку.

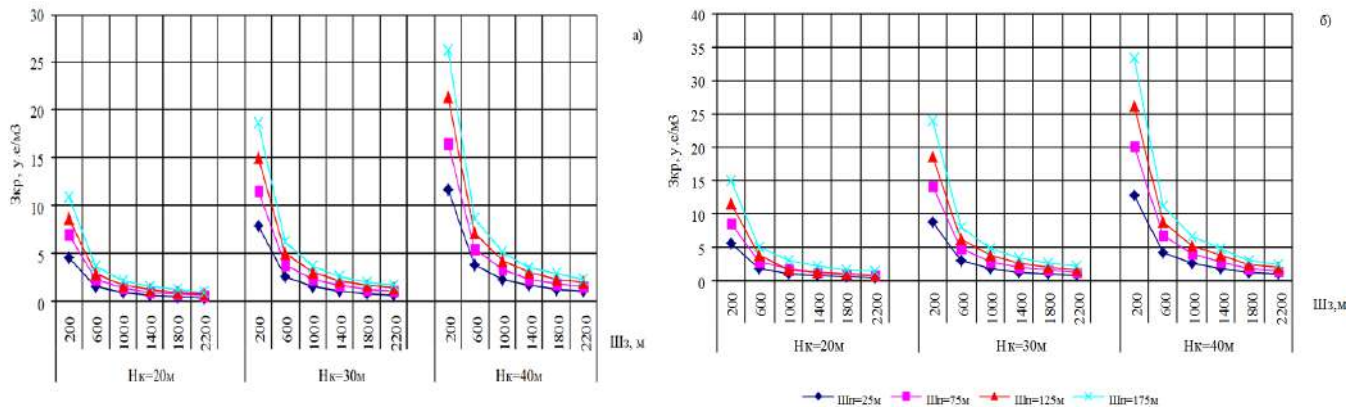


Рис. 1. Графики изменения удельных горно-капитальных затрат ($Z_{кр}$) в зависимости от глубины (H_k), ширины панели ($Ш_p$) и протяженности залежи ($Ш_z$): а, б - соответственно, при отсутствие и наличии отдельной полосы выемки для нижнего вскрышного уступа

Эти затраты по данным практики дифференцированы и составляют около 1,5 - 2,0 тыс. у. е. на 1 м длины (перегона) фронта горных работ. Величина этих затрат пропорционально уменьшается по мере увеличения ширины разрабатываемой панели ($Ш_p$) и глубины отработки (H_k) в течение срока эксплуатации карьера

$$Z_{п} = \frac{N_{п} L_{ф.р.} C_{п.о.}}{V_{в.з.}} = \frac{Ш_z L_{ф.р.} C_{п.о.}}{Ш_p V_{в.з.}} = \frac{Ш_z L_{ф.р.} C_{п.о.}}{Ш_p Ш_z L_{ф.р.} H_k} = \frac{C_{п.о.}}{Ш_p H_k}$$

где $C_{п.о.}$ – удельные затраты на 1 м перегона оборудования, у. е./м³;

N_p – количество перегонов оборудования;

V_z – объем вскрыши в контуре залежи, м³

Графики (рис. 2), построенные на основе расчетов, показывают, что удельные затраты на перегон оборудования зависят от глубины карьера и ширины отработываемой заходки или панели, удельные затраты на перегон значительно ниже при ширине панели $Ш_p > 150$ м.

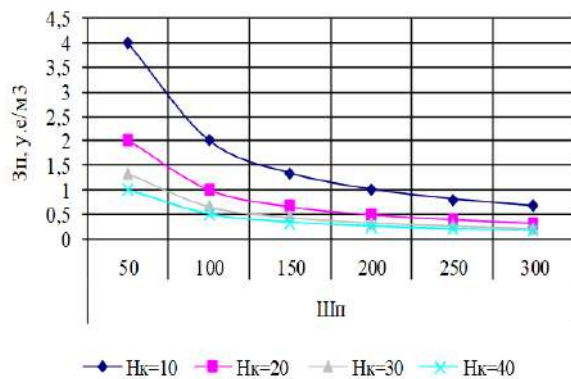


Рис. 2. Графики изменения удельных затрат (Z_p) на перегон оборудования в зависимости от ширины панели ($Ш_p$ или A_z) и глубины разработки (H_k)

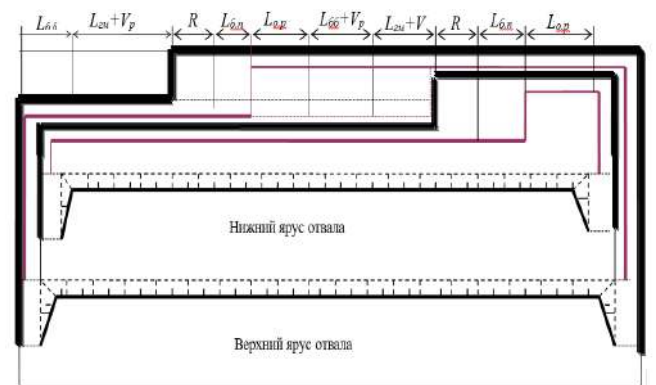


Рис. 3. Принципиальная схема рабочей зоны с размерами элементов карьера

Таким образом, разработаны методики для инженерных расчетов по определению размеров рабочей зоны карьерных полей, при различных технологических схемах разработки маломощных многопластовых месторождений горизонтального и пологого залегания. При этом установлено, что:

- размеры карьерных полей зависят от горно-геологических условий, параметров систем разработки и оказывают значительное экономическое влияние на показатели горных работ.

- минимальные размеры карьерных полей при различных технологических схемах определяются длиной фронта работ, шириной панелей, производительностью карьера, и скоростью развития горных работ, выбранных для заданных горно-геологических условий.

- при технологических схемах с применением ТОП и съездов длина фронта работ (длина рабочей зоны карьера) на экономические показатели разработки не влияет, поскольку транспортировка осуществляется по средствам ТОП и съездов. При этом на удельные затраты влияние окажут ширина рабочей зоны карьера и длина залежи, отведенной для отработки одним карьером. При длине залежи более 2000-2200 м затраты на 1 м³ вскрыши сводится к минимуму.

Библиографический список:

1. Шпанский О.В., Лигоцкий Д.Н., Борисов Д.В. Проектирование границ открытых горных работ. – СПб, 2003. – 90 с.
2. Егин Б.А. Открытая разработка маломощных горизонтальных месторождений: Учеб. пособие. Л: ЛГИ. 2002. – 101 с.
3. Выбор рациональных размеров экскаваторных блоков и рабочих зон карьера для производительной работы горно-транспортного оборудования. Горный вестник Узбекистана. № 3(58). 2014 г. С. 29-32.
4. Тухташев А.Б., Камолова С. Ресурсосберегающая технологическая схема разработки горизонтальных и пологопадающих пластовых месторождений. Горный вестник Узбекистана. № 1 (60). 2015 г. С. 47-50.

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ОБВОДНЕНИЯ ГАЗОВЫХ ЗАЛЕЖЕЙ И СКВАЖИН НА БАЗЕ ФУНКЦИИ ПЕРЕХОДНЫХ ПРОЦЕССОВ И ГИДРОДИНАМИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ



Разыков З.А.,
д.т.н., профессор,
Горно-металлургический
институт Таджикистана,
академик международной
инженерной Академии



Мирбобоев Ш.Ж.,
ассистент кафедры ГИНГД,
(Геология и нефтегазовое дело),
Горно-металлургический
институт Таджикистана

Ushbu maqolada matematik usullari ko'rib chiqilgan holda, gazli qavatlarining suv bosish darajasini oldindan aytish uchun gidrodinamika asosida «Universal regression» modelidan foydalanib, bamisoli «Surxsimo» konidagi quduqlarining haqiqiy malumotlaridan foydalanilgan.

Tayanch iboralar: bashorat qilish, gaz kondensat konlari, gidrodinamika, matematik modellar, suvning paydo bo'lishi, sug'orish joylari, baholash, o'rtacha og'irlik bosimi.

В данной статье рассмотрены математические методы прогнозирования степени обводнения газовых залежей и скважин на основе гидродинамических показателей, с использованием «Универсальной регрессионной» модели, на примере фактических данных эксплуатационных скважин Сурхсимоского газового месторождения Республики Таджикистан.

Ключевые слова: прогнозирование, газоконденсатное месторождение, гидродинамика, математическая модель, водопоявление, обводнение залежи, средневзвешенное давление.

История геологоразведочных работ на углеводороды в Таджикской депрессии насчитывает более шестидесяти лет. За всю историю проведения геологоразведочных работ на территории Юго-Западного Таджикистана открыто 14 месторождений нефти (рис. 1), газа и конденсата, часть из которых выработаны полностью [1].

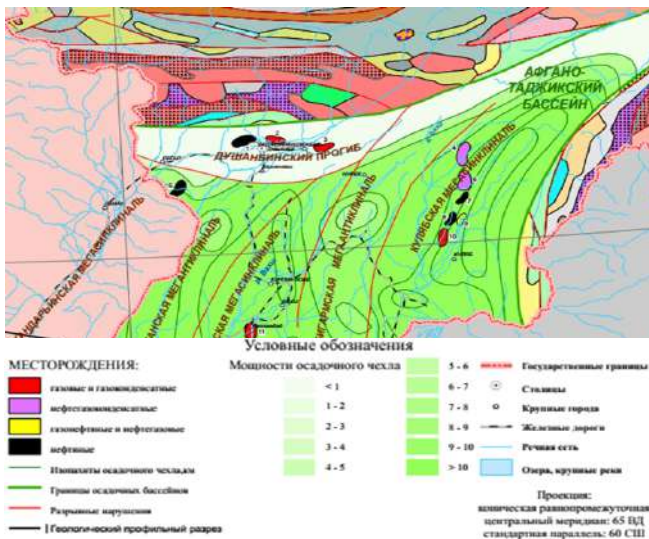


Рис. 1. Карта Афгано-Таджикского нефтегазоносного бассейна

Таджикская депрессия является одной из наиболее сложно построенных регионов Средней Азии. Многие черты её структуры и гидрогеологические условия до сих пор остаются неизвестными.

В настоящее время большинство нефтяных и газовых месторождений Таджикской депрессии обводняются, т. е. объем добываемой продукции по отношению к пластовым водам становятся мизерными.

Одной из основных проблем разработки газовых и газоконденсатных месторождений является прогнозирование процесса обводнения газовых и газоконденсатных залежей при проведении различных мероприятий по увеличению газоотдачи. Особое значение такой прогноз приобретает на поздней стадии разработки месторождений, когда в продукции скважин присутствует большое количество воды, их дебиты снижены по сравнению с начальными. Несмотря на значительные успехи нефтепромышленной науки, достигнутые в последние годы, информация о текущем состоянии разработки эксплуатируемых пластов обычно остаётся неполной, что затрудняет создание методики определения газовойодяного контакта (ГВК). Таким образом, проблемы раннего определения уровня ГВК с целью увеличения производительности скважин газодобывающих предприятий, являются достаточно сложными и многоаспектными, особенно на поздней стадии разработки месторождений.

Целью данной статьи является разработка способа прогнозирования процессов обводнения газовых и газоконденсатных залежей на базе функции переходных процессов и гидродинамических моделей, обеспечивающий максимальный отбор газа из месторождений.

Для прогнозирования процессов обводнения газовых залежей и скважин на базе функции переходных процессов и гидродинамических моделей необходимо решение трёх задач:

- изучение причин обводнения газовых скважин на поздней стадии разработки газоконденсатных месторождений;
- подготовка исходных данных разработки газовых и газоконденсатных залежей с помощью универсальной регрессионной модели (УРМ) и коммерческого стимулятора ГДИ Saphir®, созданного на базе функции переходных процессов;
- оценка влияния объёма и мощности водяных прослоев на газовые залежи на основе расчета гидродинамических моделей.

Все газовые месторождения Таджикской депрессии разрабатываются в условиях водонапорного режима. Результаты анализов показали, что причины обводнения в скважинах могут быть различными, основные эти факторы представлены на рис. 2.



Рис. 2. Факторы влияющие на обводнение газовых залежей

Для прогнозирования процесса обводнения газовых и газоконденсатных залежей на практике всё чаще используют регрессионные модели, которые на основе кривой восстановления давления (КВД) и с помощью регистрации индикаторной диаграммы (ИД) обеспечивают удовлетворительную информацию о происходящих процессах при разработке залежей.

Методика исследований, представлена в виде алгоритма на рис. 3. Методика устанавливает фактическую возможность интерпретации переходных процессов, происходящих в скважине и пласте при испытании газовых и газоконденсатных объектов, которые аналогично отражаются на регистрируемых кривых восстановления и снижения давления (КВД и КСД) [2, 3].

Предложенная методика состоит из двух основных этапов разработки.

Первый этап – обработка данных по истории испытаний скважин для каждого периода работы и их остановки с использованием коммерческого стимулятора ГДИ Saphir®. При этом наиболее информативными выбранными испытаниями являлись: испытание скважины 4 (КВД 2), скважины 27 (КВД 3). Полученные данные при помощи коммерческого стимулятора испытания скважин Saphir®, были интерпретированы для более длительных периодов, по которым можно было действительно определить поведение течения флюидов в пористой среде.

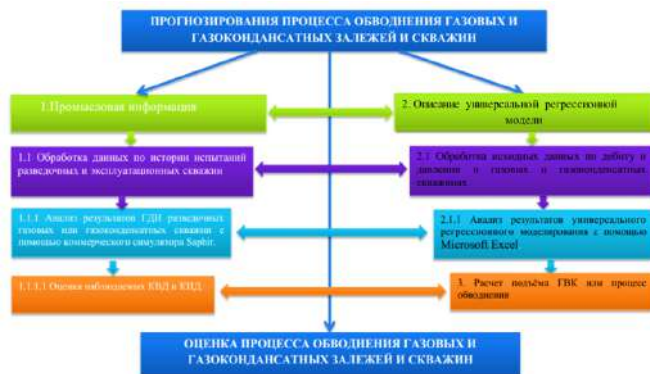


Рис. 3. Алгоритм исследования с использованием УРМ

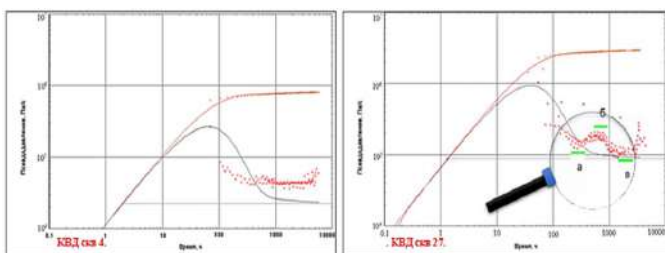


Рис. 4. Диагностический график КВД для скв. № 4 и скв. № 27

В индикаторной диаграмме (рис. 4) четко обозначено, что скважина № 4 работает без воды, а в скважине № 27 обнаружены «зигзаги», это означает, что в скважине появляется конденсационная вода.

Анализ показал, что гидродинамическое исследование скважин (ГДИС) является хорошим инструментом для изучения движения воды и определения её физико-химических характеристик в пластовых условиях.

Второй этап предложенной методики, обеспечивающей фактическую возможность УРМ, созданной на основе функции переходных процессов (ФПП), обеспечить установление механизма ГVK и процессов происходящих в скважине и пласте при проведении разведочных и эксплуатационных работ на газовых и газоконденсатных скважинах, а также использовать на ещё неразрабатываемых объектах.

Разработанная, универсально-регрессионная модель прогнозируется следующим образом:

Шаг 1 – описание разработанной УРМ (формула), шаг 2 – изложение исходных данных в Microsoft Excel, шаг 3 – подготовка исходных данных, шаг 4 – результаты и прогнозы (рис. 5).

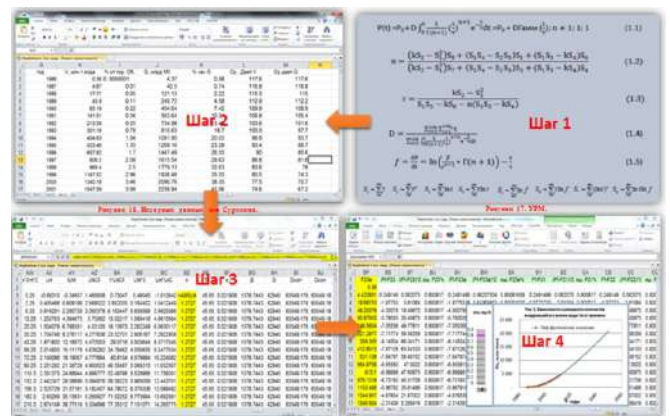


Рис. 5. Формат метода УРМ в расчетном виде

Таблица 1
Прогнозные показатели ГVK месторождения Сурхсимо

№ скважины	27 ГVK, м	37Г ВК, м	39 ГVK, м	38 ГVK, м	28 ГVK, м
1959	771,998	835,898	783,798	788,598	815,598
1962	761,344	825,244	773,144	777,944	804,944
1965	753,326	817,226	765,126	769,926	796,926
1968	747,472	811,372	759,272	764,072	791,072
1971	743,191	807,091	754,991	759,791	786,791
1974	740,05	803,95	751,85	756,65	783,65
1977	737,736	801,636	749,536	754,336	781,336
1983	723,81	787,71	735,61	740,41	767,41
1986	720,3	784,2	732,1	736,9	763,9
1989	716,99	780,89	728,79	733,59	760,59
1992	713,9	777,8	725,7	730,5	757,5
1998	708,38	772,28	720,18	724,98	751,98
2001	688,34	752,24	700,14	704,94	731,94
2004	681,25	745,15	693,05	697,85	724,85
2007	672,15	736,05	683,95	688,75	715,75
2010	662,36	726,26	674,16	678,96	705,96
2013	652,58	716,48	664,38	669,18	696,18
2016	643,2	707,1	655	659,8	686,8
2018	637,28	701,18	649,08	653,88	680,88
2020	631,68	695,58	643,48	648,28	675,28
2021	629,01	692,91	640,81	645,61	672,61
2024	621,5	685,4	633,3	638,1	665,1
2027	614,77	678,67	626,57	631,37	658,37
2029	610,71	674,61	622,51	627,31	654,31
2030	608,79	672,69	620,59	625,39	652,39

В виде примера можно показать прогнозные показатели ГВК на газовом месторождении Сурхсимо. Газовые залежи I и II - горизонтов месторождения Сурхсимо введены в промышленную эксплуатацию в 1959 г. В настоящее время в залежи I горизонта работает 5 скважин. Общий фонд за всё время работы составил 17 скважин, 12 скважин ликвидированы по различным причинам.

Начальный ГВК был зарегистрирован на отметке 350 м. Причем внешняя его граница охватывала всю залежь II горизонта. К настоящему времени образовались две зоны ГВК - восточная и западная, ограниченные внешним ГВК. Одна из них, западная, находится на северном куполе, а другая на южном. Границы этих зон параллельны изогипсам кровли I - горизонта, что свидетельствует о равномерности стягивания ГВК, то есть ГВК равномерно перемещается в возвышенные части структуры, по мере отбора газа из пласта.

Несколько быстрее перемещается ГВК в районе скважин № 28, 27, 38, 37, 39 восточной зоны северного купола, что указывает на неоднородность коллекторских свойств в данном районе.

В настоящее время ГВК в западной зоне северного купола и в зоне южного купола находится между отметками – 666,24 м.

Изменение пластового давления и свойств пластовых флюидов имеет важное значение при прогнозировании подъёма уровня ГВК. Использование этих данных позволило оценить взаимосвязь залежей с законтурной водоносной областью горизонтов и прогнозировать подъёмы ГВК. Результаты прогнозных данных приведены в табл. 1.

На примере использования разработанной методики к геолого-промышленным характеристикам и условиям разработки месторождения Сурхсимо показана возможность прогнозирования степени обводнения фонда скважин на долгосрочную перспективу.

Необходимо отметить, что впервые разработан и математически обоснован способ прогнозирования уровня ГВК для применения на всех месторождениях Таджикской депрессии, находящихся в состоянии доработки.

Библиографический список:

1. Кнепель М.Н., Высоцкий В.И. и др. Современное состояние и тенденции развития нефтегазового комплекса Туркменистана и других Центрально Азиатских стран Ближнего Зарубежья. М.: 2010 г.
2. Мирбобоев Ш.Ж., Разыков З.А., Султонов Ю., Сохошко С.К. Прогнозирование процесса обводнения газовых залежей с применением универсальной регрессионной модели. // Горный вестник Узбекистана №81 (2), 2020 г. С. 4-8.
3. Мирбобоев Ш.Ж., Разыков З.А. Определение характера обводнения газовых скважин в процессе разработки месторождений Афгано-Таджикского бассейна // Вестник Таджикского национального университета №1, 2020 г. С. 111-120.

“GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA” 2021, №2 (85), pp. 13-15

PREDICTION OF WATERING PROCESSES FOR GAS BEDS AND WELLS BASED ON TRANSITION FUNCTIONS AND HYDRODYNAMIC MODELS

¹Razykov Z.A., Doctor of Technical Sciences, Professor, Academician of the International Engineering Academy.

¹Mirboboev Sh.Zh., Assistant of the Department of Geology and Oil and Gas Business.

¹Mining and Metallurgical Institute of Tajikistan.

Abstract:

This article discusses mathematical methods for predicting the degree of watering of gas deposits and wells based on hydrodynamic indicators, using the Universal Regression Model, using the example of actual data from production wells of the Surkhsimo gas field of the Republic of Tajikistan.

Keywords: forecasting, gas condensate field, hydrodynamics, mathematical model, water inflow, reservoir watering, weighted average pressure.

References:

1. Knepel M.N., Vysotsky V.I. and others. Current state and development trends of the oil and gas complex of Turkmenistan and other Central Asian countries of the Near Abroad. M.: 2010.
2. Mirboboev Sh.Zh., Razykov Z.A., Sulonov Yu., Sokhoshko S.K. Prediction of the process of watering of gas deposits using a universal regression model. // Mining Bulletin of Uzbekistan №81 (2), 2020, pp. 4-8.
3. Mirboboev Sh. Zh., Razykov Z.A. Determination of the nature of watering of gas wells in the process of developing fields in the Afghan-Tajik basin // Bulletin of the Tajik National University No. 1, 2020, pp. 111-120.

КЛАССИФИКАЦИИ УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТРАБАТЫВАЕМЫХ МЕТОДОМ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ



Петухов О.Ф.,
зам. начальника ЦНИЛ НГМК по
урану, редким и редкоземельным
металлам, д.т.н., доцент



Курбанов М.А.,
главный технолог РУ-5 НГМК,
доктор PhD



Ахадов Х.Р.,
главный геолог РУ-5
НГМК



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

Maqolada yer ostida eritmaga o'tkazish usuli bilan qazib olinadigan uran konlarini ilmiy tasniflash natijalari, uran konlari mavjud tasniflarining har tomonlama tahlili keltirilgan. Mavjud tasniflar konlarning bitta yoki ikkita belgilarini (omillarini) hisobga olishga asoslanganligi ko'rsatilgan. Qatlamlarning barcha ko'rib chiqilgan belgilari (omillari) miqdoriy xususiyatlariga ega emas (filtrlash koeffitsienti bundan mustasno).

Yangi tasnifda uran konlarini tasniflovchi 12 ta belgi (omil) va ularni qazib olish sharoitlari ko'rib chiqildi. Sakkizta belgi (omil) uchun miqdoriy tavsif berilgan. Shuni inobatga olgan holda, konlarni tayyorlash va undan keng foydalanish sharoitlari bo'yicha ularni to'rt guruhga ajratish amalga oshirildi.

Tayanch iboralar: *tasnif, uran rudalari, uran konlari, yer ostida eritmaga o'tkazish usuli, miqdoriy tavsiflar, belgi, filtrlash koeffitsienti, eruvchanlik.*

V статье приводятся результаты научной классификации урановых месторождений, обрабатываемых методом подземного выщелачивания. Представлен всеобъемлющий анализ существующих классификаций урановых месторождений. Показано, что имеющиеся классификации базируются на рассмотрении одного или двух признаков (факторов) месторождений. Все рассматриваемые признаки (факторы) месторождений не имеют количественных характеристик (за исключением коэффициента фильтрации).

V новой классификации рассмотрено 12 признаков (факторов), характеризующих урановые месторождения и условия их отработки. Для восьми признаков (факторов) дана количественная характеристика. С учётом этого проведена классификация месторождений на четыре группы по условиям их подготовки и последующей эксплуатации.

Ключевые слова: *классификация, урановые руды, урановые месторождения, метод подземного выщелачивания, количественные характеристики, признак, коэффициент фильтрации, растворимость.*

Научное обоснование классификации (технологической группировки) месторождений, обрабатываемых методом подземного выщелачивания (ПВ), состоит в выделении естественных признаков (факторов), предопределяющих ведение работ и их конечные результаты. Такая классификация месторождений должна строиться не только на геологических особенностях залегания рудных тел и (или) свойствах урановых руд, но и включать технологические приёмы подготовки и отработки месторождений. Другими словами, такая классификация должна строиться, на наш взгляд, по геотехнологическим (геолого – технологическим) принципам.

Общепринятых классификаций урановых месторождений, обрабатываемых методом ПВ, до настоящего времени не создано [1, 2].

К настоящему времени разработан ряд классификаций урановых месторождений, в основу которых положены различные критерии.

Впервые классификация промышленных руд урана была предложена в 1954 г. [3, 4]. Эта классификация составлена по характеру урановой минерализации - выделены 27 типов руд (по содержанию карбонатов и ванадия и их влиянию на технологические процессы). Классификация разработана для руд плато Колорадо (США). Приведенная классификация в работе описывает урановые залегающие по характеру урановой минерализации - девять минералогических типов руд, а также рассмотрено поведение их в процессах обогащения и гидрометаллургической переработки. Промышленная классификация урановых руд подразделяется по характеру урановой минерализации; ассоциации элементов; размеру минеральных агрегатов; крупности зерен минералов и по другим признакам.

Для общей характеристики условий локализации главных типов урановых месторождений разработана классификация [5] по морфологическим типам урановых месторождений, которая включает три группы и несколько подгрупп месторождений, которые в свою очередь делятся на типы месторождений, формы рудных тел и рудную минерализацию.

Разведочная и геотехнологическая группировка урановых месторождений по условиям применения скважинных систем разработки представлена в работе [6].

По связанности горной массы месторождения урана предложено подразделить на сыпучие, скальные и пластичные [7]. При такой классификации сыпучие представляют собой месторождения с рудами, наиболее проницаемыми для подземных вод и растворов выщелачивающего реагента.

Учитывая, что важнейшим признаком пригодности месторождений к разработке их методом ПВ является водопроницаемость руд и вмещающих пород, авторы работы [1] разработали группировку месторождений по признаку проницаемости рудного пласта. Такая классификация включает две группы месторождений по проницаемости руд для растворов ПВ – месторождения с естественной проницаемостью и месторождения с искусственно создаваемой проницаемостью. Эти группы подразделяются по условиям образования скважности и составу рудовмещающих пород и руд на три подгруппы – первая группа, и на две подгруппы – вторая группа. По форме рудных тел две подгруппы в свою очередь подразделяются на семь подтипов.

Безусловно, важные с точки зрения геологии, минералогии и гидрогеологии перечисленные классификации, не отвечают одному из важных требований геотехнологов о возможности выщелачива-

ния урана растворами ПВ и полноты его выщелачивания. Первая попытка сделать классификацию месторождений с учётом минералов урана, из которых может быть извлечён металл растворами ПВ, представлена в работе [8]. Однако, в этой работе не учтены такие важные параметры выщелачивания как время, давление (напор на кровлю), концентрации выщелачивающих реагентов; ничего не сказано в указанной работе и о влиянии окислителей на полноту выщелачивания урана.

Первая попытка классифицировать месторождения с практической точки зрения их дальнейшей эксплуатации методом ПВ была сделана в работах [9, 10]. В качестве критерия классификации были выбраны «благоприятные и неблагоприятные» условия ведения работ по ПВ урана. При этом в качестве основы для группировки месторождений были водопроницаемость руд, объёмные соотношения между водопроницаемыми рудами и породами в продуктивном горизонте, а также растворимость минералов урана в выщелачивающем растворе.

Указанные классификации разработаны лишь в самом общем виде, без детальной разработки количественных характеристик, и не могут в полной мере удовлетворять требованиям практикующих геотехнологов промышленных предприятий и инженеров проектантов, поскольку не отвечают на главные вопросы: какие основные проблемные факторы встретятся при отработке данного месторождения и каковы основные пути решения этих проблем.

В настоящей работе сделана попытка классифицировать урановые гидрогенные месторождения, обрабатываемые методом ПВ, (или планируемых к отработке этим методом) с точки зрения наиболее важных признаков (факторов), характеризующих как само месторождение, так и условия его подготовки и отработки.

Обладая некоторыми общими признаками (факторами), урановые месторождения, обрабатываемые методом ПВ, в то же время характеризуются целым рядом индивидуальных особенностей.

Основными признаками (факторами), которые влияют на качество и время отработки урановых месторождений методом ПВ, (или делающих эксплуатацию этих месторождений невозможными на сегодняшний день) мы выбрали:

- глубину залегания рудного тела;
- содержание урана в руде и продуктивность оруденения;
- «упорность» руд, интенсивность извлечения урана из недр;
- содержание карбонатов в рудоносном горизонте;
- коэффициент фильтрации и фильтрационной неоднородности рудоносного горизонта;
- глубину залегания уровня пластовых вод;
- наличие водоупоров и мощность проницаемых пород рудоносного горизонта;
- ярусность (многоярусность) месторождений;
- кольматацию скважин;
- поглощение промывочной жидкости при бурении скважин;
- расположение рудного тела в рудоносном горизонте.

Рассмотрим подробнее каждый из перечисленных признаков, охарактеризовав его количественными характеристиками.

1. Глубина залегания рудного тела - один из важнейших признаков месторождения, определяющий эффективность его отработки. Глубина залегания рудных тел колеблется в широких пределах, достигая 700 м и более. При прочих равных условиях, экономически выгодно освоение менее глубоких залегающих урановых рудных тел в силу минимизации производственных затрат на бурение и сооружение скважин, а именно: за меньший объём бурения больше вскрыть запасов полезного компонента, выбор более мощного бурового агрегата и более устойчивых обсадных колонн для сооружения скважин. При освоении площадей с различными по глубине залегания рудных тел предлагаются следующие четыре типа месторождений урана:

- неглубокого залегания - менее 200 м;
- умеренно глубокого залегания - от 200 до 500 м;
- глубокого залегания - от 500 до 700 м;
- весьма глубокого залегания - более 700 м.

Бурение скважин характеризуется такой количественной характеристикой как эффективность бурения, которая измеряется в кг урана во вскрытых запасах на погонный метр пробуренной скважины [кг/п.м]. На практике выделяют:

- высокую эффективность бурения, более 7 кг/п.м;
- среднюю эффективность бурения, 4- 7 кг/п.м;
- низкую эффективность бурения, менее 4 кг/п.м.

2. Содержание урана в руде. Нижний предел содержания урана в рудах обычно устанавливается для каждого месторождения отдельно в зависимости от ряда геологических и технико-экономических факторов [11].

В 1960 годах XX века отработка месторождений со значительными запасами урана экономически целесообразно было производить при содержании его 0,05— 0,07% и более. В классификации руд по содержанию урана [11], выделяется пять сортов урановых руд. Пятый сорт урановых руд количественно содержал 0,01— 0,02% U_3O_8 , который считался ниже промышленного минимума (убогие руды) [6]. В настоящее время в отработку вовлекаются месторождения со значительно низкими содержаниями, при этом эффективность метода ПВ нивелируется комплексным использованием сырья. Комплексное использование сырья позволяет вовлекать в отработку урановые месторождения с содержанием 0,01— 0,03% U_3O_8 в руде. Многолетний положительный опыт эксплуатации урановых месторождений методом ПВ в Кызылкумском регионе и экспертная оценка опытных специалистов геотехнологов позволяет нам по содержанию урана группировать гидрогенные месторождения на три группы:

- а) с высоким содержанием урана (0,05% и более);
- б) средним содержанием урана (0,03-0,05%);
- в) низким содержанием урана (0,01-0,03%), убогим содержанием урана (менее 0,01%).

Продуктивность рудного пласта: Под продуктивностью рудного пласта подразумевается количество урана в килограммах на 1 м² площади рудной залежи в плане и колеблется в широких пределах. При соблюдении всех геологических, гидрогеологических и технологических условий выщелачивания, продуктивность пласта является одним из определяющих геотехнологических параметров в части прогноза производства.

Условно по продуктивности геологические залежи урана можно разделить на четыре группы:

- убогие – до 1,0 кг/м²;
- низкопродуктивные – 1-3 кг/м²;
- рядовые – 3-5 кг/м²;
- высокопродуктивные – более 5 кг/м².

3. Для классификации руд по степени их технологической упорности предлагается в качестве качественно-количественной характеристики использовать интенсивность извлечения урана из недр (%/год) для сернокислотного и бикарбонатного выщелачивания. При этом этот показатель устанавливается по результатам лабораторных работ с кернами материалом и опытно-промышленных исследований на стадии геологоразведочных работ. Под интенсивностью извлечения подразумевается количество добытого урана (кг) в течение одного года по отношению ко всему количеству извлекаемых вскрытых запасов в условной добычной единице. Основываясь на этом принципе, рекомендуется относить урановые руды к:

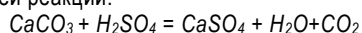
- упорным рудам с низкой интенсивностью извлечения урана (Е) менее 15% в год;
- рудам умеренной упорности – с интенсивностью извлечения урана в пределах 15-30% в год;
- рудам средней упорности – с интенсивностью извлечения урана в пределах 30-40% в год;
- легко выщелачиваемым рудам – с высокой интенсивностью извлечения урана более 40% в год.

Применяя данную классификацию, при проектировании месторождений, можно определить период эксплуатации добычного полигона и соответственно рассчитать технико-экономические показатели.

4. Содержание карбонатов в рудоносном горизонте.

В Пластово-инфильтрационных экзогенно-эпигенетических месторождениях карбонаты в основном представлены кальцитом, реже доломитом и сидеритом. Карбонатные минералы в рудах и вмещающих породах встречаются в виде рассеянной вкрапленности в цементе, в виде конкреций, гнезд, прожилков, пропластков или же в виде довольно крупных карбонатизированных зон, столбов, линз, и пластов.

Форма локализации карбонатов в рудовмещающем горизонте играет важную роль в процессе ПВ. Так, рассеянные в цементе тонкозернистые карбонатные минералы растворяются полностью, что повышает проницаемость пород вплоть до образования каналов, но вызывают интенсивную и длительную газовую кольтматацию. Крупные зерна и агрегатные образования карбонатов, а также их столбы, линзы, пласты являются менее растворимыми в процессе ПВ в связи с образованиями гипсовых «рубашек», предохраняющих карбонаты от дальнейшего разложения. Взаимодействие между ними и серной кислотой происходит по следующей реакции:



Карбонатность вмещающих пород определяет выбор растворителя и окислителя при выщелачивании урана. По содержанию карбонатов, руды предлагается подразделять на:

- низкокарбонатные, 0,1-1,0%;
- среднекарбонатные, 1,0 – 2,0%;
- высококарбонатные, 2,0 – 5,0%;
- весьма высокой карбонатности, $\geq 5,0\%$;

При увеличении содержания карбонатов в рудах более 1,5-2,0% сернокислотный режим выщелачивания становится нерентабельным, в следствии большого удельного расхода кислоты, а также интенсивной химической кольтматации.

Для среднекарбонатных и высококарбонатных руд успешно используется метод бикарбонатно-кислотного выщелачивания с использованием в качестве окислителя технического кислорода и воздуха, нагнетаемого в скважины под высоким давлением [12]. Метод бикарбонатно-кислотного выщелачивания заключается в том, что бикарбонат – ионы в выщелачивающем растворе образуются за счёт разрушения карбонатов вмещающих пород серной кислотой, вводимой в пласт с подкисленными до определённого значения pH (как правило, $pH=4,0-4,5$) выщелачивающими растворами [13]. Таким образом, карбонатность, являясь важным признаком рудовмещающих пород урановых месторождений, обрабатываемых методом ПВ, перестала быть сдерживающим фактором при их эксплуатации, вследствие разработки и успешного внедрения новых технологий. Однако этот признак обязательно нужно учитывать при выборе растворителя и окислителя урана.

5. Коэффициент фильтрации рудоносного горизонта – показатель проницаемости, также является важной характеристикой месторождения, определяющей во многом скорость и полноту его отработки. Проницаемость рудовмещающих пород и руд – это основной гидрогеологический фактор, устанавливающий возможность, целесообразность или эффективность добычи полезного ископаемого геотехнологическим способом, определяется опытно-фильтрационными исследованиями для всего продуктивного пласта.

Здесь целесообразно использовать уже принятую классификацию [1, 2, 7, 9, 14], которая устанавливает четыре группы месторождений, с коэффициентами фильтрации растворов через рудное тело:

- слабопроницаемые, $K_f = 0,1 - 1,0 \text{ м/сут}$;
- умеренно проницаемые, $K_f = 1,0 - 3,0 \text{ м/сут}$;
- проницаемые, $K_f = 3,0 - 10,0 \text{ м/сут}$;
- высокопроницаемые - $K_f \geq 10 \text{ м/сут}$.

Рудные тела с коэффициентами фильтрации $K_f \leq 1,0 \text{ м/сут}$ в настоящее время не обрабатываются. Однако учитывая, что ряд залежей с низкими коэффициентами фильтрации технологических растворов имеют высокие содержания урана, поэтому разработка инновационных технологий, включая электрокинетические технологии [15], на сегодня являются весьма актуальными.

6. Коэффициент фильтрационной неоднородности K_{fn} .

Суммарная растворопроводимость среды не может быть критерием оценки пригодности рудных тел для отработки методом ПВ. Огромное значение играет фильтрационная неоднородность руд и рудовмещающих пород, которая определяет конвективную дисперсию и распространение растворов, а также контролирует массоперенос в продуктивных пластах. Наиболее благоприятным здесь следует считать совместное залегание руд с максимальными растворопроводимостью и концентрацией урановых минералов. Эффективность процессов ПВ в значительной степени зависит от контрастности проницаемости руд и безрудных пород, при этом наиболее оптимальным является случай, когда проницаемость руд выше проницаемости безрудных пород, а наименее благоприятным — когда проницаемость руд меньше проницаемости безрудных пород. По значению коэффициента фильтрационной неоднородности K_{fn} (отношение коэффициентов фильтрации рудного тела к безрудным породам) выделяются четыре типа горизонтов:

- весьма однородные - выше 0,75;
- однородные - от 0,75 до 0,5;
- неоднородные - от 0,5 до 0,25;
- весьма неоднородные - менее 0,25.

7. Наличие водоупоров и мощность проницаемых пород рудоносного горизонта.

Наличие верхних и нижних непроницаемых горизонтов и мощность проницаемых пород рудоносного горизонта (водоупоров) играет важную роль при осуществлении процесса ПВ, поскольку ограничивает растекание и разубоживание продуктивных растворов, и, следовательно, значительно влияет на технико-экономические показатели добычи урана. С одной стороны, наличие надежных водоупоров эксплуатируемого горизонта обеспечивает ограниченную область движения выщелачивающих растворов, позволяя применять более эффективные схемы вскрытия с увеличенными расстояниями между скважинами; с другой стороны, наличие даже небольших локальных водоупорных прослоев внутри рудоносного горизонта часто не позволяет вести совместную отработку двух-трех интервальных оруденений, даже не далеко расположенных друг от друга.

Поэтому при геологоразведке месторождений и проектировании технологии его эксплуатации большое значение имеет изучение положения водоупоров в разрезе месторождения, в частности в зоне рудных залежей.

По наличию водоупоров и мощностью проницаемых пород рудоносного горизонта месторождения могут быть сгруппированы на:

- месторождения с чётко выраженными верхним и нижним водоупорами и с малой проницаемой мощностью горизонта до 10 м, которые относятся к месторождениям с низкой степенью разубоживания;
- месторождения, имеющие верхние и нижние водоупоры, со средней мощностью проницаемых пород рудоносного горизонта 10-30 м – месторождения со средней степенью разубоживания;
- месторождения, имеющие верхние и нижние водоупоры, с большой мощностью проницаемых пород рудоносного горизонта 30-50 м – месторождения с высокой степенью разубоживания;
- месторождения, в которых отсутствуют один или оба водоупора и искусственное создание их не представляется возможным при данном уровне развития технологии, с мощностью проницаемых пород более 50 м – месторождения с весьма высокой степенью разубоживания.

8. Ярусность месторождений. Многоярусное размещение рудных залежей в вертикальном разрезе месторождений генерирует некоторые сложности при вовлечении их в производство. Способы одновременной эффективной отработки многоярусных горизонтов пока не разработаны.

Предложены несколько способов одновременной отработки месторождений с ярусными залежениями рудных тел, когда в отработку вовлекаются все рудные тела одновременно через одну сеть технологических скважин [16]. Но не один из этих способов не нашёл своего применения в производстве.

Таблица 1

Классификация месторождений, обрабатываемых методом ПВ

Тип месторождения по предлагаемой классификации	Признаки урановых месторождений, обрабатываемых методом ПВ, и их количественная характеристика									Примечания
	Глубина залегания рудного тела, м	Продуктивность руднения P_s , кг/м ²	Упорность руд интенсивность обработки E , %/год	Коэффициент фильтрации горизонта, K_f , м/сут	Коэффициент фильтрационной неоднородности, K_{fn}	Мощность проницаемых пород рудоносного горизонта, м	Поглощение пром. жидкости	Глубина залегания уровня подземных вод, м	Содержание карбонатов в руде, %	
1. С особо благоприятными условиями обработки	неглубокого залегания, ≤ 200	высокопродуктивные, более 5 кг/м ²	легко выщелачиваемые, с высокой интенсивностью обработки, $E \geq 40\%$ в год	высокопроницаемые $K_f = > 10,0$ м/сут	очень однородные, $> 0,75$	малой мощности, до 10 м	отсутствует	положительного, неглубокого залегания 0-50 м	$\leq 0,1$ – для $H_2SO_4 \geq 5,0$ $H_2SO_4 + O_2$	
2. Благоприятные, с устранением отрицательного влияния отдельных признаков	умеренно-глубокого залегания, 200-500	рядовые, 3-5 кг/м ²	со средней интенсивностью обработки, $30 < E < 40\%$ в год	проницаемые $K_f = 3,0-10,0$ м/сут;	однородные от 0,5 до 0,75	средней мощности – от 10 до 30 м	отсутствует	умеренно-глубокого залегания 50-150 м	$\leq 1,0$ – для H_2SO_4 2,0-5,0 $H_2SO_4 + O_2$	
3. Малоблагоприятные, с устранением отрицательного влияния большинства признаков	глубокого залегания, 500-700	Низкопродуктивные, 1-3 кг/м ² ;	с умеренной интенсивностью обработки $E < 15-30\%$ в год	умереннопроницаемые $K_f = 1,0 - 3,0$ м/сут;	неоднородные от 0,25 до 0,5	большой мощности 30-50 м	частичное поглощение	глубокого залегания 150-200 м	1,0-2,0% Для H_2SO_4 1,0-2,0 $H_2SO_4 + O_2$	
4. Неблагоприятные для обработки	очень глубокого залегания, > 700	убогие, до 1,0 кг/м ²	с низкой интенсивностью обработки $E < 15\%$ в год	слабопроницаемые, $K_f = 0,1 - 1,0$ м/сут	очень неоднородные, $< 0,25$.	очень большой мощности, более 50 м	полное поглощение	очень глубокого залегания > 200 м	$\geq 2,0\%$ Для H_2SO_4 $\leq 1,0$ – для $H_2SO_4 + O_2$	При современном уровне развития техники и технологий

Возможные способы решения этого вопроса может быть бурение самостоятельных скважин на каждый отдельный ярус, что потребует дополнительных затрат, повлияв на экономическую эффективность метода ПВ. Все месторождения с ярусным залеганием Кызылкумского региона обрабатываются с бурением самостоятельных скважин на каждый ярус, что в свою очередь влияет на себестоимость конечного продукта.

Ярусность месторождений предлагается классифицировать по количеству размещения рудных зон в разрезе месторождения: одноярусные, двухярусные, трёхярусные и т.д.

9. Кольматация. В процессе ведения добычных работ под воздействием различных реагентов (серная кислота, гипохлорит натрия, кислород технический и т.д.) в водоносном горизонте возникают процессы кольматации. Различают газовую, химическую, механическую и ионообменную кольматации. В то же время кольматация может быть временной (обратимой) и постоянной (необратимой) [17].

Источником газовой кольматации при использовании серной кислоты в процессе ПВ являются карбонатные минералы. В этом случае ПВ сопровождается выделением газа - CO₂. Газ в продуктивных растворах ПВ находится в растворённом и нерастворённом состоянии - в виде газовых пузырьков. Растворённые газы в условиях высокого пластового давления при снижении давления в откачной скважине дегазируют т. е. переходят в нерастворимое состояние. Нерастворённые газы вместе с продуктивным раствором всасываются в откачной скважине погружным насосом, что приводит к возникновению газовой кавитации, приводящей к снижению срока эксплуатации погружных насосов. Кроме того, выделение CO₂ временно нарушает проницаемость пласта.

К химической (постоянной) кольматации относится образование гипса и алюмосиликатов, осадки которых способны экранировать поры и капилляры породы и отлагаться на фильтрах.

Механическая кольматация образуется за счёт отложения взвешенных твёрдых частиц на некотором расстоянии от скважины и на самом фильтре.

Кольматация вследствие ионообменных процессов связана в основном с набуханием глинистых частиц вследствие катионного обмена ионов Ca²⁺, находящихся в глине, на катионы Na⁺ из раствора. Этот катионный обмен сопровождается далее необратимой химической кольматацией из-за образования гипса.

Все эти виды кольматации с большой степенью достоверности можно определить и изучить на стадии лабораторных исследований и опытно-промышленных работ с разработкой рекомендаций, и мероприятий для проекта промышленной эксплуатации месторождения.

10. Поглощение промывочной жидкости при бурении скважин. На некоторых урановых месторождениях при бурении скважин наблюдается поглощение промывочных жидкостей, приводящее к остановке бурения, а в отдельных случаях – и к потере бурового инструмента. Многолетний опыт работ по бурению позволил специалистам по ПВ классифицировать это явление на бурение:

- отсутствием поглощения;
- с частичным поглощением – степень поглощения промывочной жидкости до 80% и его можно устранить различными средствами (тампонированием, применением реагентов и др.)
- с полным поглощением, когда полностью прекращается вынос промывочной жидкости из ствола скважины. При этом приходится менять точку бурения.

Эта характеристика месторождения должна выявляться в процессе проведения опытно-промышленных работ, с разработкой способа ликвидации поглощения, и отдельным разделом отражаться в проекте промышленной эксплуатации месторождения.

11. Глубина залегания уровня пластовых вод. Глубина залегания уровня и напор подземных вод определяют условия рас-

твороподъема и раствороподачи на дневную поверхность. Высота напора подземных вод может колебаться в широких пределах. При этом надо иметь в виду, что чем большим напором (величиной статического уровня пластовых вод) обладают горизонты, тем лучшие условия создаются для фильтрации растворов (при прочих равных условиях). Эксплуатация высоконапорных водоносных горизонтов, где пьезометрический уровень подземных вод выше поверхности земли (самоизлив) требует несравненно меньших энергетических затрат для раствороподъема, но возникают технические трудности с нагнетанием выщелачивающих растворов, так как для создания избыточного гидростатического давления приходится применять нагнетательные насосы.

Если пьезометрический уровень устанавливается ниже поверхности земли и неглубокого залегания создаются благоприятные возможности для подъема растворов на поверхность и введения растворителя в рудный пласт простым наливом раствора в закачные скважины.

В зависимости от статического уровня подбирается тип электропогружного насосного агрегата, который должен соответствовать производительности скважины и обеспечить стабильную откачку продуктивных растворов. По глубине залегания уровня пластовых вод месторождение можно отнести к следующим типам:

- неглубокого залегания – 0-50 м;
- умеренно глубокого залегания – 50-150 м;
- глубокого залегания – 150-200 м;
- весьма глубокого залегания – ≥ 200 м;

На месторождениях с низким статическим уровнем, то есть весьма глубокого залегания уровня пластовых вод к примеру, необходимо подобрать ЭПНА с напором более 20 кг/см², и соответственно раствороподъемный шланг должен иметь толщину стенки, способную выдержать данное давление.

12. Расположение рудного тела в рудоносном горизонте.

Классический разрез рудоносного горизонта гидрогенных месторождений урана представляет собой наличие верхнего и нижнего непроницаемых водоупоров, между которыми расположено рудное тело и безрудные песчаниковые породы.

На практике определено влияние расположения рудного тела в горизонте на процесс выщелачивания урана.

К примеру, в случаях, когда рудное тело расположено в нижней части водоносного горизонта степень воздействия серной кислоты непосредственно на руду выше за счет высокой плотности кислоты. Но если при таком расположении руды провести для окисления урана нагнетание сжатым воздухом (НСВ), то за счет разности плотностей воздух направится в верхнюю часть горизонта и мало воздействует на рудное тело. Процесс окисления при этом будет проведен с низким эффектом.

Напротив, расположение рудного тела в верхней части горизонта благоприятно для окисления методом НСВ и кислородом техническим. Здесь значительно снижается воздействие кислоты, т.к. определенная ее часть будет расходоваться на пустые породы, расположенные в нижней части водоносного горизонта.

С учетом рассмотренных признаков (факторов), характеризующих урановые месторождения и условия их отработки предлагается классификация месторождений, обрабатываемых методом ПВ (табл. 1).

По предлагаемой классификации месторождения подразделяются на четыре группы:

1. С особо благоприятными условиями отработки.
2. Благоприятные, с устранением отрицательного влияния отдельных признаков.
3. Малоблагоприятные, с устранением отрицательного влияния большинства признаков.
4. Неблагоприятные для отработки (при современном уровне развития техники и технологии).

Каждая группа месторождений характеризуется девятью признаками (факторами), восемь из которых имеют количественные характеристики. Такой признак как поглощение имеет качественные характеристики.

Предлагаемая классификация позволит для вновь вводимых в эксплуатацию месторождений оценивать капитальные затраты, ожидаемые (планируемые) показатели, условия эксплуатации и риски, которые могут при этом возникать.

Библиографический список:

1. Мамилов В.А., Петров Р.П., Водолазов Л.И. и др. Добыча урана методом подземного выщелачивания. - М.: Атомиздат. - 1980. - С. 20-24.
2. Белецкий В.И., Долгих П.Ф., Петров Р.П., Прозоров Л.И., Тедеев М.Н. и др. Справочник по геотехнологии урана. Под редакцией Скороварова Д.И. - М.: Энергоатомиздат. - 1997. - С. 62-65.
3. W. Lenneman. *Engineering and Mining Journal*. No. 9 (1954), pp. 155.
4. By. Thunaes. *Canadian Mining and Metallurgical Bulletin*, 47, No. 506, 128 (1954).
5. Шумилин М.В., Викентьев В.А. Подсчёт запасов урановых месторождений. - М.: Недра. - 1982. - С. 18-33.
6. Шумилин М.В., Муромцев Н.Н., Бровин К.Г. и др. Разведка месторождений урана для отработки методом ПВ. - М.: Недра. 1985 г.
7. Новик - Качан В.П., Губкин Н.В., Десятников Д.Т., Чесноков Н.И. Добыча металлов способом выщелачивания. - М.: - Цветметинформация. 1970 г., 246 с.
8. Кириченко И.П. Химические способы добычи полезных ископаемых. - М.: - Издательство АН СССР. 1958 г.
9. Бахуров В.Г., Руднева И.К. Химическая добыча полезных ископаемых (основы процесса, характеристика месторождений, исследования и изыскания, промышленный опыт). - М.: Недра. 1972 г., 426 с.
10. Бойцов В.Е. Промышленные типы месторождений урана и условия их формирования // Основные научные направления в создании и освоении минерально-сырьевой базы страны. - М.: Недра. - 1988. - С. 123-136.
11. Прибытков И.П. Основные принципы классификации промышленных урановых руд // Атомная энергия. -1960.- Том 9. Вып. 3.-С. 201-209.
12. Петухов О.Ф., Истомин В.П., Руднев С.В., Хасанов А.С. Уран. - Ташкент.: Turon Zamin-ziyo. -2015.- С. 486-490.
13. Толстов Е.А., Толстов Д.Е. Физико-химические геотехнологии освоения месторождений урана и золота в Кызылкумском регионе. - М.: Геоинформцентр. - 2002.- С. 112- 117.
14. Суражский Д. Я. Методы поисков и разведки месторождений урана. - М.: Атомиздат. 1960 г., 246 с.
15. Петухов О.Ф. Состояние и направления развития электро-сорбционной технологии очистки почв и подземных вод. // Горный вестник Узбекистана. - 2005. - №1. - С. 83-87.
16. Кедровский О.Л. Комплексы подземного выщелачивания. М.: - Недра. 1992 г., 346 с.
17. Ивашечкин В.В., Шейко А.М., Кондратович А.Н. Регенерация скважинных и напорных фильтров систем водоснабжения. - Минск, 2008 г.

THE CLASSIFICATION OF URANIUM DEPOSITS, SUITABLE FOR PRACTICING THE METHOD OF IN-SITU LEACHING

¹Petukhov O.F., Deputy Head of Central Research Laboratory for uranium and rare earth metals, Doctor of Engineering Sciences. e-mail: o.petuhov@ngmk.uz

¹Kurbanov M.A., Deputy of chief engineer, PhD. e-mail: o.petuhov@ngmk.uz

¹Ahadov H.R., Head geologist. e-mail: o.petuhov@ngmk.uz

²Khalimov I.U., Head of the Department of Rare and radioactive Metals, PhD, Associate Professor e-mail: o.petuhov@ngmk.uz

¹Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Navoi, Uzbekistan.

²Navoi State Mining Institute, Navoi, Uzbekistan.

Abstract

This paper describes the results of the classification of uranium deposits, suitable for practicing the method of in-situ leaching. The comprehensive analysis of current methods of the classification is presented. The comparison of these methods of the classification has allowed to make conclusion: the most current classifications were designed only the one topic, for example, the filtration factor or solubility. The quantitative topics (factors) are absent too (excluding the filtration factor).

Twelve topics (factors) that has characterized every deposit and condition for practicing are presented. Eight topics (factor) got quantitative. With that in mind the new classification of uranium deposits, suitable for practicing the method of in-situ leaching, is presented.

Keywords: classification, uranium ores, uranium deposits, method of in-situ leaching, quantitative, topic, filtration factor, solubility.

References

1. Mamilov V.A. Petrov R.P. Vodolazov L.I. Recovery uranium by the method of in-situ leaching. - Moscow: Atomizdat. - 1980, pp. 20-24.
2. Belestkiy V.I., Dolgih P.F., Petrov R.P., Prozorov L.I., Tedeev M.N. Handbook on geotechnology uranium. Edited by Skorovarov D.I. - Moscow: Energoatomizdat. - 1997, pp. 62-66.
3. Lenneman W. Engineering and Mining Journal. 1954. - 155, No. 9. 155 p.
4. Thunaes By. Canadian Mining and Metallurgical Bulletin. - 1954. - No. 506. 128 p.
5. Shumilin M.V., Vikentiev V.A. Reserves estimation of uranium deposits - Moscow: Nedra. - 1982, pp.18-33.
6. Shumilin M.V., Muromstev N.N., Brovin K.G. Exploration uranium deposits suitable for practicing the method of in-situ leaching. - Moscow: Nedra. -1985.
7. Novik - Kachan V.P., Gubkin N.V., Desyatnikov D.T., Chesnokov N.I. Recovery metals by the method of in-situ leaching. - Moscow: Stvetmetinformatsiya. - 1970.
8. Kirichenko I.P. Chemical methods recovery of mineral products. - Moscow: - Izdatelstvo AN USSR. - 1958.
9. Bakhurov V.G., Rudneva I.K. Chemical recovery of mineral products - Moscow: Nedra. -1972. P. 426 p.
10. Boystov V.E. The industrial types of uranium deposits and the conditions for establishing // The main scientific directions for establishment and development the mineral base of country. - Moscow: Nedra. -1988, pp. 123-136.
11. Pribaytkov I.P. The main principles of classification uranium ores //Atomic energy. -1960.- Vol 9. №. 3, pp. 201-209.
12. Petukhov O.F., Istomin V.P., Rudnev S.A. Uranium. - Tashkent: - «Turon Zamin - ziyo». - 2015, pp. 486-490.
13. Tolstov E.A., Tolstov D.E. Physical and chemical geotechnologies for practicing of uranium and gold deposits in Kayzaylkum region. - Moscow:- Geoinformatsentr.- 2002, pp. 112- 117.
14. Surazhskiy D.Ya. Methods of exploration uranium deposits. - Moscow: - Atomizdat. - 1960. 246 p.
15. Petukhov O.F. State of affairs and lines of development electro-sorption purification soils and underground waters. // Gorniy vestnik Uzbekistana. - 2005.- №1, pp. 83-87.
16. Kedrovskiy O.L. Complexes of in-situ leaching. Moscow: Nedra. -1992. 346 p.
17. Ivashechkin V.V., Sheyko A.M., Kondratovich A.N. Regeneration of downhole and pressure filters of water supply systems. - Minsk.: - 2008. 354 p.

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: infonmz@ngmk.uz



ГЕОЛОГО-СТРУКТУРНЫЕ УСЛОВИЯ ЛОКАЛИЗАЦИИ И ОСОБЕННОСТИ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА УРАН-РЕДКОМЕТАЛЬНОГО ОРУДЕНЕНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КЕТМЕНЧИ (ЗИРАБУЛАК-ЗИЁВУДДИНСКИЙ ГОРНО-РУДНЫЙ РАЙОН)



Мирходжаев Б.И.,
ведущий инженер-геолог
НГМК, д.г.-м.н.



Турсебеков А.Х.,
заведующий лабораторией
«Геотехнология» института
геологии и геофизики
им. Х.М. Абдуллаева, к.г.-м.н.



Ахадов Х.Р.,
главный геолог РУ-5
НГМК



Каландаров С.М.,
инженер-геолог РУ-5
НГМК

Markaziy Osiyoda ma'lum bo'lgan uran konida tog jinslari va ma'danlarning moddiy tarkibi, zamonaviy usullar asosida batafsil o'rganildi va kon ma'dani tarkibida kamyob metallar miqdori ularning klarkidan o'nlab marta ortiqligi aniqlandi. Asosiy ma'dan minerallarning shakllanish sharoitlari o'rganildi. Shu qatorda, organik modda bilan boyitilgan uran ma'dani mineral tarkibi ham organildi. Uranni qayta ishlash yangi texnologik sxemalari taklif qilindi.

Taynch iboralar: uran ma'dani, zamonaviy tadqiqot usullari, kamyob metallar, ma'danning moddiy tarkibi, minerallar shakllanishi, organika bilan boyitilgan uran ma'dani.

На одном из известных урановых месторождений Центральной Азии проведены детальные исследования вещественного состава вмещающих горных пород и руд с использованием современных методов диагностики. Установлено, что руды месторождения являются концентратором редкометального оруденения, содержания которых в десятки раз превышают их кларки. Изучены формы нахождения основных рудных минералов. Изучен минеральный состав уранового оруденения, в том числе, сильно обогащённое органическим веществом. Предложены новые технологические схемы извлечения урана.

Ключевые слова: урановое оруденение, современные методы исследований, редкометальное оруденение, вещественный состав руд, формы нахождения металлов и руд, обогащённая органикой руда.

Геологическое строение месторождения Кетменчи и основные рудоносные горизонты.

Месторождение урана Кетменчи географически расположено в Зирабулак-Зиёвуддинских горах, характеризуется сложным геологическим строением, а также крупными запасами основного металла. Сенюманский горизонт является основным рудовмещающим и наиболее продуктивным горизонтом этого месторождения. В его строении принимают участие разнообразные плохо отсортированные, грубообломочные породы - разногалечные конгломераты, гравелиты, песчаники, алевролиты с прослоями глин. Сенюманские отложения перекрываются песчаными конгломератами, равномернозернистыми глауконит-слюдисто-кварцевыми песками, реже - алевролитами и глинистыми песчаниками туронского яруса. Ярус включает породы учкудукского, джейрантуйского и кендыктюбинского горизонтов. Среди последних рудовмещающим является только учкудукский [1, 2, 3].

Кроме основных рудоносных горизонтов, промышленное урановое оруденение также локализуется в терригенных осадках неокомпата, альба, верхнего турона, коньяка (2 песчаные пачки) и верхнего сенюмана, реже в коре выветривания палеозойских гранитов. Практически 70% уранового оруденения (17 залежей) локализуется в отложениях верхнего мела и лишь 30% - нижнего мела (альбского и аптского ярусов). Размеры урановых залежей - от нескольких сотен метров до 1,5-2 км при ширине 35-200 м.

Кетменчинское рудное поле, включающее одноимённое месторождение, по степени перспективности разделено на 3 части, обозначенные на карте римскими цифрами I, II и III (рис. 1).

На одном из разрезов месторождения были обнаружены урановорудные зоны, значительно обогащённые органическим веществом - углефицированные с содержанием углерода более 65% (рис. 2).

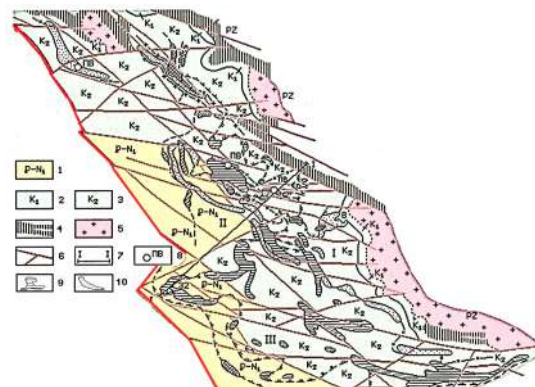


Рис. 1. Схематическая геологическая карта Кетменчинского рудного поля. Условные обозначения: 1 – кайнозойские отложения; 2 – верхнемеловые и 3 – нижнемеловые отложения; 4 – докембрий-палеозойские породы, 5 – гранитоиды; 6 – разрывные нарушения; 7 – линия разреза; 8 – участки подземного выщелачивания; урановое оруденение 9 – балансовое, 10 – забалансовое. На карте римскими цифрами (I, II, III) обозначены рудные узлы, красная линия – региональный глубинный разлом

Вообще повышенное количество органики в разрезах урановых месторождений Зирабулак-Зиёвуддинских гор давно известное явление, которое объясняется расположением Бухаро-Хивинской нефтегазоносной провинции "по-соседству" с горными структурами Южного Тянь-Шаня, имеющими региональный характер. Юго-восточная часть нефтегазоносной провинции, именуемая Бухаро-Каршинской, по Южно-Тяньшаньскому глубинному разлому контактирует с Зирабулак-

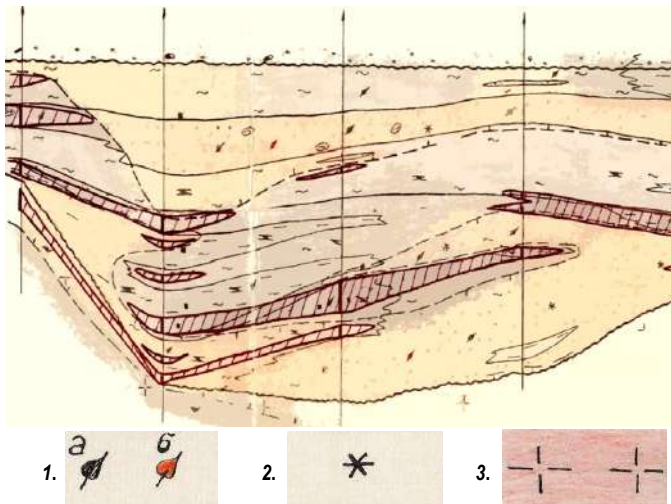


Рис. 2. Схематический геологический разрез Кетменчинского рудного поля. Условные обозначения: 1 – органические остатки (а – неокисленные, б – окисленные), 2 – гидроокислы железа, развитые по сульфидам, 3 – гранитоиды II комплекса. Заштрихованные участки – урановородные тела, а вертикальные линии – профили буровых скважин

Зиёвуддинским районом Центрально-Кызылкумской урановородной провинции. Такое соседство решительным образом отразилось прежде всего на минералого-геохимическом составе отложений, вмещающих урановое оруденение. С одной стороны, образование урановых залежей в мел-палеогеновых отложениях связано с перетоками подземных вод из ураноносных черносланцевых толщ фундамента, слагающих горст-антиклинали, в водоносные горизонты платформенного чехла, формирующие малые артезианские бассейны. С другой стороны, с расположенных южнее нефтегазоносных месторождений по глубинным разломам в структуры мел-палеогеновых отложений мигрируют такие углеводородные соединения, как H_2S , CH_4 , NH_3 , коренным образом меняя геохимическую обстановку локализации урана. В результате, в составе горных пород, вмещающих урановые залежи зафиксировано высокое содержание органического вещества вплоть до жидких битумов. Высокая концентрация органического вещества создаёт резко восстановительную среду благоприятную для перехода U^{VI} в U^{IV} , но в тоже время отрицательно сказывается на эффективности извлечения металла даже при высоких его содержаниях.

Некоторые гидрогеологические черты строения рудного поля.

Важнейшим фактором перетока подземных вод из структур фундамента в структуры мезозой-кайнозойского чехла Кетменчинского рудного поля способствовало его блоковое строение, которое образовано многочисленными и многовекторными разрывными нарушениями (Карнабский, Напасский, Малый и Большой Кетменчинский, Кишарский разломы, имеют северо-восточное простирание, а пересекающие их – Кетменчинский, Граничный, Второй Кетменчинский, Центральный и Киркбулакский разломы – субширотное). Тектонические движения по ним привели к формированию разноуровневой структуры рудного поля со сложными литолого-фациальными условиями отложений. Водоносные горизонты чехла характеризуются многоярусными напорными водами, в связи с которыми формировались основные рудовмещающие горизонты – сеноманский и альбский. Иногда в отдельных гидрогеологических структурах (например, Байский артезианский бассейн) возникают напряжения, связанные с экранирующей ролью некоторых разломов. В таких структурах наблюдаются перепады статических уровней подземных вод, достигающие 100-150 м, а иногда за счёт обратных перетоков напорной воды, из водоносных пластов в низзалегające, происходит полное осушение урановородного горизонта. В подобных условиях образуются, так называемые, «висячие руды», которые являются промышленными по содержанию урана, но относятся к технологическому забалансу, так как гипсометрический уровень их локализации оказался в настоящее время выше статического уровня подземных вод. Такое «невыгодное» для извлечения урана методом ПВ положение руд отмечено на месторождениях Учкудук, Кендыктыбе, Аксай и др.

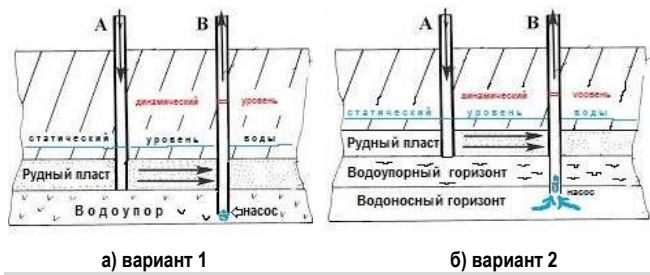


Рис. 3. Схема извлечения урана. Условные обозначения: скважина А – закаяная, В – откачная, двойные стрелки - направление движения пластовых вод

Разработка технологии извлечения таких «сухих» руд – это актуальная задача современного производства. В тоже время, на многих урановых месторождениях, в том числе Кетменчи, есть участки балансовых руд, перекрытые водным столбом мощностью, не отвечающей требованиям ТЭО кондиций (10-15 м). Добыча урана в таких гидрогеологических условиях до сих пор была невозможна. Нами предлагается технология, применение которой, возможно, позволит разрабатывать подобные участки с урановым оруденением. На рис. 3, а показан первый вариант такой технологии – бурится откачная скважина глубиной на 30-50 м глубже рудного горизонта. В нижней части устанавливается насос с охлаждающим кожухом, который и создаёт необходимый рабочий уровень воды. Согласно второму варианту – насос устанавливается (рис. 3, б) в водоносном горизонте, залегающем ниже и благодаря дополнительному притоку воды (показано голубыми стрелками) создаётся приемлемый гидродинамический режим для выщелачивания урана. Предварительные расчёты показали, что в обоих вариантах предлагаемая технология выщелачивания урана будет рентабельной.

Минералого-геохимические особенности руд месторождения.

Минералогические исследования были направлены на выявление фазового состава минералов в рудах и форм нахождения урана и сопутствующих ему элементов. В связи с этим, были изучены несколько проб навесок из 2-х технологических проб, отобранных на месторождении Кетменчи.

В результате комплексного подхода к исследованиям (микроскопия, рентгенофазовый, микронзондовый, масс-спектрометрический анализ) авторами были получены весомые результаты о химическом и минеральном составе руд уранового месторождения Кетменчи. Было выявлено, что основными компонентами вмещающих оруденения пород являются $SiO_2 > Al_2O_3 > K_2O > Fe_2O_3$.

По данным масс-спектрометрического анализа матрица пород, вмещающих уран-редкометальное оруденение представлено следующими основными элементами-образователями: $Si > Fe > Al > K > Ti > Mg > Ca$, где $K > Na$, $Mg > Ca$ (табл. 1). Кроме выше перечисленных элементов, которые составляют более 50% основной массы матрицы вмещающих оруденение пород, на долю органического вещества (битумы + $C_{орг}$) приходится около 44,5% (табл. 2). Ураново-редкометальное оруденение является концентратором не только урана при $U > Th$, но также Mo , Re , Tl , Se и ряда других элементов. Кларки концентраций перечисленных элементов в матрице пород превышают в десятки и сотни раз их кларки в земной коре (табл. 3).

Для изучения вещественного состава и выяснения форм нахождения элементов в матрице пород и ассоциирующего с ними ураново-редкометального оруденения были проведены детальные исследования. В результате было определено (табл. 2), что основными минералами матрицы вмещающих пород являются (в %): кварц (44), органическое вещество (44,5), мусковит, гидрослюда-иллит (6), пирит (3), кальцит (2), гипс (1,5). На месторождении основными породообразующими минералами являются кварц > ортоклаз > мусковит, а также глинистые минералы (смектиты): монтмориллонит и гидрослюда – шамозит.

В виде аксессуаров присутствуют: барит, галенит, сфалерит, арсенипирит, апатит, циркон, в результате воздействия метеорных вод железистый мусковит и сульфиды, циркон подверглись окислению.

Таблица 1

Химический состав матрицы минеральной системы (по данным масс-спектрометрического анализа, в %)

Проба №1				Проба №2			
Элемент	Содержание	Элемент	Содержание	Элемент	Содержание	Элемент	Содержание
Na	0,11	In, z/m	0,04	Na	0,15	In, z/m	0,02
Mg	0,30	Sn	4,1	Mg	0,41	Sn	6,1
Al	1,4	Sb	1,4	Al	2,1	Sb	1,0
P	0,03	Te	0,14	P	0,02	Te	0,2
K	1,21	Cs	46	K	1,45	Cs	38
Ca	0,15	La	3,3	Ca	0,13	La	2,9
Ti	0,38	Ce	5	Ti	0,41	Ce	6
Mn	0,03	Pz	1	Mn	0,09	Pz	0,5
Fe	3,10	Nd	3	Fe	3,68	Nd	4,0
Ba	0,03	Sm	0,8	Ba	0,01	Sm	1,0
Li, z/m	103	Eu	0,2	Li, z/m	115	Eu	0,1
Be	10,6	Gd	0,7	Be	9,0	Gd	0,9
Sc	6,3	Tb	0,1	Sc	5,9	Tb	0,6
V	74,3	Dy	0,8	V	80,2	Dy	0,0
Cr	61,4	Ho	0,1	Cr	66,3	Ho	0,2
Co	18	Er	0,4	Co	20	Er	0,3
Ni	93,7	Tm	0,4	Ni	90,3	Tm	0,2
Cu	62	Yb	0,4	Cu	70	Yb	0,4
Zn	137	Lu	0,05	Zn	129	Lu	0,03
Ga	18	Hf	2,5	Ga	16	Hf	2,9
As	37	Ta	1,2	As	41	Ta	2,6
Se	4,6	W	3,5	Se	5,0	W	5,0
Rb	80	Re	0,51	Rb	74	Re	0,60
Sr	31	Pt	0,01	Sr	39	Pt	0,01
Y	2,4	Au	<0,05	Y	3,0	Au	<0,05
Zr	75,4	Tl	44	Zr	70	Tl	39
Nb	14	Pb	47	Nb	12	Pb	53
Mo	96	Bi	0,4	Mo	100,5	Bi	0,3
Ag	0,34	Th	4,0	Ag	0,45	Th	10,0
Cd	0,21	U	1962	Cd	0,20	U	2072

Таблица 2

Минеральный состав матрицы углеродистого вещества месторождения Кетменчи

	Классы минералов	Минерал	Химический состав	Содержание в %
1	Силикаты	кварц	SiO ₂	44,0
2	Алюмосиликаты	гидрослюда (иллит) мусковит	KAl ₃ Si ₂ O ₇ (OH) ₃	6,0
3	Карбонаты	кальцит уранотолит	CaCO ₃ Ca ₂ (UO ₂) ₂ (CO ₃)nH ₂ O	2,0
4	Сульфаты+карбонат	гипс шрёкингерит	CaSO ₄ ·nH ₂ O NaCa(UO ₂)(F SO ₄)(CO ₃) ₃ ·10H ₂ O	1,5
5	Фосфаты	апатит	Ca ₁₀ (PO ₄) ₆ F ₂	+
6	Сульфиды	пирит марказит	FeS ₂	3,0
7	Органическое вещество	уголь	Сорг	44,5
8	Молибдаты	-	CaMoO ₄	+
9	Сульфаты	циппеит	K ₂ (UO ₂) ₄ (SO ₄) ₂ ·3(OH)·3H ₂ O	+

Таблица 3

Кларк концентраций сидерофильных и халькофильных элементов в органическом веществе месторождения Кетменчи

Элемент	Кларк элемента по А.П. Виноградову (г/т)	Кларк элемента по А.П. Виноградову (г/т)	Содержание элемента (г/т)	Кларк концентраций (КК)
1	Mo	1,1*10 ⁻⁴ (1,1)	98	90
2	Tl	1*10 ⁻⁴ (1,0)	43	43
3	Se	5*10 ⁻⁶ (0,5)	4,8	10
4	Re	7*10 ⁻⁸ (7*10 ⁻⁴)	0,55	80
5	Li	0,0032 (32)	110	3,5
6	Cs	3,7*10 ⁻⁴ (3,7)	43	10
7	U	2,7*10 ⁻⁴ (2,7)	2012	765

Таблица 4

Минеральный состав минералов в матрице органического вещества (по данным микрозондирования, в %)

	Минералы	Na ₂ O	CaO	SO ₃	UO ₂	CO ₂	H ₂ O	F	Fe ₂ O ₃	MoO ₃
1	шрёкингерит	2,93	19,10	10,03	31,99	14,53	19,83	2,0	-	-
2	шрёкингерит	2,53	18,01	11,25	29,99	15,10	18,15	2,15	-	-
3	уранотолит	-	15,83	-	36,41	22,75	24,20	-	-	-
4	повеллит	-	27,5	-	-	-	-	-	-	-
5	циппеит	-	2,88	11,98	70,07	-	14,67	-	0,19	70,6

При этом Fe - мусковит теряет железо, превращаясь в смектиты, а сульфиды окисляются с образованием гетита и гидрогетита. Уран и Th зафиксированы в апатите, в цирконе Th (1,42%), в альбите урана (0,03%), а в смектитах (0,03%). Носителем урана и тория являются гетит и гидрогетит, в них содержится Th-0,16%, U до 0,31%.

В результате изучения матрицы угленосно-силикатно-алюмосиликатно-карбонатно-сульфатно-сульфидной системы месторождения было установлено, что сульфат-карбонат (шрёкингерит) образовался совместно с сульфатами (гипсом, циппеитом) и карбонатом (кальцитом). Ранее [4] было детально известно, что шрёкингерит широко распространён в осадочных горных породах (песчаники, известняки, угольные отложения и др.) в ассоциации с ванадатами, сульфатами и карбонатами урана, гипса, марказита, ярозита и кальцита.

Из вышеизложенного следует, что матрица вмещающих оруденные пород месторождения представляет собой обогащённую органикой **силикатно-сульфидно-карбонатную геохимическую систему** (табл. 2, 5-8). В табл. 5-7 приведены данные химического состава минералов матрицы пород, полученные по результатам микрозондовых исследований.

Нами установлено, что основной формой нахождения урана является минеральная, которая представлена следующими минералами: сульфат-карбонатом (шрёкингерит), карбонатом (уранотолит), сульфатом (циппеит), отражённых в табл. 4. Из присутствующих минеральных форм урана самой распространённой является сульфат-карбонатная (около 1,5%), которая образовалась совместно с сульфатами и карбонатами.

Кроме этого, уран присутствует в виде примеси в апатите, кальците, пирите, гётите, гидрогётите и гидрослуде (табл. 5-8). Минералы урана также присутствуют и в матрице пород в виде микронных включений в кальците, органическом веществе и гидрослуде. Форма нахождения молибдена представлена минералом молибдатом (повеллит CaMoO₄), а таллий, селен и рений не образуют собственных минеральных форм и входят в виде примесей в состав пирита (табл. 6).

Кетмончинское рудное поле находится в зоне проявления интенсивной тектоно-магматической активности, в результате которой разнонаправленные разрывные структуры сформировали его блоковое строение. В свою очередь, последнее определило основные черты геологического строения и особенности локализации уранового оруденения как эпигенетического, так и черносланцевого.

Геологическим основанием структур Кетмончинского урановорудного поля мелового возраста служат метаморфизованный комплекс кристаллических сланцев (I), включающий зеленосланцевые и черносланцевые породы, а также палеозойский интрузивный комплекс (II), образовавшийся в герцинскую эпоху тектоно-магматической дислокации. Если черносланцевые породы являются наиболее вероятным первоисточником урана на месторождении Кетмончи, то в свою очередь магматические породы могли стать источником тория и ряда аксессуарных минералов, богатых редкими и редкоземельными элементами.

Исходя из вышесказанного, урановое месторождение Кетмончи нами отнесено к окисленному промышленному типу месторождений, генетически связанному с пегматоидами.

Установлены 17 минералов и их разновидностей. По данным микрозондирования определено, что основным концентратом урана в комплексе I является ториево-урановый циркон. В результате воздействия метеорных вод минеральный состав рудовмещающих пород

Таблица 5

Химический состав породообразующих минералов месторождения Кетменчи (по данным микрозондирования, в %)

Минерал	Ca	P	SO ₃	Fe	Ce	La	U	Cl	Yb	Sc	K	Sr	V	Al
Апатит	45,3	30,1	4,2	0,3	0,6	0,6	0,2	0,4	-	-	-	-	-	-
Гипс	39,2		57,6	-			0,1	-	0,4	1,5	0,1	0,2	-	-
Гипс	38,6		47,9	0,5			0,05	-	-	-	-	3,9	0,3	1,3
Кальцит	50,1			0,5			0,1	0,8	0,1	-	-	0,3	-	-
Кальцит	51,3			0,6			-	0,2	0,2	-	0,3	0,1	-	-

Таблица 6

Химический состав пиритов месторождения Кетменчи (по данным микрозондирования, в %)

Минерал	Fe	S	Cu	Ni	Co	Zn	U	Se	Tl	Ag	Re	Mo	As	Sb
Пирит	44,1	52,5	0,1	0,2	0,06	0,2	0,3	0,3	0,4	0,3	0,3	0,8	0,15	0,08
Пирит	43,0	53,2	2,0	0,3	0,9	1,0	0,05	0,08	1,0	0,08	0,1	0,3	0,05	0,03

Таблица 7

Химический состав железосодержащих минералов месторождения Кетмончи (по данным микрозондирования, в %)

Минерал	Fe	Se	Co	Cu	Sb	As	So	U
Гётит	62,3	0,08	0,2	0,09	0,2	0,3	0,8	0,05
Гидрогётит	56	0,1	0,3	0,6	0,1	0,4	1,0	0,31

Таблица 8

Химический состав слюд месторождения Кетмончи (по данным микрозондирования, в %)

Минерал	Si	Al	K	Ca	Fe	SO ₃	Mg	Ba	U	Mo
Мусковит	45,2	20,3	9,8	0,1	0,3	-	0,4	0,5	-	-
Гидрослюда (иллит)	50,6	33,9	8,9	0,15	2,0	2,2	1,0	1,4	0,1	0,09

и руд окисляется: сульфиды переходят в гётит и гидрогётит, мусковиты в смектиты, а акцессоры – апатит и циркон – превращаются в радиоисточники.

Изучены формы нахождения рудных минералов. Самой распространённой минеральной формой урана является сульфат-карбонатная, возможно, поэтому содержание карбонатов в урановых рудах платформенного чехла на месторождении Кетменчи превышает предельно-допустимые и подземное выщелачивание встречает определённые технологические проблемы.

Вышеупомянутые урановые и ураносодержащие минералы (шрёкингерит, уранотолит, циппеит, гипс, повеллит), вероятно, сформировались в верхних частях зоны окисления. Известно [5], что благодаря способности хорошо растворяться в воде, данные минералы очень подвижны в природных условиях. Они хорошо растворяются в атмосферных и грунтовых водах и вновь выделяются при испарении раствора, поэтому могут быть удалены от места их первичного залегания и перенесены на значительные расстояния.

Расположение Зирабулак-Зиёвуддинского горно-рудного района на границе с Бухаро-Каршинским нефтегазоносным бассейном предопределило своеобразный вещественный состав геологических образований Кетменчинского рудного поля, важнейшим из которых является их высокая битуминозность. Площадь развития последней в основном и определяет контуры локализации уранового оруденения на месторождении. По времени образования урановые залежи скорее являются постбитумными, а масштаб их развития на месторождении характеризуется как площадной.

Библиографический список:

1. Рудные месторождения Узбекистана. Ташкент, ГИДРОИНГЕО, 2001. 611 с.
2. Каримов Х.К., Бобоноров Н.С., Бровин К.Г. и др. Учкудукский тип урановых месторождений Республики Узбекистан. - Т.: Фан, 1996. 334 с.
3. Сим Л.А. Геология, поиски и разведка месторождений урана. Ташкент, 2010, ГП «НИИМР». 448 с.
4. Войткевич Г.В., Кокин Н.В. и др. Справочник по геохимии. М.: «Недра», 1990. С. 82-83.
5. Соболев М.В., Пудовкина Н.А. Минералы урана. Справочник. М., Г.Н.Т.Л.Г.Н., 1957. С. 145-154.

“GORNII VESTNIK UZBEKISTANA” 2021, №2 (85), pp. 22-25

GEOLOGICAL AND STRUCTURAL CONDITIONS OF LOCALIZATION AND PECULIARITIES OF THE MATERIAL COMPOSITION OF THE URANIUM-RARE-METAL MINERALITY OF THE KETMONCHI DEPOSIT (ZIRABULAK-ZIYOVUDDIN MOUNTAIN-ORE DISTRICT)

- ¹Mirkhodjaev B.I., Leading Geological Engineer. E-mail: B.Mirkhodjaev@ngmk.uz
²Turesebekov A.Kh., Head of Geotechnology Laboratory, E-mail: T.Arpay@mail.ru
¹Akhadov Kh.R., Chief Geologist of Ore Administration No.5. E-mail: Ahadov@ngmk.uz
¹Kalendarov S.M., Geologist of Ore Administration No.5. E-mail: S.Kalendarov@ngmk.uz

- ¹Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Navoi, Uzbekistan.
²Institute of Geology and Geophysics named after Kh. M. Abdullaev.

Abstract:

At one of the famous uranium deposits in Central Asia, detailed studies of the material composition of the host rocks and ores have been carried out using modern analytical methods. It has been established that the ores of the deposit are a concentrate of rare-metal mineralization, the contents of which are ten times more abundant. The forms of occurrence of the main ore minerals have been studied. The mineral composition of uranium mineralization highly enriched in organic matter also has been studied.

Keywords: uranium mineralization, modern analytical methods, rare-metal mineralization, material composition of ores, forms of finding metals and ores, beneficiated ore.

References:

1. Ore Deposits of Uzbekistan. Tashkent, GIDROINGEO, 2001. 611 p.
2. Karimov Kh.K., Bobonorov H.C., Broyin K.G. and etc. Uchkuduk type of uranium deposits of the Republic of Uzbekistan. - Tashkent: Fan, 1996. 334 p.
3. Sim L.A. Geology, Prospecting and Exploration of Uranium Deposits. Tashkent, 2010, SE "NIIMR". 448 p.
4. Voitkevich G.V., Kokin N.V. and etc. Handbook of Geochemistry. M., "Nedra", 1990, pp. 82-83.
5. Sobolev M.V., Pudovkina N.A. Uranium Minerals. Directory. M., G.N.T.L.G.N., 1957, pp. 145-154.

ТИПИЗАЦИЯ АПОКАРБОНАТНОГО ЗОЛОТОГО ОРУДЕНЕНИЯ ЧАКЫЛКАЛЯНСКОГО МЕГАБЛОКА



Ярбобоев Т.Н.,
доцент кафедры
«Геология и разведка
месторождений полезных
ископаемых» КИЭИ



Очилов И.С.,
старший преподаватель кафедры
«Геология и разведка
месторождений полезных
ископаемых» КИЭИ



Султонов Ш.А.,
старший преподаватель кафедры
«Геология и разведка
месторождений полезных
ископаемых» КИЭИ

Maqolada Chakilkalyan megabloki (ChKMB) hududida sanoat ahamiyatiga ega bo'lgan Karlin-tipidagi oltin konlarini aniqlash imkoniyatini beradigan, geologik tuzilishining asosiy elementlari o'rganilgan. Megablok hududida ajratilgan apokarbonat oltin ma'danlashuvining asosiy tur tavsiflari keltirilgan. Karbonat jinslardagi oltin minerallashish zonalarini qiyosiy tahlil qilish va turlarga ajratish natijasida ChKMB da apokarbonat oltin ma'danlashuvi shakllanishining umumiy qonuniyatlari asosiy elementlariga ajratilgan.

Tayanch iboralar: oltin ma'dan minerallashuvi, karbonat yotqiziqilar, Karlin-tipidagi kon, skarn, sof oltin, mineral paragenezislar.

В статье рассматриваются основные элементы геологического строения Чакылкалянского мегаблока (ЧКМБ), определяющие возможность выявления в его пределах промышленных месторождений золота Карлин-типа. Приводятся характеристики основных типов апокарбонатного золотого оруденения, выделяемых на территории мегаблока. В результате сравнительного анализа и типизации зон с золотой минерализацией в карбонатных породах выделены основные элементы общей закономерности формирования апокарбонатного золотого оруденения в ЧКМБ.

Ключевые слова: золоторудная минерализация, карбонатные отложения, месторождения Карлин-типа, скарн, самородное золото, минеральные парагенезисы.

Актуальность изучения апокарбонатного золотого оруденения обусловлена сменой представлений в мировой геологической практике «нетрадиционности» такого типа оруденения на его традиционность с появлением, принимаемого всеми геологами, нового термина невадийский или, чаще встречающийся, карлинский тип месторождений. Карлин-тип золотого оруденения является одним из ведущих в мире, как по запасам золота, так и по количеству разрабатываемых объектов. Наиболее широко месторождения типа Карлин распространены в США и в Китае. Особенностью регионального распространения месторождений Карлин-типа является их приуроченность к локальным узлам, объединяющих десятки однотипных объектов (кластеры в Неваде и «золотые треугольники» в Китае).

В настоящее время в Неваде насчитывается 88 месторождений золота Карлин-типа, суммарные запасы золота по которым оцениваются более чем в 6000 т. Десять месторождений в трендах Карлин, Гетчел и Кортес содержат более 150 т Au, а четыре - более 300 т [1]. В Китае за последние 3 десятилетия в пределах миогеосинклинальных зон Южно-Китайской и Северо-Китайской платформ, открыты многие десятки месторождений близких к типу Карлин, часть из которых имеет запасы более 100 т [2]. Но, месторождения Карлин-типа встречаются и в др. регионах мира: России, Македонии, Канаде, Иране, Перу, Турции, Индии, Австралии, Индонезии, Малайзии, Филиппинах, ЮАР. Широкая география распространения такого типа оруденения, дополнительно подчеркивает возможности выявления месторождений золота и в других районах, имеющих сходные геологические обстановки.

Таким районом может рассматриваться и Чакылкалянский мегаблок (ЧКМБ), расположенный в Зарафшано-Алайской структурно-формационной зоне (Южный Узбекистан). Основными элементами геологического строения ЧКМБ, определяющими возможность выявления в его пределах промышленных месторождений золота Карлин-типа, являются:

- широкое распространение структур глубокой проницаемости в сочетании с региональными надвигами;
- миогеосинклинальные шельфовые осадки Афгано-Таджикской пассивной континентальной окраины, включающие толщи переслаивания карбонатных, кремнистых и пелитовых пород;
- присутствие в карбонатных породах, потенциально-рудноносных литофаций, глинисто-алевритовой составляющей;
- наличие на потенциально-перспективных площадях аргиллизитов и джаспероидов, сформированных по карбонатным породам;
- проявленные в зонах минерализации субмикроскопические сульфиды и гипогенные глинистые минералы, как носители субмикронного золота;
- золото-ртутно-сурьмяно-мышьяковый геохимический спектр минерализованных зон [3].

В целом, металлогения ЧКМБ определяется минерально-акцессорной и геохимической специализацией магматических образований, приуроченных к ареальным зонам с формированием малых гранитоидных интрузий с узкими питающими каналами и дайковых роев лампрофиров, камптонитов и мончикитов. Мафические и гранитоидные образования предположительно имеют общий магмогенерирующий очаг, фракционная кристаллизация расплава в которых приводит к обособлению гранитоидов в промежуточных камерах и формированию щелочных базальтоидов в виде поздних даек. И для гранитоидов, и для щелочных базальтоидов характерна сквозная минерально-акцессорная и геохимическая специализация на Au и W, определяющая минерагеническую специализацию ЧКМБ.

На основе имеющихся к настоящему времени данных можно достаточно определенно выделить генетический ряд рудных формаций ЧКМБ (от высокотемпературного оруденения к низкотемпературному): золото-вольфрам-скарновая-золото-редкометалло-сульфидно-кварцевая-золото-сульфидно-кварцевая золото-апокарбонатная-киноварно-карбонатная.

Генетический ряд рудных формаций, в котором апокарбонатное золотое оруденение занимает закономерное положение, определяется общностью процессов, приводящих к формированию золотого оруденения различных рудноформационных типов и появлению киноварно-карбонатного оруденения в верхней части рудной колонны. Эти процессы определяются эволюцией формирования ЧКМБ, основными элементами которой являются: накопление карбонатных толщ в условиях окраинно континентальных миогеосинклинальных прогибов, преобладающих в разрезе палеозойских отложений и полихронный магматизм, выраженный пространственным совмещением гранитоидов и щелочных базальтоидов.

Оруденение золото-вольфрам-скарновой рудной формации проявлено в основном в верхнем ярусе Яхтонского рудного поля (рис. 1). Скарны относятся к магнезиальной и известковой стадиям скарнового минералообразования.

Магнезиальные скарны имеют локальное распространение и состоят из форстерита, хондродита, шпинели и диопсида. На магнезиальные скарны накладывается более поздняя минерализация, представленная людовитом, флюоритом, магнетитом и более поздняя рудная минера-

лизация (пирротин, пирит, халькопирит). Шеелит в магнезиальных скарнах локализован в гнездах и прожилках наложенных известковых (геденбергитовых) скарнов и, как правило, не имеет промышленного значения.

Наиболее развитой и практически ценной в пределах верхнего яруса месторождения Яхтон является стадия известковых скарнов, представленная в основном геденбергитовыми и гранат-геденбергитовыми скарнами, слагающими все типы вольфрамовых руд (контактные, секущие, межпластовые, штокверковые) [4].

На волне начальной стадии кислотного выщелачивания в зоне экзоскарнов по пироксену развивается актинолит, апогранату-эпидот и, в меньшей мере, хлорит, кварц, карбонаты и пирротин. Продвижение во времени процессов кислотного выщелачивания приводит к существенной сульфидизации скарнов. Кроме пирротина и пирита раннего этапа, развивающихся при разложении основных скарнообразующих минералов, сульфиды позднего этапа представлены арсенопиритом, галенитом, сфалеритом, висмутином, молибденитом и новыми генерациями пирита и пирротина. Размеры зерен минералов колеблются в пределах 0,05-2,5 мм.

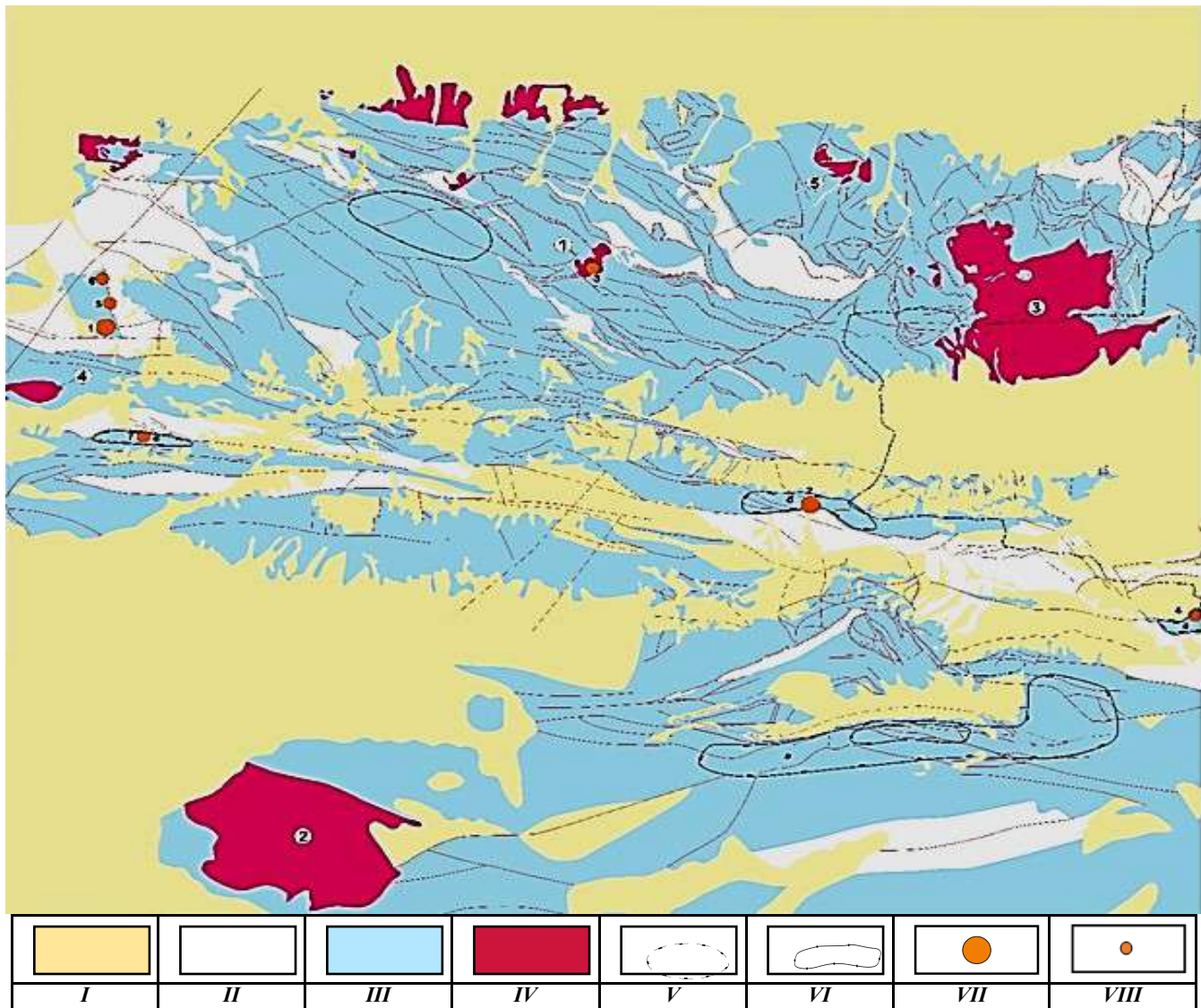


Рис. 1. Схема геологического строения Чакылкалянского мегаблока с данными по золотому оруденению. I. Породы покровного комплекса (Q+N); II. Безкарбонатные серии (O_{2-3} , C_{2-3}); III. Существенно карбонатные серии (S_1-C_1); IV. Интрузивы и их номера: 1 – Яхтонский; 2 – Сукарский; 3 – Акбайджуманский; 4 – Кызылтурукский; 5 – Чаштепинский; V. Ареалы распространения различных типов апокарбонатного золотого оруденения: а) акатинского; б) акбинского; в) кавсарского; г) карасуйского; VI. Поля распространения киноварной минерализации; VII. Месторождения золота: 1. Широтное; 2. Акба; 3. Яхтон; VIII. Основные рудопроявления золота: 4. Аката; 5. Кызылтурук Центральный; 6. Кызылтурук Северный; 7. Кавсар

Длительное осаждение пирротина из растворов приводит к образованию почти мономинеральных его микрозернистых агрегатов, образующих субсогласные с контактом интрузива метасоматические жилы (мощностью от 2-5 до 40 см) и неправильной формы гнезда (диаметром 0,2-1,5 м), приуроченных чаще к внутренней зоне экскарнов. В альбандах пирротинных жил и гнезд имеются реликтовые скопления более раннего пирита и пятна позднего халькопирита.

В полированных шлифах в сплошном т/з пирротинном агрегате оруденение золото-вольфрам-скарновой формации пространственно связано с рудными зонами золото-редкометалльно-сульфидно-кварцевой формации, наиболее полно проявленными в гранодиоритах под экраном вулканогенно-терригенно-карбонатных пород в нижнем ярусе Яхтонского рудного поля.

Для золото-редкометалльно-сульфидно-кварцевой формации ведущим в рудобалансе золота является *Au-Te-Bi* парагенезис, сформированный за счет проявления разнообразных минералов висмута и теллура (самородный висмут, тетрадимит, висмутин, ингодит, витехнит, алтаит), в т.ч. в соединении с *Au* (мальдонит, креннерит, калаверит). Вторым по значимости выступает *Au-Ag* парагенезис, определяющими минеральными ассоциациями для которого являются самородные *Au* и *Ag*, пираргирит, полибазит, стефанит, акантит и гессит. *Au* также отмечено в связи с пирит-арсенопиритовой минеральной ассоциацией (*Au-As* парагенезис), в которой *Au* наблюдается как в самородном виде, так и предположительно в виде изоморфной примеси в сульфидах.

Геохимические материалы позволяют отметить широкое распространение в рудных зонах *Se*, который образует собственные минералы (клаусталит) и еще более широко распространен в виде изоморфной примеси в сульфосолях и сульфидах.

Золото в рудах присутствует в самородном виде, а также в виде теллуридов (алтаит и креннерит), в соединении с висмутом (мальдонит) и серебром (гессит). Самородное золото встречается в виде точечных включений размером от 3 мкм до 50 мкм в нерудной массе, а также во вкраплено-точечной форме с самородным серебром по трещинам породы. Форма зерен точечная, округлая, ксеноморфная, треугольная. Ассоциирует часто с пиритом, арсенопиритом, самородным серебром, блеклой рудой и пирротинном. Золото самородное светлое и по цвету соответствует низкопробному.

Совмещенные в пространстве минерализованные зоны с оруденением золото-редкометалльно-сульфидно-кварцевой (месторождение Широное) и золото-сульфидно-кварцевой умеренно сульфидный тип (рудопроявление Кызылтурк) формаций проявлен в пределах Кызылтуркского рудного поля (рис. 1). Общим для руд этих формаций является преобладание пирита в рудной массе (обычно не менее 90% от объема рудных минералов) и его золотоносность в поздних генерациях (5-47 г/т для пирита II и 4-128 г/т для пирита III). Пирит всех генераций мышьяковистый (содержания *As* от 1000 до 28000 г/т). Сквозными элементами-примесями в пиритах являются: *Ag*, *Pb*, *Zn*, *Cu*, *Mo* и *Sb*, при этом, в рудном пирите концентрации их в несколько раз больше, чем в дорудных и послерудных генерациях.

Самородное золото представлено мелко агрегированными зернами однородного строения с высокой пробностью (от 947 до 970 – Широное, 850-860 - Кызылтурк). Примерно равная часть золота находится в свободном состоянии в виде тонкой вкрапленности в кварце и в виде тонкодисперсной вкрапленности в сульфидах. В пирите самородное золото отмечено в виде выделений неправильной формы и приурочено к трещинкам и пустоткам. Размер золотинок в пирите составляет единицы мкм. В продуктах окисления сульфидов высвобождающееся золото при окислении образует тончайшие крючковатые вкрапленники, размер которых достигает 0,1-0,2 мм.

Для золото-сульфидно-кварцевой формации (убогосульфидный тип) характерно формирование оруденения в две стадии рудного этапа: кварц-золото-убого-сульфидную и кварц-карбонатно-золото-полисульфидную.

Для первой стадии, определяющей является кварц-золото-пирит-арсенопиритовая парагенетическая минеральная ассоциация, для второй-кварц-золото-халькопиритовая (с галенитом и блеклой рудой).

Для обеих стадий характерно присутствие высокопробного золота (пробность 953-996), для которого характерны пылевидные размеры, редко мелкие-до 0,1-0,2 мм. Основным элементом-индикатором является *As*, связанный с арсенопиритом и мышьяковистым пиритом.

Ртутное оруденение киноарно-карбонатного типа развито в периферийных частях рудных узлов, металлогенический профиль которых определяют различные золоторудные формации. Основной объем киноарной минерализации приурочен к рудоносным брекчиям, которые состоят из обломков светло-серых известняков, цементированных кальцитом, образующим также жилы и линзы. Распределение киноари в рудоносных породах крайне неравномерное и представлено в виде мелкой вкрапленности, прожилков, линз и гнезд. Наиболее распространенными типами минерализации являются мелковкрапленные и прожилковые. Вкрапленные руды, в основном, приурочены к брекчиям, цементированным кальцитом, где они создают рудную оторочку вокруг обломков известняка, реже наблюдаются в небольших ксенолитах известняков, заключенных в крупнокристаллическом кальците. Прожилковый тип наиболее широко проявляется в зонах интенсивного дробления кальцита. Самостоятельных крупных скоплений эти типы минерализации не образуют; содержания ртути в них 0,001-0,08%, редко достигая промышленных значений. Гнездовый тип киноарной минерализации отличается наиболее высоким содержанием ртути, достигая в отдельных пробах нескольких процентов.

Кроме ртути в отдельных участках зон минерализации отмечаются (г/т): мышьяк (до 1000), сурьма (70-100), серебро (1,0), свинец (200-500). Насыщенность рудоносных растворов элементами «телетермального» профиля также подтверждается микропримесями, установленными при анализе мономинеральных проб киноари (*Pb*-800 г/т, *Sb*-300 г/т, *Cr*-100 г/т, *Ba*-80 г/т, *Cu*-50 г/т, *Ag*, *V*, *Ni*-10 г/т, *Ga*-8 г/т).

К общим характеристикам апокарбонатного золотого оруденения относятся:

- приуроченность руд к карбонатным секциям разреза;
- периферийное положение по отношению к ареалам полихронного магматизма и пространственная разобщенность с малыми гранитоидными интрузиями и дайковыми роями лампрофиров и щелочных базальтоидов;
- контроль оруденения разрывными структурами;
- низкотемпературный характер предрудного метасоматоза, выраженный в приуроченности оруденения к зонам аргиллизитов и джаспероидов;
- однотипный вещественный состав руд, включающий переменное количество мышьяковистого пирита и сульфосолей, при ограниченном содержании киноари, эндогенного гематита и антимонита;
- тесная связь золоторудной минерализации с аморфными разновидностями кремнезема и кальцитом различных генераций;
- типоморфный набор элементов-индикаторов оруденения, включающий *Hg*, *As*, *Sb*, *Ag* и *Pb*, в меньшей мере *Cu*, *Zn*, *P* и *Mn*.

В то же время, апокарбонатное золотое оруденение ЧКМБ в различных его частях характеризуется определенными особенностями, позволяющими выделить в его формате 4 основных типа: акатинский (*Au*-сульфидно-аргиллизитовый бескварцевый) - акбинский (*Au*-сульфидно-джаспероидный) - кавсагарский (*Au*-сульфосолюльно-джаспероидный) - карасуйский (*Au*-сульфидно-аргиллизитовый эмбрионально-джаспероидный).

Различия минералого-геохимических особенностей отдельных типов апокарбонатного золотого оруденения ЧКМБ определяются в первую очередь их местом в вертикальной рудной колонне. Для надрудного уровня (карасуйский и кавсагарский типы) характерно сочетание в рудоносных метасоматитах убогосульфидной (представленной субмикронными включениями мышьяковистого пирита) и сульфосолюльной минерализаций. Для рудного уровня (акбинский и акатинский типы) установлены полисульфидный характер рудной минерализации (пирит, арсенопирит, блеклая руда, халькопирит, электрум), либо золото-гематитовый парагенезис.

Сопоставление основных характеристик различных типов апокарбонатного золотого оруденения Чакылкалянского мегаблока приведено в табл. 1.

Золоторудная минерализация *акатинского* типа размещается среди карбонатных пород, представленных преимущественно толстоплитчатыми и массивными пелитоморфными и строматолитовыми известняками, по которым формируются зоны с кальцит-гематит-гидрослюдистой минерализацией.

Рудовмещающую толщу известняков пересекает мощная северо-западная крутопадающая зона бескарбонатных катаклазитов и милонитов, с которыми в основном связана золоторудная минерализация. Золото также встречается в кальцитовых жилах и прожилках и в кальцитовом цементе брекчий. Характерной особенностью акатинского типа оруденения является связь золотой минерализации

с гидротермокарстовыми брекчиями, связанных с формированием зон повышенной трещиноватости северо-западного простирания

Известняки в этих зонах в течение длительного времени были подвержены растворению под действием термальных растворов, поступающих в зону снизу-вверх. При этом, вероятно, скорость растворения известняков была неодинакова в различных частях зон - на участках повышенной трещиноватости, резко выраженной гетерогенности строения скорость растворения была существенно выше, чем на участках, сложенных массивными пелитоморфными известняками. За счет неравномерного растворения в зоне формировался карбонатный каркас, насыщенный многочисленными

Таблица 1

Сопоставление основных характеристик различных типов апокарбонатного золотого оруденения Чакылкалянского мегаблока

Характеристика объекта	Типы апокарбонатного золотого оруденения			
	Акатинский	Кавсагарский	Акбинский	Карасуйский
Локальная структурно-тектоническая позиция	Внутриблоковые разрывы с зонами брекчирования и милонитизации	Разрывные нарушения, опережающие региональный межформационный срыв	Межпластовые срывы в кремнисто-карбонатной толще	Узловая позиция пересечения продольной (субширотной) тектонической зоны с меридианальным линейным элементом
Положение в ареалах РМС	Телетермальное золото-карбонатное оруденение, пространственно разобщенное с рудогенерирующим магматическим очагом	Надintruzивное золото-карбонатное оруденение верхних уровней формирования гидротермальной рудной колонны	Удаленно-интрузивное золото-карбонатное оруденение с фиксацией поздних постгранитоидных рудородных растворов, проявленных в виде высоких концентраций Au и W в керсантитах ранней фазы формирования щелочных базальтоидов и лампрофиров	Телетермальное золото-карбонатное оруденение удаленно-надрудной позиции с фиксацией повышенных концентраций элементов, характерных для даек формирования щелочных базальтоидов и лампрофиров (Te, As, Se, Co, Ba, Cs, Ni, Cd, Sb, Mo, Cu)
Связь с сопутствующим эндогенным оруденением	Киноварно-карбонатная формация	Скарново-шеелитовая формация; золото-сульфидно-кварцевая формация (убогосульфидный тип); на удалении золото-шеелит-сульфидно-кварцевое оруденение	Золото-сульфидно-кварцевая формация (убогосульфидный тип)	Киноварно-карбонатная формация; на удалении – джаспероидное оруденение с золотой и сульфосольной минерализацией
Рудовмещающие породы	Толстоплитчатые и массивные пелитоморфные и строматолитовые известняки	Доломитовая фация карбонатной формации (амфиболовые и запесоченные тонкоплитчатые доломиты)	Массивные известняки, местами конгломератовидные с маломощными редкими прослоями и линзами кремнистых сланцев и аргиллитов	Переслаивание мелкоплитчатых органогенных известняков, окремненных детритовых известняков, глинистых известняков с известково-глинистыми силицитами и кремнями
Метасоматические преобразования пород	Гидротермокарстовые брекчии, аргиллизация с формированием метасоматитов апатит-гематит-гидрослюдисто-кальцитового состава	Аподоломитовые кальцитовые метасоматиты	Доломит-анкерит-кварц-кальцитовые метасоматиты (кальцит до 60 %, кварц до 30 %, анкерит и доломит до 5 % каждый); джаспероиды (кварц до 60-70 %, кальцит до 10 – 25 %)	Аргиллизиты с эмбриональной джаспероидизацией
Морфоструктурный тип рудных тел и зон минерализаций	Секущие линейные минерализованные зоны	Секущие и согласные линзообразные тела, штокверки	Стратиформные залежи	Межпластовые минерализованные зоны
Минеральный тип	Золото-гематитовый	Золото-сульфосольный	Золото-пирит-анкеритовый	Золото-антимонит-пиритовый
Основные продуктивные минеральные ассоциации	кальцит-золото-киноварная	Кварц-блеклорудно-сульфосольная	а) кварц-золото-пирит-арсенопиритовая; б) кварц-золото-блеклорудная; в) кальцит-анкерит-киноварная	кальцит-гидрослюдисто-пиритовая
Пробность золота	Высокопробное – 950-999	Низкопробное – 705 - 800	Два типа: высокопробное – 950 – 996; низкопробное – 725 - 824	Нет данных
Геохимическая специфика руд	As, Sb, Hg, Zn, Pb, в меньшей степени Cu, Co	Ag, Pb, Sb и Sn, в меньшей степени Cu, Zn	As, в меньшей степени Sb, Cu, Pb, Ag	As, Te, Se, Ba, Co, Sb, Hg

пустотами, которые в последующем пополнялись продуктами эндогенной гидротермальной деятельности (кальцит, гидрослюда, каолинит, гематит). Цемент брекчии состоит в основном из кальцита с примесью гидрослюдисто-каолинового агрегата. Реже цемент брекчии состоит из гетит-гидрослюдистого материала с примесью кальцита и гематита.

По данным дифрактометрического анализа лентовидные полости кальцит-гидрослюдистого состава имеют следующий состав: кальцит 44,7%, сумма глинистых минералов 43,3%, гематит 8,2%, апатит 3,8%. Глинистые минералы представлены каолинитом (30%) и гидрослюдой (70%), представляющей смешанно-слоистое образование, состоящее из гидрослюды 2M₁ мусковитового типа, содержащей до 10% монтмориллонитовых слоев [5].

Обновление тектонических швов на поздних стадиях формирования рудоносной зоны приводит к образованию золотоносных катаклазитов, сформированных по гидротермокарстовым брекчиям. Катаклазиты представлены рыхлой массой гидрослюдисто-гетитового состава с большим количеством обломков кальцита различных генераций и содержат тектонические окатыши вмещающих известняков и золотосодержащих карбонатных брекчий.

Золотое оруденение акатинского типа характеризуется простым вещественным составом. К главным рудным минералам относятся самородное золото и гематит, к второстепенным пирит, киноварь, самородная латунь и одиночные микровкрапления антимонита.

Самородное золото образует октаэдры, кубооктаэдры, сложные монокристаллы, а также комковидные, уплощенно-комковидные, уплощенно-ксеноморфные и округлые выделения, интерстициальные и трещинные формы. Размер выделений 1-20 мкм. Наиболее дисперсное золото приурочено к лентовидным гидрослюдистым образованиям (1 мкм и менее), где оно располагается и в самих гидрослюдах, и в каемках гематитизации, развитых вдоль них. По составу, самородное золото весьма высокопробное, обычно содержит 95-98% Au, изредка почти 100%. Из примесей присутствуют преимущественно медь (0,6-5,0%) и в единичном случае железо.

По данным гомогенизации газово-жидких включений в кальцитах определена общая схема температурной стадийности гидротермального процесса: гидротермальный раствор, участвовавший в образовании золотосодержащих брекчий карбонатного состава имел температуру 212°-126°С, а образование кальцитовых жил с золотом и киноварью происходило из гидротермального раствора, имевшего температуру 142-113°С.

Золотое оруденение *акбинского* типа приурочено к субширотной тектонически-ослабленной зоне, включающей шов крупного межформационного срыва на контакте карбонатных отложений D₂ с метатерригенными породами маргузорской свиты С₂₋₃, серию внутрiformационных тектонических пакетов кремнистых сланцев в толще известняков, а также систему продольных сближенных сколовых трещин, контролирующих зоны окремнения в известняках.

Выделены два подтипа околорудно-измененных пород: 1) доломит-анкерит-кальцитовые метасоматиты по известнякам, с содержаниями новообразованного кальцита до 60%, анкерита и доломита (до 5% каждый), с низким содержанием привнесенного кремнезема в виде крипозернистого кварца (участки окремнения), с максимальной концентрацией до 30% от объема метасоматитов; 2) карбонатно-силикатные метасоматиты с реликтами вмещающих известняков, с содержанием крипозернистого кварца до 60-70%, а новообразованного кальцита до 10-25% (метасоматиты джаспероидного типа).

Метасоматиты в минерализованных зонах, несущих повышенное содержание золота, характеризуются очень низким содержанием сульфидов, представленных пиритом (до 95% рудных минералов), арсенопиритом и халькопиритом. В виде единичных вкраплений встречается антимонит. Сульфиды образуют во вмещающих породах редкую тончайшую вкрапленность (содержание не превышает первых десятых долей процента).

В акбинском типе апокарбонатного золотого оруденения встречается и высокопробное, и низкопробное золото.

Низкопробное золото с пробностью 725 – 824 характеризуемое часто видимыми золотиными размером до 0,5 мм. Низкопробное

золото имеет неоднородное внутреннее строение (Au окружено неровными по толщине участками, оторочками и тонкими каемками электрума или кустелита). Их более крупные размеры и неоднородное внутреннее строение говорит о том, что эти золотины образовались в несколько стадий минерализации, в которых происходило существенное изменение состава рудоносных растворов (к концу процесса повышалось содержание Ag). Электрум (пробность 613-717) и кустелит (пробность 477-506), образуют оторочки вокруг низкопробного самородного Au и встречаются вместе.

Для высокопробного золота характерны более мелкие размеры (обычно пылевидные, редко мелкие-до 0,1-0,2 мм). Их пробность колеблется от 950 до 996. Обычная примесь Ag, иногда Fe (0,79-2,06% - для гипергенной разновидности).

Встречаются золотины дендритовидной, интерстициальной, удлиненно-пластинчатой и комковидной формы в сростании с гетитом, кварцем, кальцитом и анкеритом. Редко совместно с золотом отмечается арсенопирит.

Основным элементом-индикатором золотого оруденения акбинского типа является As, связанный с арсенопиритом и мышьяковистым пиритом, непосредственно в зонах минерализации фиксируемый в концентрациях 0,02-0,06%, а при переходе к внешним частям метасоматических колонок-0,001-0,01%. Сопутствующими элементами золотому оруденению являются Cu, Ag, Sb, Pb, повышенные концентрации которых, наблюдаются на участках обогащения минерализованных зон.

Кавсагарский тип золотого оруденения формируется по доломитам с четко выраженным магниезильным выщелачиванием и кальциевым метасоматозом. Вмещающие породы представлены доломитовой фацией карбонатной формации, для которой характерно повышенное количество силикатного и алюмосиликатного материала, включения кремнистых желваков и стяжений, сеть мелких кремневидных прожилков.

Апокарбонатное золотое оруденение *кавсагарского* типа приурочено к системе разнонаправленных трещин, оперяющих Чаллохский межформационный срыв регионального распространения между нижне-среднепалеозойскими карбонатными отложениями и олистостромовой толщей средне-верхнекаменноугольного возраста.

Рудоносная зона состоит из золотоносных брекчиевидных аподолмитовых метасоматитов и штокверка халцедоновидного кварца. Формирование золотоносных апокарбонатных метасоматитов происходило по схеме: дедоломитизация, с формированием дометасоматического пористого каркаса - отложение продуктов кальциевого метасоматоза, наложение на сформированные метасоматиты стресс-деформаций, с формированием макро- и микротрещин пополнение трещин кварцем и в последующем поздним кальцитом.

В штокверке локализованы кварцевые и кварц-сульфидные прожилки, группирующиеся в три участка близизометричной формы. Мощность отдельных прожилков варьирует от 1-2 до 5-8 см.

Рудные минералы в кварцевых прожилках представлены сульфосолями сложного состава, блеклой рудой, сульфидами серебра, редко самородным серебром, золотом и касситеритом. Среди сульфосолой выделяются свинцово-оловянные (выделения размером 0,1 мм в виде вкраплений, в ассоциации с прожилковидными включениями серебра) и свинцово-сурьмяные разности (тонкие иголки в кварце и небольшие гнезда с включениями самородного серебра среди массы биндгеймита), а также сульфосоли сложного состава, цинксодержащий тетраэдрит, акантит.

Золото представлено тончайшими жилочками и просечками в биндгеймите. Цвет его золотисто-желтый. Жилочки видимо ранее просекали сульфосоли, замещенные позднее биндгеймитом. Мощность прожилков от тысячных до сотых долей мм.

Вторичные минералы на рудопроявлении представлены биндгеймитом и валентинитом и изобилуют мельчайшими (менее тысячных долей мм) реликтами рудных минералов, в основном галенита, реже борнита, халькозина, сфалерита, сульфосолой сложного состава.

Иногда сростки биндгеймита с валентинитом содержат включения тонкозернистого касситерита.

Минеральный комплекс, включающий сульфосоли сложного состава, содержащие в различных сочетаниях Pb, Sn, Sb, Cu и в меньшей

степени *Zn*; цинксодержащий тетраэдрит; акантит; самородное серебро и самородное золото, определяет для аподоломитового золотого оруденения набор типоморфных элементов геохимического поля. Основными аномалеобразующими элементами являются *Au* и *Ag*, второстепенными *Pb*, *Sb* и *Cu*, *Zn*.

Основной структурой площади распространения апокарбонатного золотого оруденения карасуйского типа является субширотная Ширдакская тектонически-ослабленная зона шириной порядка 4-5 км и протяженностью более 10 км (рис. 1). Зона представляет собой мощную многошовную систему и состоит из серии субпараллельных и косопересекающихся разрывных нарушений мощностью от нескольких метров до нескольких десятков метров, фиксирующихся по брекчированию, милонитизации, субпараллельному расслаиванию пород и приуроченностью к ним линейных тел разнообразных метасоматитов.

Наиболее рудонасыщенная позиция приурочена к тектоническому узлу пересечения субширотной Ширдакской тектонически-ослабленной зоны с меридиональной структурой глубокого заложения. Меридиональный линейный элемент может рассматриваться как просвечивающая глубинная структура шириной порядка 5,0 км. На поверхности структура фиксируется зонами повышенной трещиноватости, закономерной ориентировкой даек, наличием субмеридиональных складок, осложняющих более крупные пликвативные структуры. Линейный элемент четко фиксируется при дешифрировании космоснимков и достаточно надежно выявляется при интерпретации геофизических и геохимических полей.

Тектонический узел в значительном объеме вмещает породы ходжакурганской свиты D_{1-2} , представленные частым переслаиванием тонкослоистых глинистых известняков, ритмически чередующихся с кремнистыми аргиллитами и кремнями с горизонтами толстослоистых криноидно-детритовых известняков, содержащих прослои фтанитов и глинисто-кремнистых пород.

Породы ходжакурганской свиты представляют стратоеуровень, максимально благоприятный для локализации апокарбонатного золотого оруденения. Указанный, стратоеуровень обеспечивает при приложении стресс-деформаций формирование проницаемых пакетов тектонических брекчий по карбонатным породам, экранируемых силицидами. Тектонические пакеты являются своеобразными коллекторами для распределения восходящих рудообразующих флюидов по латерали и зонами разгрузки растворов в структурных ловушках.

Оруденение карасуйского типа приурочено к зоне минерализации, представленной аргиллитами, сформированными по брекчированному глинистым известнякам, слагающим тектонический пакет мощностью 30-40 м среди кремнистых пород.

Аргиллиты состоят из обломков известняка и обломков кварца, сцементированных материалом каолинит-карбонатного состава. Размер гилогенных глинистых частиц <5 мкм, содержание их в породе достигает 20% общего объема. Размер обломков кварца 0,01-0,1 мм, содержание до 10% общей массы. Аргиллиты насыщены тонкими (до 0,4-0,5 мм) прожилками кальцита, а также содержат единичные кварцевые прожилки.

Рудная минерализация отмечается в виде тонких вкраплений, охристых скоплений и нитевидных прожилков по трещинам породы. Содержание рудных минералов составляет <1%. Рудные минералы представлены пиритом, арсенопиритом, антимонитом, пирротинном, халькопиритом, самородным серебром, магнетитом, гетитом, лимонитом и халькозином. Преобладает пирит с размером зерен от 0,15 мм до <3 мкм.

Аргиллиты характеризуются повышенным содержанием *Au* 0,2-1,0 г/т и рядом рудогенных элементов, содержание которых существенно превышает их кларковые значения для карбонатных пород. Максимальные концентрации элементов в аргиллитах достигают следующих значений (в кларках концентрации): *Hg*, *Te* 250-300, *As*, *Se* 85-100, *Ba*, *Co* 60-70, *Cd*, *Ni* 30-35, *Sb*, *Mo* 20-25, *Cu*, *Tl* 10-15.

В результате рентгенофлуоресцентного анализа аргиллитов установлено многократное увеличение в концентрате по ним *As*, *Fe*, *Co* и *S*, что связано с накоплением мышьяковистого пирита, а также *Pb*, *Sb* и *Sn*, в связи с накоплением сульфосолей.

Ранее в указанной позиции были выявлены аномалии газорудных

эманаций (в эпицентрах до 1000 раз превышения фона) и вызванной поляризуемости (в эпицентрах до 100 раз превышения фона). Комплексные аномалии фиксируют позиции на отрезке рудоносной структуры протяженностью 800 м.

Методом ВП-СГ определена сульфидная природа комплексных аномалий. Содержание сульфидов составляет в среднем 4,2% объема породы. Определенная геофизическими методами глубина до верхней кромки аномалеобразующего объекта от 120 м на юго-западе участка до 200 м в центральной части.

На фланговой позиции распространения золотой минерализации карасуйского типа зафиксированы обширные поля киноварной минерализации и геохимические ореолы *Hg* (рис. 1).

Необходимо отметить, что *Hg* является одним из ведущих элементов-индикаторов апокарбонатного золотого оруденения ЧКМБ и встречается в минерализованных зонах всех типов.

Близость физических параметров *Au* и *Hg* позволяет им совместно участвовать в процессах формирования рудных месторождений. Строение атомов *Au* и *Hg* сходное. Электронная конфигурация *Au* ($4f^{14}5d^{10}6s^1$) незначительно отличается от таковой *Hg* ($4f^{14}5d^{10}6s^2$). Так как в образовании химических связей *Au* и *Hg* участвуют электроны *d*-орбиталей, эти элементы отнесены в одну группу-третий ряд, так называемых переходных элементов. Близки также их потенциалы ионизации (γ *Au* 9,22 и 19,95эВ, γ *Hg* 10,43 и 18,65эВ) и ионные радиусы. Примесь *Hg* повышает летучесть золота в несколько раз, а растворимость золота в ртути резко увеличивается в условиях высокой температуры. Соединения этих элементов настолько прочны, что *Hg* не освобождается от следов *Au* даже после неоднократной ее перегонки.

Благодаря близости физических параметров золота и *Hg*-ртуть находится в одном позднем парагенезисе с *Au*, обогащая участки наиболее продуктивной минерализации верхних горизонтов месторождений и участков интенсивного дробления.

Приуроченность золотой и ртутной минерализации к одним структурам и магматическим образованиям, тесные ассоциации в рудах золота и киновари свидетельствуют, очевидно, об их не только пространственной, но и генетической близости. Закономерное (зональное) размещение месторождений *Au* и *Hg*, или же совмещение золотой и ртутной минерализации в пределах одного месторождения отмечалось многими исследователями [6, 7, 8]. С увеличением дифференцированности рудных растворов к концу рудного процесса верхние, поздние продукты кристаллизации обогащаются *Hg*, что может служить критерием для оценки эрозийного среза рудных тел.

Ртуть – весьма информативная примесь в золоте, отражающая участие глубинных источников рудного вещества.

Таким образом, пространственно сближенные поля распространения киноварной минерализации с зонами слабо золотосных аргиллитов, содержащих обогащенный микроэлементами мышьяковистый пирит, однозначно фиксируют удаленно-надрудную позицию над слепым золотым оруденением в карбонатных породах.

Сравнительный анализ и типизация зон с золотой минерализацией в карбонатных породах позволяет выделить основные элементы общей закономерности формирования апокарбонатного золотого оруденения в Чакылкалянском мегаблоке:

- приуроченность руд к карбонатным секциям разреза, включающего толщи переслаивания карбонатных, кремнистых и пелитовых пород миогеосинклинальной шельфовой формации;
- контроль оруденения тектоническими зонами, являющимися элементами системы структур глубокой проницаемости в сочетании с региональными надвигами;
- периферийное положение по отношению к ареалам полихронного магматизма и пространственная разобщенность с малыми гранитоидными интрузиями и дайковыми рожами лампрофиров и щелочных базальтоидов;
- низкотемпературный характер предрудного метасоматза, выраженный в приуроченности оруденения к зонам аргиллитов и джаспероидов, сформированным по карбонатным породам;

– однотипный вещественный состав руд, включающий переменное количество мышьяковистого пирита и сульфосолей, при ограниченном содержании киновари, эндогенного гематита и антимонита;

– золото-ртутно-сурьмяно-мышьяковый геохимический спектр минерализованных зон.

Аналогом для апокарбонатного золотого оруденения КМБ являются месторождения карлинского типа, широко распространенные в различных регионах мира и включающие крупные и сверхкрупные объекты. Месторождения карлинского типа характеризуются существенно карбонатным составом рудовмещающих толщ, стратифицированным характером минерализованных зон и рудных тел, прожилково-вкрапленным оруденением, сульфидным составом руд с субмикронным Au в богатых микроэлементами пиритах [9, 10].

Месторождения апокарбонатного золотого оруденения на территории Узбекистана могут быть выявлены в первую очередь в зоне карбонатного шельфа Афгано-Таджикского континента (протяженность 800 км и ширина от 40 до 100 км), крайним юго-восточным сегментом которой является ЧКМБ.

Для Чакылкалянского мегаблока, наиболее перспективными на выявление новых месторождений на терригенно-карбонатных комплексах, являются площади в юго-восточной и северо-западной его частях, которые характеризуются пространственно сближенными полями распространения киноварной минерализации с зонами слабо золотосных аргиллизитов, содержащих обогащенный микроэлементами мышьяковистый пирит.

Значительный потенциал ЧКМБ и площадей подобного геологического строения на территории Узбекистана на выявление апокарбонатного золотого оруденения, требует разработки новых подходов к его прогнозированию с вовлечением в прогнозные построения широкого круга химических элементов, не определяемых традиционными спектральными методами (Hg , Tl , Te , Se , Cs), пересмотра рядов вертикальной зональности, с выделением особой роли метасоматитов формации аргиллизитов, фиксирующих удаленно-надрудные позиции золотого оруденения, не выходящего на поверхность.

Библиографический список:

1. Muntean J.I., Cline J.S., Simon A.C., Longo A.A. Magmatic hydrothermal origin of Nevada's Carlin-type gold deposits. 2011. *Nature Geos* (4), pp. 122-127.
2. Berger V.I., Mosier D.K., Bliss J.D., Moring B.C. // *Sediment-Hosted Gold Deposits of the World-Database and Tonnage Models. Open-File Report 2014-1074, June 2014, Virginia, Reston: U.S. Geological Survey. 46 p.*
3. Ярбобоев Т.Н., Очиллов И.С., Султонов Ш.А. Замоновий шароитларда Ўзбекистон Республикаси иқтисодиёти тармоқларини ривожлантиришнинг долзарб масалалари ва ечимлари" мавзусида халқаро илмий-амалий конференция материаллари. Жиззах 2021. С. 489-500.
4. Ярбобоев Т.Н., Султонов Ш.А., Очиллов И.С. Основные дайковые серии северной части Чакылкалянского мегаблока и их потенциальная рудоносность (на примере Яхтонского дайкового роя, Южный Узбекистан) // "Бюллетень науки и практики". Т. 6. №11. Россия 2020. С. 104-116.
5. Ярбобоев Т.Н., Очиллов И.С., Султонов Ш.А. Минералого-геохимические особенности телетермального золотого оруденения в карбонатных породах Чакылкалянского мегаблока (Южный Узбекистан) // *Горный вестник Узбекистана. №3(82) Навои 2020. С. 27-31.*
6. Борисенко А.С., Наумов Е.А., Оболенский А.А. Типы золото-ртутных месторождений и условия их образования // *Геология и геофизика. 2005. № 3. С. 342-354.*
7. Озерова Н.А. Ртуть и эндогенное рудообразование. М.: Наука, 1986, 232 с.
8. Оболенский А.А. Генезис месторождений ртутной рудной формации. Новосибирск: Наука, 1985, 194 с.
9. Волков А.В., Сидоров А.А. Геолого-генетическая модель месторождений золота карлинского типа // *Литосфера. 2016. № 6. С. 145-165.*
10. Константинов М.М. Золоторудные месторождения типа Карлин и критерии их выявления // *Руды и металлы. 2000. №1. С. 70-76.*

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: inonmz@ngmk.uz



К ВОПРОСУ О СОВРЕМЕННОЙ ГЕОДИНАМИКЕ ПЛАТФОРМЕННЫХ ОБЛАСТЕЙ ЦЕНТРАЛЬНО АЗИАТСКОГО СКЛАДОЧНОГО ПОЯСА (НА ПРИМЕРЕ ДЕХКАНАБАДСКОГО ПРОГИБА)



Зиёмов Б.З.,
старший преподаватель,
Ташкентский государственный
транспортный университет



Турапов М.К.,
д.г.-м.н., профессор,
ГУ «Институт минеральных ресурсов»

Maqolada neft va gaz hududi bilan Janubiy Tyan-Shan orogenik mintaqa o'rtasidagi o'tish zonasini bilan chegaralangan Dehqonobod chuqurligining geodinamik sozlamalarini o'rganish masalasi muhokama qilinadi. Tashqi tektonik kuchlarning ta'siri shimoliy-sharqiy yoriqlar faolligi, kichkina buklangan dislokatsiyalar shakllanishi va egrilik, yoriqlar kesishishi va juftlashtirish zonalarida keskinlik kontsentratsiyasi bilan ifodalangan truba zamonaviy geodinamikasini belgilaydi.

Tayanch iboralar: geodinamika, chuqur, tuzilish, plita, tektonik, taranglik, yoriqlar.

В статье рассматривается вопрос изучения геодинамической обстановки Дехканабадского прогиба, приуроченной к переходной зоне между платформенной нефтегазоносной территорией и орогенной областью Южного Тянь-Шаня. Показано, что воздействие внешних тектонических сил определяет современную геодинамику прогиба, выраженная активностью северо-восточных разломов, формированию мелких складчатых дислокаций и концентрацией напряженности в зонах искривлений, пересечений и сопряжений разломов.

Ключевые слова: геодинамика, прогиб, структура, плита, тектоническая, напряженность, разломы.

Анализ материалов по геологии и тектоническому строению, геолого-геофизических особенностей, космоструктурных и сейсмогеологических особенностей прогиба. Метод изучения материалов дистанционного зондирования и напряженной деформированности земной коры.

В настоящее время, в мировой практике вопросы изучения геодинамики сейсмоактивных зон и прогнозирование землетрясений с целью снижения их ущерба являются актуальными проблемами большинства государств мира, в том числе Узбекистана. От степени решения этой проблемы зависит стабильное развитие государств, расположенных в сейсмогенных зонах, их экономический и инфраструктурный уровень прогресса. В частности, проведение комплексных геолого-геофизических исследований дают возможность достоверно расшифровать современную геодинамическую обстановку участка земной коры, что дает возможность оценить сейсмический риск и установить наиболее тектонически активные разломы.

Намеченные исследования, направлены на решение задач сеймотектоники через призму современной геодинамики территории Юго-Западного Тянь-Шаня в частности Дехканабадского прогиба. Восстановление современной геодинамики этой структуры осуществлялось через синтез данных по геологии, тектонике, нефтегазности, геофизике, космогеологии и сейсмологии. Результаты такого комплексного анализа геологических данных явились основой изучения современного напряженно деформированного состояния прогиба методом физического моделирования. На наш взгляд, комплексным подходом в решении актуальных задач сейсмологии, а также нефтегазности позволяющим наиболее достоверно восстановить современную геодинамику Дехканабадского прогиба является изучение современной геодинамики Дехканабадского прогиба.

Для достижения этой цели изучены геологические материалы Юго-Западного и Южного Узбекистана. Изучены геолого-геофизические, тектонические, сейсмогеологические и современные геодинамические модели исследуемой территории. Изучены материалы дистанционного

зондирования земли с целью выявления кольцевых и линейных космоструктур и создания космоструктурной модели Дехканабадского прогиба. На основе комплексного анализа результатов проведенных исследований определена современная геодинамика Дехканабадского прогиба.

Анализ имеющихся геологических материалов по геологии, тектонике, геофизике, геодинамике, нефтегазности и сеймотектонике Средней Азии, в частности южной территории Южного Тянь-Шаня и юго-западных отрогов Гиссара позволили установить, что исследуемая территория Дехканабадского прогиба является тектонически активным участком земной коры. Это несмотря на различие во взглядах на тектонику [26, 7] и геодинамику [8, 11, 3], формирования и геологического развития территории Юго-Западного Тянь-Шаня.

В результате тектонической активности прогиба образуются новые структурные элементы, обновляются ранее заложенные и все это приводит к усложнению структурно-тектонического строения участка земной коры.

Одновременно усиливается деформация, как показывают геолого-геофизические исследования тектоносферы Средней Азии [14, 21, 7, 12], деформация усиливается вдоль активных региональных разломов (складка волочения), в зонах их пересечений и сопряжений. И степень деформации здесь зависит от многих факторов, среди которых главенствующее положение занимает состав, физические и механические параметры геологических образований.

Исследование [22, 23, 17, 13, 1, 2] тектонических активных зон регионального и локального масштабов позволяет, в общих чертах заключить, что в активных зонах происходит образование сложного комплекса структур, определяющих локализацию интенсивной сейсмичности [24].

В нашем случае, Дехканабадский прогиб приурочен к переходной зоне между платформенной территорией и орогенной областью Южного Тянь-Шаня. По масштабам, естественно она уступает текто-

нической активизированной зоне между континентом и океаном. Но несмотря на это у них есть общие черты, выраженные в тектонической и сейсмической активности, о чем свидетельствуют данные [1, 15, 7, 3, 2]. Эти и другие геологические факты дают основание изучить современную геодинамическую обстановку Дехканабадского прогиба для решения задач сейсмической опасности, прогноза и поисков нефти и газа, для планирования инфраструктурного развития исследуемой территории. Основу реконструкции современной геодинамики Дехканабадского прогиба составляет анализ геолого-геофизических структурно-тектонических, сейсмологических данных, определение внешних тектонических сил, действующих на прогиб, и моделирование тектонической напряженности структур прогиба под воздействием этих сил. При этом, объектами исследований явились: активность разломов как в вертикальной, так и в горизонтальной плоскостях; смещение блоков; зоны высокой концентрации напряжений; поведение деформации под воздействием внешних сил.

Вопросы о структурно-тектоническом строении Дехканабадского прогиба в рамках геологического строения тектоники, геофизики и нефтегазоносности мезозойско-кайнозойского чехла решены однозначно. Однако в определении природы и направления действующих на прогиб внешних тектонических сил существуют разногласия.

В связи с этим, реконструкция современной геодинамики Дехканабадского прогиба выполнена в двух вариантах: первый вариант учитывает данные Центра геологических исследований Потсдама [16], второй варианта – результаты исследований [3] по геодинамике и нефтегазоносности литосферы Узбекистана.

В данной работе мы рассмотрим результаты первого варианта реконструкции геодинамики прогиба (рис. 1). При реконструкции этого варианта современной геодинамики предполагается, что на прогиб действуют внешние силы со стороны: Индийской плиты (Гималаи) в северо-западном направлении; с севера – Казахской микротектоники; а с запада – силы, вызвавшие смещение западной территории Средней Азии с запада на восток.

Последние тектонические силы, действующие по прогиб с запада - это данные космических исследований современных тектонических движений литосферы Земли. Анализируя эти данные [16] отмечается, что горизонтальное смещение тектонических плит происходит с различной скоростью и направлением. Предполагается, что эти различия обусловлены тектонической релаксированностью литосферы; нагнетанием океанической литосферы под гранитно-метасоматический слой континентов [16]; в поясах коллизии и поглощения литосферы на границах океанов и континентов значительные современные деформации распространяются на огромные расстояния от границ плит, формируя сложную схему направления и скорости горизонтальных смещений.

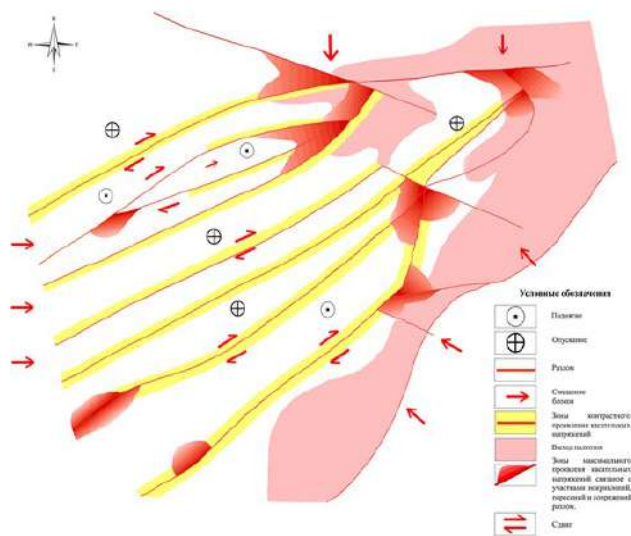


Рис. 1. Модель современной геодинамики Дехканабадского прогиба. Вариант 1 (направление внешних сил, основано на материалах Трифонова Г.В.)

Этим автор [16] дает определение причин возникновения тектонических сил широтного направления, действующих с запада на всю территорию Средней Азии, в том числе и изучаемую территорию.

Как известно, с запада, Дехканабадский прогиб с Бешкентским прогибом граничит через глубинный разлом, на востоке – орогенными сооружениями Гиссара, на севере – это мощная зона Южно-Гиссарского регионального разлома. Ось Дехканабадского прогиба и параллельные ей разрывные структуры (взбросы, надвиги) простираются в северо-восточном направлении, где они на юге выходят за пределы Узбекистана, а на севере упираются на орогенные структуры Южного Тянь-Шаня. Воздействие внешних тектонических сил на Дехканабадский прогиб с юго-востока, со стороны Индийской плиты характеризуется тем, что направление внешних сил почти перпендикулярно направлению системы северо-восточных разломов прогиба. В этой ситуации, когда структура подвергнута сжатию, направленное в крест её простираения, зона разлома уплотняется и её мощность сокращается, смещение по разлому по горизонтальной плоскости не происходит.

Тектоническая активность разломов также зависит и от их направления и угла падения. Все крупные разрывные структуры прогиба крутопадающие. В зависимости от их морфологии можно наблюдать как горизонтальные, так и вертикальные движения по ним с усилением деформации пород в зонах влияния активности. В результате вдоль разрывов происходит формирование мелкой складчатости, ось которых параллельна направлению активированного разлома. По данным моделирования напряжений в структурах Дехканабадского прогиба в участках искривлений, в зонах сопряжений и пресечений разломов наблюдается концентрация касательных напряжений и усиление деформации [4, 9, 19].

С запада на Дехканабадский прогиб действуют внешние силы в широтном направлении и по отношению к разрывным нарушениям под углом 40-45°.

Экспериментальные данные [10, 5, 4, 6] по моделированию структур участка земной коры показывают, что при воздействии внешних сил на разрывную структуру под углом 40-45° в ней наблюдается максимальное проявление активности, в зависимости от морфологии и формы сдвига [19].

На исследуемой территории при аналогичной раскладке направленных действующих с запада внешних сил и разрывных структур следует отметить тектоническую активность последних в форме сдвига по часовой стрелке. По данным тектонических исследований [7, 14, 3] подавляющее большинство разрывных структур Дехканабадского прогиба – взбросы и подсдвиги.

Интенсивность проявления тектонической активности структур прогиба зависит не только от взаимоотношения их с действующими на них внешними силами, но также от морфологии и их внутреннего строения.

Данные по морфологии и строению разрывных структур Дехканабадского прогиба показаны на геологических и структурных схемах карт впадины и его отдельные нефтегазоносные участки и разрывы, прогиб имеет прямолинейную морфологию.

Крупные разрывные структуры северо-восточного направления разбивают прогиб на блоки, придавая территории клавишеподобный структурный вид. Так как эти структуры являются исследованными палеозойского фундамента [7, 15, 8] то их активность синхронна с активностью структур фундамента, т.е. внешние силы планетарного масштаба действуют с одинаковой силой на всю сферу литосферы Средней Азии, в том числе и на мезозойско-кайнозойский чехол Дехканабадского прогиба.

Активность структур фундамента – это повод для концентрации касательных напряжений в зонах изменения их морфологии. Превышение касательных напряжений над внутренним напряжением геологических образований в этих зонах структур в большинстве случаев провоцирует землетрясение [20, 2]. Это указывает на то, что Дехканабадский прогиб является тектонически активной зоной и подтверждает, что его разрывные структуры, протягивающиеся в глубь палеозойского фундамента, являются сейсмоопасными, и являются важным элементом сейсмозонирования территории платформенной части Западного Узбекистана.

на и прогнозирования землетрясений с целью развития инфраструктуры региона.

Особенностью напряженного состояния и деформации в около-разломном пространстве является неравномерное, контрастное их проявление. Напряженность, деформация увеличиваются в участ-

ках изменения морфологии разломов, а динамика структуры выражена пассивна. В линейных участках разломов наоборот, динамика их интенсивна, а напряженность и деформация ослаблены в связи затратами энергии внешних сил на смещение, по разломам.

Библиографический список:

1. Ахмеджанов М.А., Борисов О.М. Основные черты строения и развития Срединного и Южного Тянь-Шаня. «Узб. геол. ж.», 1972, № 4.
2. Абдуллабеков К.Н., Артъяков Т.У., Ибрагимов Р.Н. и др. Сейсмическое районирование и прогноз землетрясений в Узбекистане. Монография. Изд. Гидроингео, Ташкент, 2002 г. 132 с.
3. Абдуллаев Г.С., Долгополов Ф.Г. Геодинамика и нефтегазоносность литосферы Узбекистана. Ташкент: «Уз НИО НГП», 2016. С. 71-73.
4. Бондаренко П.М. Проблемы и перспективы моделирования конседиментационных структур. – В кн.: Экспериментальная тектоника в теоретической и прикладной геологии. М.: Наука, 1985. С. 7-15.
5. Гзовский, В.М. Основы тектонофизики. М.: Наука, 1975. 536 с.
6. Гинтов О.Б., Исай В.М. К методике изучения морфокинематической характеристики разломов в консолидированной коре на основании результатов тектонофизических экспериментов и полевых наблюдений. – В кн.: Экспериментальная тектоника в теоретической и прикладной геологии. М.: Наука, 1985. С. 182-188.
7. Давлятов. Д.Ш. Тектоника нефтегазоносных районов Западного Узбекистана. Ташкент, 1971. С. 92-99.
8. Зоненшайн Л.П. Учение о геосинклиналях и его приложение к Центрально-Азиатскому поясу. М.: Недра, 1972. 240 с.
9. Исай В.М. Об условиях разломообразования в консолидированной земной коре (применительно к территории Украинского щита). – Геофиз. журн., 1983, т. 5, № 3. С. 88-94.
10. Лучицкий И.В. Эксперимент в геологии. В кн.: Экспериментальная тектоника в теоретической и прикладной геологии. М.: Наука, 1985. С. 7-15.
11. Мухин П.А., Каримов Х.К., Савчук Ю.С. Палеозойская геодинамика Кызылкумов. – Ташкент: Фан, 1991. 148 с.
12. Миркамалов Х.Р., Чирякин В.В., Диваев К.Ф. Геодинамические реконструкции орогенного пояса Западного Тянь-Шаня и прогнозирование эндогенных месторождений в породах фундамента. Т.: ГП «Институт минеральных ресурсов», 2019. 162 с.
13. Пушаровский Ю.М. Фундаментальные проблемы общей тектоники. М.: Научный мир, 2001. 520 с.
14. Таль-Вирский. Б.Б. Геофизические поля и тектоника Средней Азии. М.: Недра, 1982. 271 с.
15. Таль-Вирский Б.Б., Зуннунов Ф.Х. Тектоническое районирование Ферганской впадины по геофизическим данным. – Геотектоника, 1972. № 2. С. 3-8.
16. Трифонов В.Г. Позднечетвертичный тектогенез. – М., 1983.
17. Трифонов В.Г., Соболева О.В., Трифонов Р.В., Востриков Г.А. Современная геодинамика Альпийско-Гималайского коллизионного пояса. М.: ГЕОС, 2002. 250 с.
18. Трифонов В.Г., Караханян А.С. Динамика Земли и развитие общества / Труды Геологического института РАН; Вып. 585 / Отв. ред. Леонов М.Г. – М.: ОГИ, 2008. 436 с.
19. Турапов М.К. и др. Теоретические основы и методология локального прогнозирования месторождений полезных ископаемых. Ташкент – 2011. 84 с.
20. Уломов В.И. Глубинное строение земной коры юго-востока Средней Азии по данным сейсмологии. Ташкент, Изд-во «Фан» УзССР, 1971. 155 с.
21. Хамрабаев И.Х. [и др.]. Основные черты геологического строения и металлогении палеозойского фундамента пустынных территорий Западного и Южного Узбекистана, Труды Совещания по освоению пустынных районов Средней Азии и Казахстана, Ашхабад, 1962. 145 с.
22. Хаин В.Е. Тектоника континентов и океанов. М.: Научный мир, 2001. 605 с.
23. Хаин В.Е. Современная геодинамика: достижения и проблемы // Природа. 2002. № 50. Т. 1. С. 51-59.
24. Хаин В.Е. и др. Планета Земля книга I Земля. Теоретические основы минералогии. Минеральные ресурсы Мира и их экономика Санкт-Петербург (2008). С. 256-258.
25. Энциклопедический словарь. Том «Тектоника и геодинамика» Санкт-Петербург, ВСЕГЕИ, 2004. С. 220-222.
26. Якубов Д.Х., Ахмеджанов М.А., Борисов О.М. Региональные разломы Срединного и Южного Тянь-Шаня, Ташкент, 1976. 271 с.
27. Ярмухамедов А.Р. Современная геодинамическая активность и прогноз возможных очагов сильных землетрясений в Средней Азии //Узб. геол. журн., 1993, № 3. С. 12-18.

ГЕОДИНАМИЧЕСКАЯ ОБСТАНОВКА РУДООБРАЗОВАНИЯ И ФОРМИРОВАНИЯ СТРУКТУРНЫХ ПОЗИЦИЙ



Фатхуллаева З.М.,
преподаватель Национального
Университета Узбекистана



Турапов М.К.,
д.г.-м.н., профессор,
ГУ «Институт минеральных ресурсов»

Maqolada Auminzatau-Beltau ruda mintaqasi hududidagi oltin rudalarining minerallashuvi namoyon bo'lish bosqichidagi geodinamik vaziyat ko'rib chiqiladi. Ruda hosil bo'lishida geodinamikani keltirib chiqaradigan asosiy geologik va tektonik omillar aniqlangan. Oltin minerallashuvi sodir bo'lganda geodinamik muhitni shakllantirishda ruda mintaqasining tashqi tektonik kuchlari va geologik hamda tuzilish xususiyatlarining o'rni ko'rsatilgan. Geodinamik sharoit, ma'dan hosil bo'lishi strukturaviy yo'nalishlari shakllantirishga hissa qo'shgan faollik (asosan gorizontal tekislikda) yoriqlar bilan tavsiflanadi. Mintaqaviy geodinamika eng katta amaliy qiziqish uyg'otadi, bu erda o'rganish mavzusi litosfera plitalari ta'sirining natijalari, shuningdek, strukturaviy-moddiy komplekslarni hosil qilgan er qobig'ining ayrim qismlarida sodir bo'lgan jarayonlardir.

Tayanch iboralar: ma'dan hosil bo'lishi, yoriqlar, oltin, geodinamika, yer po'sti, ma'dan konlari, tektonik plitalar.

В статье рассматривается геодинамическая обстановка проявления золоторудной минерализации на территории Ауминзатау-Бельтауского рудного района. Определены основные геолого-тектонические факторы обусловившие геодинамику при рудообразовании. Показана роль внешних тектонических сил и геолого-структурных особенностей рудного района в формировании золотого оруденения. Геодинамическая обстановка, характеризует активность (в основном в горизонтальной плоскости) разломов, которые способствовали формированию золотой минерализации. Наибольший практический интерес представляет региональная геодинамика, где предметом изучения являются результаты воздействия литосферных плит, а также процессов происходящих в определенных участках земной коры формировавшие структурно-вещественные комплексы.

Ключевые слова: рудопроявление, разлом, золото, геодинамика, земная кора, рудное поле, тектоническая плита.

В последние годы в рудной геологии особое внимание стали уделять вопросу о геодинамике рудных полей и месторождений на различных этапах их развития в особенности при проявлении эндогенного оруденения. Это направление геодинамики, изучает механизм развития структур, причины способствующие их активизации, последствие этих процессов и их влияние на формирование эндогенных рудопроявлений. Основным предметом изучения геодинамики рудных полей и месторождений являются разрывные и складчатые структуры; в том числе параметры их активности; напряженность и деформация геологических образований; план тектонической деформации площади проявления оруденения обусловленные воздействием внешних динамических сил; позиция объекта в зонах рудоконтролирующих структур.

Такой подход в изучении закономерностей формирования рудных полей и месторождений позволяет более достоверно восстановить геологические и структурно-геодинамические условия размещения эндогенного оруденения, т.е. установить причины тектонической активности рудоконтролирующих разломов, ставшие одним из факторов формирования в их зонах благоприятных как структурные позиции.

В последние десятилетия в геологии Узбекистана особое внимание уделяется вопросу геодинамики орогенных поясов Западного Тянь-Шаня и на основе его решения – прогнозированию эндогенных месторождений.

Большой вклад в решении этой проблемы внесли Л.П. Зоненшайн, Т.Н. Далимов, И.Н. Ганиев, И.М. Голованов, В.И. Троицкий, Ю.С. Бискэ, Ю.С. Савчук, Р.Х. Миркамалов, З.М. Абдуазимова, П.А. Мухин, В.С. Буртман, Ш.Ш. Сабдюшев, Р.Р. Усманов, Р.С. Хан, Ф.К. Диваев и др.

Прошло 100 лет со дня ввода в геологию термина «Геодинамика» англичанином А. Лява подразумевавшим взаимоотношение динамики Земли с космическими причинами. Л.П. Садыкова (2013 г.) [10],

анализируя термин «геодинамика» придерживается определения Л.П. Зоненшайн (1970 г., 1993 г.) [5], З.Б. Борукаева (1999 г.) [1]: «Геодинамика – наука о глубинных процессах, возникающих в результате эволюции Земли как планеты и обуславливающих движение масс вещества и энергии внутри Земли и в её внешних оболочках».

Т.Н. Далимов и В.И. Троицкий (2005 г.) определяют «Геодинамику как науку, ставящую перед собой задачи установления и исследования сил и процессов, изменяющих состав строения оболочек Земли». По их мнению, геодинамика тесно связана с геотектоникой, являясь её теоритической базой.

Придерживаясь теоритических основ геодинамики В.С. Ханн, М.Г. Ломизе, Л.П. Зоненшайн выделяют: общую геодинамику (изучение, строение и развитие оболочек Земли); частную геодинамику (изучение строения литосферы); региональную геодинамику (изучает происхождение, строение и развитие регионов); историческую геодинамику (реконструирует ход геодинамических процессов в истории развития Земли). Л.Е. Шейдеггер (1982 г.) предлагает выделить эндогенную и экзогенную геодинамики, Н.Л. Добрецов и А.И. Курдюшкин (1994 г.) – глубинную геодинамику (изучение подкорковых процессов, на границах нижняя-верхняя мантия, мантия-ядро) [4].

Р.Х. Миркамалов, В.В. Чиркин, Ф.К. Диваев (2019 г.) [8] разрабатывая методические рекомендации по геодинамической реконструкции орогенных поясов Западного Тянь-Шаня и прогнозированию эндогенных месторождений в домезозойском фундаменте полностью придерживаются мнения Л.П. Зоненшайна (1970 г., 1973 г.) о геодинамике.

По мнению Л.И. Красного и Б.А. Блюмана (2008 г.) наиболее общим определением геодинамики является определение Л.П. Зоненшайна [6]: «Геодинамика рассматривает глубинные силы и процессы, возникающие в процессе эволюции Земли как планеты и

определяющие движение масс вещества и энергии внутри неё и во внешних твердых оболочках».

Но несмотря на различия в формировании термина «Геодинамика», общим является изучение глубинных процессов и сил происходящих в оболочках Земли; изучение результатов их воздействия на твердую оболочку Земли.

Неординарное геологическое развитие Земли и ее оболочек обусловили разнообразное проявление и развитие геодинамики, что отразилось на строении, составе, тектонике, магматизме и металлогении земной коры.

Так Ю.С. Савчук изучая покровно-складчатую структуру докембрийского фундамента (Западный Узбекистан) и металлогению Центральных Кызылкумов показал, что «...Наиболее благоприятными для золотого оруденения являются участки сопряжения трасс палеофлюидопотока по структурам субдукционных этапов шарьяживания каледонского и герцинского времени. Шарьяжные структуры каледонского этапа контролируют размещение жильно-прожилково-метасоматических золото-кварцевой и вольфрам-золото-(сульфидной)-кварцевой рудных формаций, а герцинского этапа-прожилково-вкрапленной золото-сульфидно-кварцевой формации». (Ю.С. Савчук (1998 г.) [9]).

Согласно схемам геодинамического развития Кызылкумов Ш.Ш. Сабдушева, Р.Р. Усманова, В.С. Буртмана (1973) [2], С.С. Шульца (1974 г.) [11], Ю.С. Савчук отмечает, что территория Кызылкумов представляет собой герцинское шарьяжно-складчатое сооружение, в строении которого выделяются тектонические покровы.

Формирование шарьяжных, складчатых структур свидетельствует о господстве горизонтальных сил геодинамики, которые обусловлены движениями тектонических плит под воздействием внутренних процессов Земли.

По мнению Р.Х. Миркамалова и др. (2019 г.) наибольший практический интерес представляет региональная геодинамика, где предметом изучения являются результаты воздействия литосферных плит, а также процессов происходящих в определенных участках земной коры формировавшиеся структурно-вещественные комплексы. Структурно-вещественные комплексы формируются в конкретной геодинамической обстановке и образуют закономерные пространственно-временные сочетания определяемые условиями формирования (Л.И. Красный, Б.А. Бломан (2008 г.) [7]).

Изучение региональной геодинамики с минерагеническим районированием территории Западного Тянь-Шаня (Р.К. Миркамалов, Ф.К. Диваев и др.) позволило выделить ряд продуктивных минерагенических комплексов. В этой схеме изучаемое нами золоторудное проявление Ауминзатау-Бельтауского рудного поля связаны с каманчинским мискитом.

На основе анализа данных (Р.Х. Миркамалов и др., (2019 г.) по региональным рудоконтролирующим структурам, Кызылкумо-Нуратинского региона (рис. 1) из книги Р.Х. Миркамалова позиция исследуемой территории определяется зоной между северо-западными Субпараллельными Даугызтау-Шаулбайской и Ауминза-Колчиктаускими рудоконтролирующими разрывными нарушениями коллизионного этапа, осложненные Амантайтау-Аристантауской структурой этого же этапа развития.

Амантауское рудное поле приурочено к площади клина образованного сопряжением Амантайтау-Аристантауского и Даугызтау-Шаулбайского рудоконтролирующих структур. Позиция Даугызтауского рудного поля определяется в зоне Даугызтау-Шаулбайской структуры. Основные проявления Ауминзатау приурочены к зоне региональной Ауминза-Колчиктауской рудоконтролирующей структуры.

Помимо этого в южной части Ауминзатау вся площадь Бельтау характеризуется проявлением региональных надвиговых процессов, что свидетельствует о преобладании горизонтальных движений в герцинский этап тектоно-магматического развития. Таким образом, на основе вышеизложенного можно заключить, что региональная геодинамика Кызылкумского региона, в том числе исследуемого Ауминзатау-Бельтауского рудного района характеризуется формированием структурно-вещественных комплексов, шарьяжно-покровных структур, продуктивных минерагенических комплексов специализирующиеся на



Рис. 1. Размещение рудоконтролирующих структур Кызылкумо-Нуратинского региона. Зоны поперечных левосдвиговых нарушений: 1 – месторождений и рудопоявления; зона надвига: 2 – каледонская, 3 – герцинская; 4 – рудоконтролирующие разрывные нарушения коллизионного этапа, 5 – выходы складчатого основания, 6 – государственная граница

определенный тип эндогенного оруденения. При этом все это происходило на фоне преобладания горизонтальных тектонических сил.

На фоне региональной геодинамики и связанных с ней процессами рассмотрим на локальном уровне геодинамику формирования структурных позиций благоприятных проявлению золоторудной минерализации в Ауминзатау-Бельтауском рудном районе.

Анализ материалов по изучению напряженности и деформации участков проявления золоторудной минерализации (рудные поля и месторождения) и их рудоконтролирующих структур Центральных Кызылкумов с целью прогноза новых рудных объектов на закрытых территориях проводимых лабораторией тектонофизических методов исследований института Минеральных ресурсов позволило установить:

- вся территория региона в герцинскую эпоху металлогении была подвергнута тектоническому сжатию, обусловленное тектоникой литосферных плит;
- такая тектоническая обстановка характерна для многих золоторудных узлов, рудных полей и месторождений;
- напряженно-деформированное состояние рудных полей и месторождений и их рудоконтролирующих структур определяется комплексно: с одной стороны воздействием внешних тектонических сил, а с другой стороны – позицией объекта в сети региональных тектонических элементов (складки, разломы, космоструктуры) и его структурно-тектоническим строением. Эти факторы, совместно с литолого-петрографическими особенностями вмещающих геологических образований постоянно находятся под воздействием геодинамических сил, которые изменчивы во времени и пространстве.

Как показывают исследования, геодинамическая обстановка золоторудных полей и месторождений в процессах рудообразования Ауминзатау-Бельтауского района характеризуется тектонической активностью разрывных структур.

Наиболее активными структурами в Бельтау являются Северо-восточные разломы (Асаукакская система) сопрягающиеся с Даугызтауским глубинным разрывом субмеридионального простирания, формируя клиновидные структуры. В зоне сопряжений разломов, в локальных участках отмечены сдвиговые движения небольшой амплитуды.

Активность систем северо-восточных разломов вызвало смещение тектонических блоков, где эти разломы являются граничными элементами блоков. Смещения блоков с клиновидной структурой формировали полости приоткрываний в участках сопряжений северо-восточных разломов с Даугызтауской структурой. Приоткрывание граней разломов сопровождалось высвобождением энергии тектонических напряжений, которое протекало с растрескиванием пород, образованием зон трещиноватости, трещин отрыва и т.д. И эти участки рудоконтролирующих разломов явились благоприятной структурной позицией для проявления и размещения золоторудной минерализации, об этом свидетельствуют позиции месторождений Даугызтау, Асаукак и Высоковольное. Иная геодинамическая обстановка характерна для Ауминзатау. Здесь геодинамическая обстановка выражена активностью северо-западных разломов сброса-сдвигового характера. (по данным Ю.И. Парамонов, Ю.И. Зверева и др.) Такая динамика северо-западных разломов обусловлена не только воздействием внешних тектонических сил, но и позицией Ауминзатау в сети региональных структур.

По данным А.К. Бухарина, Ауминзатау своей южной частью приурочена к граничному разлому разделяющий структурно-формационные зоны, а точнее граничный разлом разделяющий Центрально-Кызылкумскую и Зарафшанскую подзоны. В схеме геодинамики Р.Х. Миркамалова и др. (2019) этот граничный разлом структурно-формационных зон соответствует Ауминза-Колчиктауской региональной рудоконтролирующей структуре коллизионного типа. По всей видимости динамика (сила) активности этого регионального рудоконтролирующего разлома в какой то степени повлияла на формирование геодинамики Ауминзатау в процессе рудообразования, вызвав вертикально-горизонтальные движения по крупным северо-западным разломам. Эти процессы предопределили важную особенность геодинамики Ауминзатау - формирование грабеноподобной структуры и тектонических блоков.

Геодинамические особенности Ауминзатау и Бельтау отличаются, несмотря на то, что они подвергнуты внешним горизонтальным тектоническим силам и испытывали рудный процесс одновременно

(герцинская металлогеническая эпоха S_3P_1).

Главной причиной изменения геодинамики в пространстве является система разрывных нарушений и блоковое строение. Основными элементами их влияния на геодинамическую обстановку являются:

- пространственное положение структуры по отношению к направлению внешних тектонических сил от которого во многом зависит степень тектонической активности разлома;
- морфология разлома, которая при его активности способствует образованию полостей приоткрываний, что порождает формирование благоприятных структурных позиций для рудолокализации;
- морфология блоков, в особенности клиновидной формы, которые под воздействием внешних сил выклиниваются, формируя полости приоткрываний в участках сопряжения и пересечения их граничных разломов.

Все эти факты предопределили разнообразие геолого-структурных позиций благоприятных для проявления золоторудной минерализации в Ауминзатау-Бельтауском рудном районе.

Библиографический список:

1. Борукаев Ч.Б. Словарь-справочник по современной тектонической терминологии. /НИИ ОИГГМ. Новосибирск: Изд-во СО РАН. 1959. 69 с.
2. Буртман В.С. Геология и механика шарьяжей. М.: Недра, 1973. 103 с.
3. Далимов Т.Н., Троицкий В.И. Эволюционная геология. Ташкент: Изд-во «Universitet», 2005. С. 51-58.
4. Добрецов Н.Л., Кудряшкин А.Г., Кудряшкина А.А. Глубинная геодинамика. Изд-во. СОРАН, «Гео», 2001. 409 с.
5. Зоненшайн Л.П., Савостин Л.Л. Введение в геодинамику. М.: Наука, 1993. 192 с.
6. Зоненшайн Л.П., Кузмин М.И. Палеогеодинамика. М.: Наука, 1993. 192 с.
7. Красный Л.И., Блюман Б.А. Геодинамика // Планета Земля. Том «Геотектоника и геодинамика», Санкт-Петербург: ВСЕГЕИ, 2004. С. 464-465.
8. Миркамалов Р.Х., Чиркиев В.В., Диваев Ф.К. Геодинамические реконструкции орогенного пояса Западного Тянь-Шаня и прогнозирование эндогенных месторождений в породах фундамента (методические рекомендации) Ташкент: ГП ИМР, 2019. 162 с.
9. Савчук Ю.С. Покровно-складчатая структура домезозойского фундамента и металлогения Кызылкумов. Автореферат, докт. диссер. Ташкент, 1998. 35 с.
10. Садыкова Л.Р. К вопросу о термине геодинамика // Геодинамика, магматизм и оруденение Западного Узбекистана, Ташкент: ГП «НИИМР», 2014. С. 109-113.
11. Шульц С.С. Формирование континентальной коры палеозойских складчатых поясов и их современная структура (на примере Тянь-Шаня) // Тектонико-Урало-Монгольского складчатого пояса. М.: Наука, 1974. С. 156-176.

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: infony@ngmk.uz



МАРКАЗИЙ БУКАНТОВ ОКСИДЛАНГАН МАЪДАНЛАРИНИНГ МИНЕРАЛ ТАРКИБИ ВА ШАКЛЛАНИШ ХУСУСИЯТЛАРИ



Мойлиев М.Ш.,
Мирзо Улуғбек номидаги
Ўзбекистон миллий университети
«Геодинамика ва тектоника»
кафедраси таянч докторанти



Карабаев М.С.,
Геология фанлари университети,
«Фойдали қазилмаларни излаш ва
қидириш» кафедраси мудири
г.м.ф.д., профессор



Бобоёров Х.А.,
Мирзо Улуғбек номидаги Ўзбекистон
миллий университети «Геология»
кафедраси ўқитувчиси

Maqolada Markaziy Bukantovning shimoliy-g'arbiy qismidagi Qasqirtov, Bo'zto'v va Jelsay istiqbolli maydonlarida rivojlangan oksidlangan ma'danlarning mineral tarkibi hamda ularning shakillanish xususiyatlari va mahsuldor mineral assotsiatsiyalari aniqlangan. Olingan natijalarga ko'ra, asosiy ma'danli minerallar temir gidroksidi (getit, gidrogetit), yarozit, skorodit, sof oltindan iborat, ular qamrovchi tog' jinslari bo'lmish slanetslar va metaalevrolitlarning burdalangan, limonitlashgan qismlarida joylashgan. Oksidlangan ma'danlar gipergeren eritmalar ta'sirida yuzaga kelgan va ular oksidlanish zonasini quyidagi qismida oltin-yarozit-gidrosludali, yuqori qismida esa oltin-gidrogetit-kaolinitli mineral assotsiatsiyalarini hosil qilganligi aniqlandi.

Tayanch iboralar: Markaziy Bukantov, oksidlangan ma'dan, Qasqirtov, Bo'zto'v, Jelsay, temir gidroksidi, mineral assotsiatsiyalar, oltin, gipergerenez, yarozit, gidrosludali.

В статье рассмотрен минеральный состав окисленных руд, разрабатываемых на перспективных площадях Каскыр-тау, Бозтау и Джелсай в северо-западной части Центрального Букантау, а также условия их формирования и продуктивные минеральные ассоциации. Согласно полученным данным, основными минералами являются гидроксиды железа (гетит, гидрогетит), ярозит, скородит, самородное золото, которые встречаются в дробленых, лимонитизированных частях сланцев и металевролитов, являющихся вмещающими горными породами руд. Установлено, что окисленные руды образовались под влиянием гипергенных растворов, с размещением золото-ярозит-гидрослудистой минеральной ассоциации в нижней части, а золото-гидрогетит-каолинитовой - в верхней части зоны окисления.

Ключевые слова: Центральный Букантау, окисленные руды, Каскыртау, Бозтау, Джелсай, гидроксиды железа, минеральные ассоциации, золото, гипергенез, ярозит, гидрослуда.

Олтин маъданли конлардаги оксидланган маъданлар тоғ-металлургия саноати учун муҳим хом ашё ҳисобланади, чунки нураш жараёнлари уларнинг қисман бойитилишига, қимматли металллар миқдорининг ортишига ва энг муҳими асосий фойдали компонентларнинг маъданлардаги учраш шаклининг ўзгаришига олиб келади. Пировард натижада, оксидланган маъданлар қайта ишлашнинг мураккаб технологик жараёнларини талаб қилмаслиги сўнгги маҳсулотни (олтиннинг) қазиб олиш таннархини пасайишига олиб келиши туфайли оксидланган маъданларнинг паст навлари ҳам муҳим амалий аҳамият касб этади [3, 4, 5].

Олтин конларининг оксидланиш зоналари иқтисодий аҳамиятидан ташқари, олтиннинг экзоген минералогия-геокимёси ва металлогенияси нуқтаи назардан фундаментал қизиқиш уйғотади. Бугунги кунда олтиннинг суперген (гиперген) шароитларда турли-хил бирикмалар шаклида миграцияси тўғрисида кўплаб маълумотлар мавжуд [3, 4, 14, 16]. Гиперген олтиннинг тарқалишига оид мулоҳазаларнинг чалкашлиги туфайли, экзоген шароитларда қамровчи жинсларнинг нураши ва сульфидларнинг ўзгариш жараёнлари билан олтиннинг ҳаракатланувчанлигини узвий алоқадорликда кўриб чиқиш зарур эканлиги таъкидланган [11, 14].

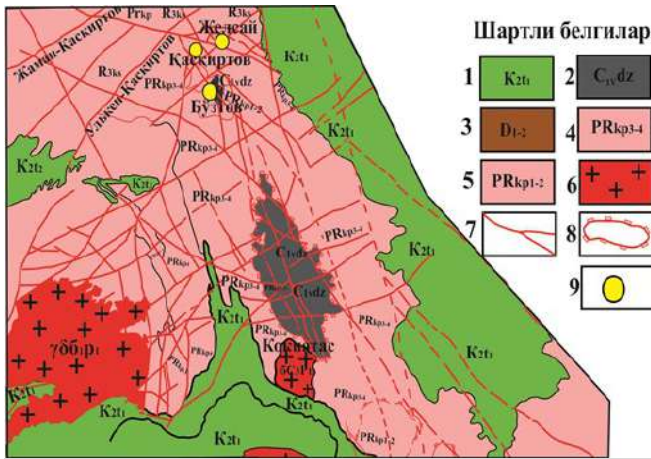
Экзоген жараёнлар натижасида юзага келадиган оксидланган маъданларнинг Ўзбекистон ҳудудидаги кўплаб олтин конлари ва истиқболли майдонларида кузатиш мумкин. Бу жараёнлар аниқлаш қийин бўлган бирламчи маъданлардаги олтиннинг ажралиш шаклига, ўлчамларига ва қайсидир даражада миқдорига ўз таъсирини кўрсатади.

Бирламчи эндоген маъданлашув зоналари ва улар бўйлаб ривожланаётган оксидланган маъданлардаги асосий элементларнинг тарқалиш хусусиятларини таққослаш натижасида

экзоген жараёнларда маъданларнинг табиий бойиши аниқланган, яъни оксидланган маъданларда олтиннинг концентрация даражаси, бошқа элементларга нисбатан энг юқори кўрсаткичга эга ва бу унинг геокимёвий хусусиятлари билан боғлиқ – сульфидлар экзоген жараёнларда парчаланиб иккиламчи минераллар билан ўрин алмашганда улар таркибидagi дисперс олтин ажралиб чиққан ва соф ҳолатда тўпланганлиги таъкидланган [6, 7, 9].

Қадимдан қазиб олиш объекти бўлган олтин конларининг оксидланиш зоналари ҳозирги вақтда ҳам ўз аҳамиятини йўқотмаган. Бунинг сабаби шундаки, сўнгги йилларда турли хорижий мамлакатлар, шу билан бирга Ғарбий Ўзбекистон тоғ-кон майдонларида ҳам оксидланган маъданлардаги олтиннинг аҳамиятли захиралари аниқланган. Жумладан Кокпатас, Даугизтов, Амантайтов конлари [12] ва Қасқиртов, Желсой, Бўзтов истиқболли майдонлари шу типга мансуб [10]. Қазиб олиш қондициялари талабларига биноан алоҳида ҳудудлардаги оксидланган маъданларнинг моддий таркибини ўрганиш муҳим амалий аҳамият касб этади.

Таъкидотлар олиб борилаётган истиқболли Қасқиртов, Желсой, Бўзтов майдонлари Букантов тоғининг марказий қисмида, Кокпатас маъдан майдонининг шимолий-ғарбида жойлашган. Ҳудуднинг геологик тузилишида протерозой ёшидаги кокпатас свитасига оид ётқизиқлар кенг тарқалган бўлиб, литологик таркиби бўйича бир-бирдан кескин фарқланувчи тўртта пачкага ажратилган [1]. Улар майдоннинг 60% қисмини эгаллаб ётади ва тавсифига кўра протерозой ёшидаги кокпатас свитаси: I-пачка вулканоген-терриген тоғ жинслари (PR кр¹); II-пачка кварц-хлорит-серицитли, кварц-серицитли сланецлар (PR кр²); III-пачка карбонат-



1-расм. Марказий Букантовнинг (шимолий-ғарбий қисми) геологик харитаси [12]: 1 – гиллар, конгломератлар; 2-3 – оҳақтош, доломитлар; 4 – кремнийли сланецлар; 5 – вулканоген-терригенли тоғ жинслари; 6 – гранитоидлар; 7 – ер ёриқлари; 8 – устурилма

кремнийли сланецлар ($PRkp^3$); IV-пачка кремний-терригенли ($PR kp^4$) тоғ жинсларидан ташкил топган (1-расм).

Кокпатас свитаси ётқиқиқларига мувофиқ ҳолда, бурмали структураларнинг қанотларида очилмалар ҳосил қилиб, қуйи рифей-венд ёшидаги алевролитли-сланецлардан таркиб топган кўксой свитаси (R_3ks) жинслари ётади. Шунингдек тадқиқот майдонида палеозой ёшига доир оҳақтош, доломит, доломитлашган оҳақтош таркибли карбонатли жинслардан иборат бўлган жузқудуқ свитаси (C_{1vdz}), ўрта карбон ёшидаги углерод-кремнийли сланецлар ва бўлакчи жинслардан иборат лайгак свитаси (C_{2lg}) ётқиқиқлари аниқланган. Карбонатли тоғ жинслари Бўзтов кўтарилмасининг марказий қисмларида очилмалар ҳосил қилади ва қолган жойларда уларнинг устини мезо-кайнозой терриген ҳосилалари қоплаб ётади (Пятков ва б., 1989).

Худуднинг жанубий-шарқ қисмида (Кокпатас маъдан майдони) интрузив ҳосилалар кенг тарқалган бўлиб, герцин тектонамагматик циклида шаклланган ва ёши бўйича қуйидаги бир-нечта гуруҳларга ажратилади [10, 15]:

- худудий метаморфизмдан олдин ҳосил бўлган интрузиялар гуруҳи;
- ўзаро генетик алоқадор бўлган гранитоид ва дайкали ҳосилалар гуруҳи;
- ўрта ва субишқор таркибли дайкалар гуруҳи.

Биринчи гуруҳга ўтаасос, асос ва ўрта-нордон таркибли, қамровчи жинслар қатламлари билан биргаликда худудий метаморфизмга учраган ва сланецлашган интрузив жинслар киради. Улар бир-бири билан кесишган ҳолда ривожланган ўрта ва субишқор таркибли, қисман узгарган гипербазит, габброидли дайкаларидан иборат.

Ўзаро генетик алоқадор бўлган интрузиялар гуруҳи - гранитоидлар ва дайкалар кокпатас гранитоид массиви ва унинг томирсимон ҳосилалари - адамеллитли, биотитли пегматоид, гранит штоклари ва нордон таркибли (гранит-порфири, аплитли) дайкалардан иборат. Ўрта ва субишқор таркибли дайкалар мажмуаси диорит, диорит-порфирит, сиенито-диорит, кварцли диорит-порфирит, лампрофир (керсантитли, пеллелитли) таркибли дайкалардан ташкил топган.

Маъдан майдонининг тектоник тузилишида бир қатор бурмали ва узилмали структура элементлари ажратилади [8, 12, 15]. Асосий бурмали структуралар бўлиб Кокпатас-Бўзтов антиклинали ва Кокпатас-Окжетпес грабен-синклинали ҳисобланади. Кокпатас-Бўзтов антиклинали шимолдан шимолий-ғарб йўналиши бўйлаб чўзилган бўлиб, узунлиги 45 км, қанотларининг кенглиги эса 10-15 км гача етади. Кокпатас-Окжетпес грабен-синклинали икки томонлама устурилмадан ташкил топган мураккаб структура бўлиб, қанотлари қадимги ётқиқиқлардан ташкил топган.

Узилмали структуралар намоён бўлиш миқёси бўйича регионал ер ёриқлари, ҳамда кичик ўлчамдаги ёриқлар тизимига ажратилади ва улар бурмали структуралар йўналишига мос ҳолатда ривожланган. Худуддаги йирик ер ёриқларидан бири кокпатас чуқур ер ёриғи ҳисобланади ва у устурилманинг шарқий қанотиغا қўшилиб кетган. Бу

1-жадвал

Қасқиртов, Бўзтов ва Желсай майдонларининг оксидланган маъданлари минерал тавсифи

Оксидланган маъдан намуналарини сепарация қилиш маҳсулотларининг минерал тавсифи												
Қамровчи жинслар тавсифи	Намуна оғирлиги (грамм)				Минерал таркиби							
	Бошланғич миқдор	Оғир фракция	Енгил фракция	Оғир фракциянинг чиқиши (%)	Оғир фракция	Енгил фракция						
Бурдаланган зоналарда гиперген шароитларда ҳосил бўлган темирлашган, кварцлашган жинслар	200	0,4-1,40	136-160	0,1-0,63	Темир гидроксиди (80-95%), соф олтин – алоҳида доналар, пирит – алоҳида доналар	Қамровчи жинс бўлақлари (75-85%), кварц (5-40%), карбонат (0-10%), гипс (0-1,0%), темир гидроксиди (5-10%)						
Электрон микрозонд таҳлили маълумотларига кўра оксидланган маъданлар минералларининг таркиби												
№	№ нам.	Минерал	Элементлар миқдори, %									
			SiO ₂	TiO ₂	V ₂ O ₅	K ₂ O	MnO	Fe ₂ O ₃	CuO	As ₂ O ₅	SO ₃	Σ
2	K-55	Гетит	2,30	0,06	0,07		0,24	83,20	0,01	0,38	0,34	86,6
3	K-62		2,15	0,05	0,06	0,05	0,27	83,62	0,03	0,34	0,39	86,96
4	K-62б		2,45	0,04	0,05		0,26	82,80	0,01	0,36	0,36	86,33
5	K-62	Гидрогетит	3,18	0,06	0,36	0,05	0,01	69,60	0,60	0,60	1,30	75,76
6	K-62г		3,36	0,04	0,54	0,03	0,03	70,04	0,26	0,55	3,50	78,35
Электрон-микрозонд таҳлили маълумотлари бўйича тадқиқот майдонидаги оксидланган маъданларда соф олтиннинг ўлчамлари ва таркиби												
Т.р.	Намуна номери	Ўлчам (мкм)	Компонентлар миқдори, (%)									
			Au	Ag	Fe	Cu	Σ					
1	ПК-3-1	5	92,08	7,46	0,24	0,1	99,88					
2	ПК-3-2а	6	86,12	12,4	1,22	0,06	99,80					
3	ПК-3-1-в	8	74,42	25,16	0,34	0,02	99,94					
4	ПК-3-3	6	74,56	25,05	0,22	0,12	99,95					
5	ПК-3-6	5	68,3	31,4	0,12	0,14	99,96					
6	ПК-3-2в	6	64,23	35,2	0,38	0,06	99,97					

ер ёриғи йирик тектоник зонани ҳосил қилиб, антиклиналнинг ғарбий қанотига чўзилган [12]. Тадқиқот майдонларидаги оксидланган олтин маъданлари таркибидаги минераллар морфологик шаклига кўра микроминерал бўлганлиги учун улар сепарация усули ва микрозонд таҳлили (Superprobe JXA-8800R, Jeol, Япония) ёрдамида ўрганилди. Оксидланган турдаги маъдан минерализацияси Қасқиртов, Бўзтов майдонларининг 10-15 м дан 30-40 м гача, Желсай майдонида эса 30-60 м гача бўлган чуқурлик қисмларидаги, бурдаланган, темир гидроксидлари

шаклланган жинслар зоналарида ривожланган (2-а, б расм).

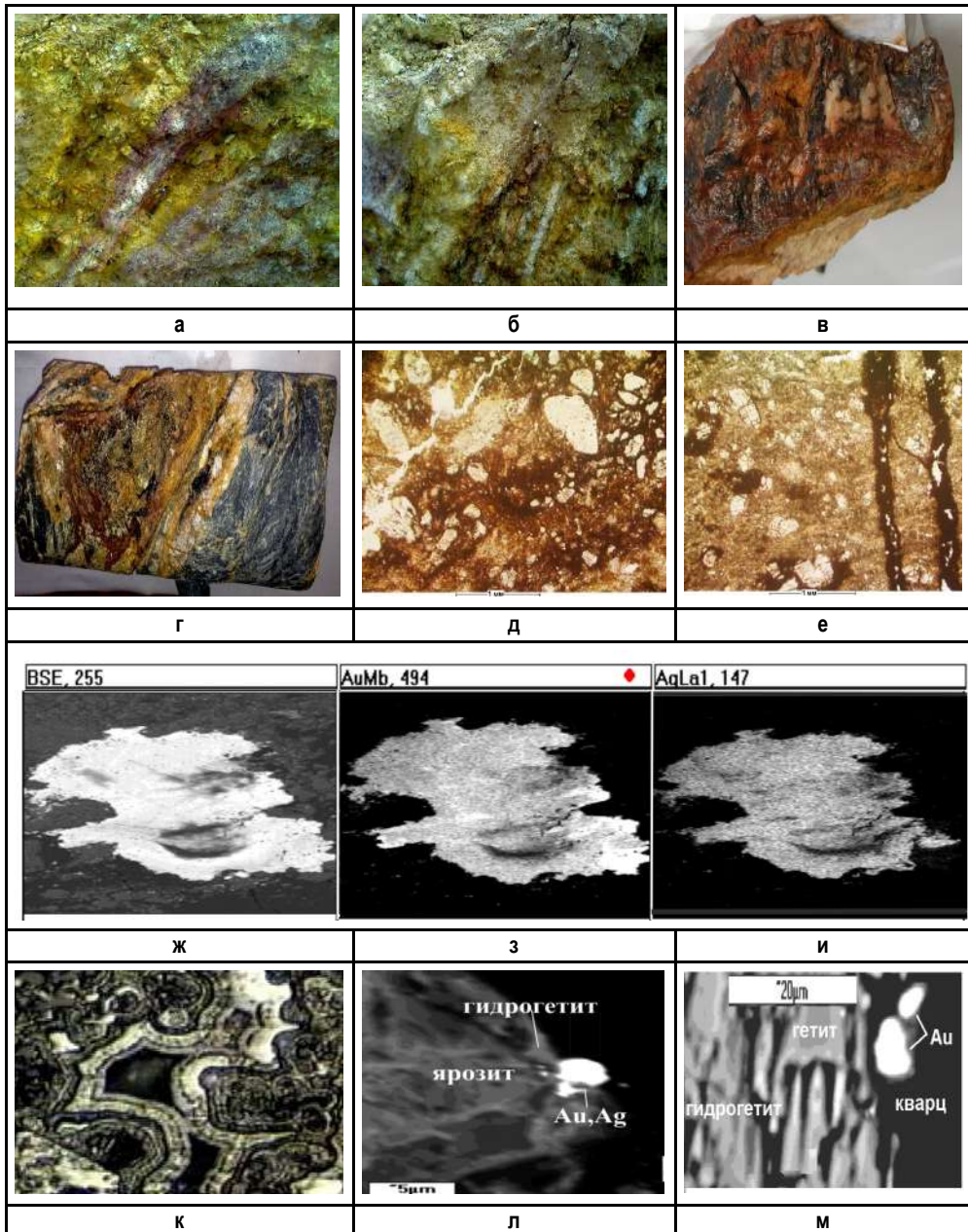
Ер юзасида тоғ лаҳмлари ёрдамида очилган минераллашган зоналар асосан, брекчиялашган, бурдаланган, лимонитлашган сланецлардан ва метаалевролитлардан таркиб топган (1-жадвал) бўлиб, қалинликлари 8-10 см бўлган кварцли томирларни ҳосил қилган (2 в, г расм). Оксидланган типдаги маъдан таналарининг асосий қисми альп тектогенези натижасида шаклланган, деярли параллел тик ётувчи (шимолга қараб озгина қияликда) ва субкенглик йўналишидаги нисбатан ёшроқ бўлган тўлқинсимон ер ёриқлари зоналарида ривожланган.

Желсой, камроқ Бозтов майдонларида тектоник тўлқинларнинг қавариқ томони шимолга, Қасқиртовда эса – жанубга йўналган ва ушбу қурулмалар маъдан таналари жойлашувида муҳим аҳамият касб этган.

Оксидланган маъданларни сепарация усули ёрдамида ўрганилганда оғир фракциялар темир гидроксиди (60-70%) ва олтиннинг алоҳида белгиларини кўрсатди. Оксидланган зонанинг қуйи қисмидан олинган намуналарда қисман оксидланган пиритнинг алоҳида зарраларини кўриш мумкин. Енгил фракциялар қамровчи жинслар (75-85%), кварц (5-40%), карбонатлар (0-10%), гипс (0-1%) таркиб топган. Намуналарда гипсининг иштирок этиши гиперген жараёнлар билан боғлиқ.

Гетит ва гидрогетит маъданли минераллари оксидланиш зоналарида кенг тарқалган. Бу минералларнинг асосий агрегатлари бирламчи сульфидлар ғовакликларини тўлдирди. Кварц томирларида юзага келган дарзликларда темир гидроксидлари ривожланган ва улар қалинликлари 1 мм гача бўлган кесишмалар, 3-5 мм ли томирчалар ҳамда томирчасимон шаклдаги ажралмалар ҳосил қилган. Оксидланиш зоналарида темир гидроксиди миқдори 2-8%, бир қанча штуфли намуналарда 20% гачани ташкил қилади. Оғир фракцияларда бу минераллар миқдори 70-90% га етади. Ушбу зоналарда кумтош-сланецли жинслар лимонит ва умумий массанинг 35-40% ини ташкил қилувчи бирламчи ҳосилалардан сақланиб қолган жинс ҳосил қилувчи минераллардан таркиб топган. Лимонит - темир гидроксиди аралашмасидан ҳосил бўлган ва асосан гетит, гидрогетит минералларидан таркиб топган (2, г расм).

Оксидланган маъданларнинг асосий маъданли минераллари, темир гидроксиди (гетит, гидрогетит), ярозит, скородит ва соф олтинлардан иборат. Улар охралар, сульфидлар бўйича псевдоморфозалар ва сизиб ўтиш натижасида тўпланган оқма ҳосилалар кўринишида учрайди (2, д расм). Ранги турли хил тусда, асосан кўнғирсимон. Гетитнинг энг юқори нур қайтарувчи оч-қул ранг



2-расм. Брекчиялашган, кварцлашган металевролитлардаги оксидланган маъдан таналарининг жойлашуви (а, б); маъданлардан намуналар (в, г) ва уларнинг текстура-структуравий хусусиятлари (д, е, к – николлар параллел); оксидланган маъданлардаги соф олтин зарраларида элементларнинг тарқалиши (микрозонд тасвир – элементларнинг растр тарқалиши); оксидланган маъданлардаги кварц-гетит-гидрогетит ассоциациядаги соф олтин зарраларининг морфологияси (микрозонд тасвир – қайтган электронларда)

қисми зич, куюқ тўқ-жигаранг қисми хира ва одатда яширин кристалли тузилишга эга. Хира тўқ-қулранг гидрогетит майда ғовакли тузилишга эга. Улар тупроқсимон, бўшқоқ, кукунсимон бўлиб, ўрин алмашиш жараёнлар натижасида микро бўшлиқлар ҳосил бўлиши билан боғлиқ ҳолда ривожланган, ўзгарувчан ички рефлексларга эга: яъни, миссимон - сариқ, зангсимон охралаи, жигар ранг-кўнғир тусда.

Темир оксидлари асосан хлорит-серицитли, сланецлашган жинсларда етарлича текис, майда булутсимон-доғли тўпламлар ҳосил қилиб тарқалган. Фақат аҳён-аҳёнда уларнинг кўринарли тўпламлари атрофида аниқ катаклазлашган плагиоклазнинг псаммитли доначалари тўпланади. Темир оксидлари баъзида ингичка чўзиқ, қалинликлари 0,15-0,2 мм бўлган томирчаларни ҳам шаклантиради. Оксидланган маъданлар олтин-ярозит-гидрослюдали (оксидланган маъданлар зонасининг қуйи қисмида) ва олтин-гидрогетит-каолинитли (оксидланиш зонасининг юқори қисмларида) ассоциацияларнинг зонал

жойлашишдан ташкил топган. Кўрсатилган ассоциацияларнинг зонал жойлашишлари юза сувларининг (гиперген эритмаларнинг) пасайиб бориши яъни инфильтрацияси натижасида шакллланган. Ушбу эритмаларнинг сизиб кириб, тарқалиши натижасида бирламчи маъданларнинг сульфидли минералларини парчалаб турли сульфатларни (ярозит, скородит ва б.) ҳосил қилган. Ўта майда-дисперс олтин сульфидларнинг таркибидан озод бўлиб, соф, туғма кўринишида, олтин-ярозит-гидрослюдали ассоциацияни ҳосил қилган ҳолда тўпланади. Ушбу ассоциация зоналлик қонуни асосида жойлашиши пасайиб борувчи юза сувларининг (гиперген аралашмаларнинг) инфильтрацияси натижасида шаклланиши билан алоқадордир. Сульфид-сульфат-гидроксид ва дала шпати-гидрослюда-каолинитлар қаторларида минералларнинг алмашиши гиперген аралашмалар эволюцияси хусусиятларини акс эттиради. Соф олтин миқдорининг кўп қисми оксидланган маъданларга тўғри келади, чунки майда дисперс ва микроскопик олтин сульфидлар таркибидан ажралиб чиққанидан сўнг бир-бири билан бирикиб тўпламчалар ҳосил қилади. Қасқиртов ва Бўзтов майдонларида уларнинг шакллари пластинкасимон, нотекис айланасимон бўлиб, ўлчамлари 5-10 мкм бўлган зарраларни ҳосил қилади. Олтиннинг асиллик даражаси 643-921 (1 - жадвал), эндоген олтиндан фарқи, уларнинг таркибида темир аралашмасининг юқорилигида (1,22% гача). Желсойда эса гетит ва гидрогетитларда аниқланган соф олтин ўлчамлари 2-12 мкм бўлган ксеноморф зарраларни шакллантирган. Олтиннинг софлик даражаси 900:Аи~90%, Аg~9%, Fe~0,8%.

Оксидланган маъданларда уларни ҳосил қилувчи гиперген шароитлар таъсирида олтиннинг асиллик даражаси алоҳида зарраларда кескин ўзгариши мумкин ва бир хил бўлмаган юпқа тангачасимон, қипқисимон олтин зарралари кузатилади (расм 2, жи). Намунанинг ўнг қисмидаги зарраси анча тоза олтиндан иборат (софлик даражаси 921, ПК-3-1), чап томондаги олтиннинг софлик даражаси эса - 744 га тенг (ПК-3-1-в). Олтиннинг асиллик даражаси

паст қисмида темир миқдори юқорироқ (0,34%), мис эса пастроқ (0,02%, 1 - жадвал) қийматга эга.

Тадқиқот майдонларида маъдан турлари маъданларнинг минерал таркибига, маконда жойлашиши ва морфологик хусусиятларига кўра ажратилди. Ушбу кўрсаткичлар охир оқибатда маъданлардан олтинни ажратиб олиш технологиясини белгилаб беради. Кўрсатилган майдонларнинг юқори қисмида оксидланган маъдан турлари ва оксидланиш зонаси чегарасининг қуйи қисмида бирламчи минераллашган зоналарни ажратиш имконини берди.

Оксидланган турдаги маъдан минерализацияси Қасқиртов, Бўзтов майдонларининг 10-15 м дан 30-40 м гача, Желсай майдонида эса 30-60 м гача бўлган чуқурликларида тоғ жинсларининг бурдаланган ва лимонитлашган зоналарида ривожланган. Уларнинг асосий маъданли минераллари, гетит, гидрогетит, ярозит, скородит ва соф олтин ҳисобланади.

Соф олтин миқдорининг кўп қисми оксидланган маъданларга тўғри келади, чунки экзоген жараёнлар туфайли майда дисперс микроскопик олтин сульфидлар таркибидан ажралиб чиқади ва бир-бири билан бирикиб микроминерал тўпламлар ҳосил қилади. Улар пластинкасимон, нотекис айланасимон шаклдаги, ўлчами 5-10 мкм бўлган зарралар шаклида ривожланган. Олтиннинг асиллик даражаси 643-921, эндоген олтиндан фарқи, уларнинг таркибида темир аралашмаси юқори.

Оксидланган маъданлар олтин-ярозит-гидрослюдали (оксидланган маъданлар зонасининг қуйи қисмида) ва олтин-гидрогетит-каолинитли (оксидланиш зонасининг юқори қисмида) ассоциацияларнинг зонал жойлашишларидан ташкил топган. Ушбу ассоциациялар зоналлик қонуни асосида жойлашиши юза сувларининг (гиперген аралашмаларнинг) пастга томон инфильтрацияси натижасида шаклланиши билан алоқадордир. Сульфид-сульфат-гидроксид ва дала шпати-гидрослюда-каолинитларнинг алмашиши ривожланиши гиперген аралашмалар эволюциясининг кимёвий хусусиятларини акс эттиради.

Библиографик рўйхат:

1. Абдуазимова З.М. Актуальные направления в изучении докембрия Западного Узбекистана. Принципы разработки стратиграфической схемы. // Геология и минеральные ресурсы. - 2002. № 5. С. 3-15.
2. Калинин А. Ю., Палянова А. Г., Наумов Е. А., Ковалев К. Р., Пирожные Ф. Гипергенеза ремобилизации Аи в Аи-подшипник реголита, связанные с орогенными месторождениями: на примере Казахстана // Геология и Геофизика. 2019. С. 358-369.
3. Карабаев М.С. Геохимические особенности золото-редкометалльного и золото-серебряного оруденения Букантау и Ауминзатау, их прогнозное значение. Горный вестник Узбекистана. - Навои, 2017, №2. С. 83-88.
4. Крав Д., Мас Кензие Д., Груеве П. Supergene gold mobility in orogenic gold deposits, Otago Schist, New Zealand. N. Z. J. Geol. Geophys. 2015, 58, 123-136, doi:10.1080/00288306.2014.997746.
5. Krav D., Kerr G. Geochemistry and mineralogy of contrasting supergene gold alteration zones, southern New Zealand. Appl. Geochem. 2017, 85, 19-34, doi:10.1016/j.apgeochem.2017.08.005.
6. Мойлиев М.Ш., Карабаев М.С., Тухтамишов Ф.Г., Садиров Р.М. Геолого-структурные особенности размещения золотого оруденения Каскырtausкой площади (горы Букантау). Вестник НУУз. -Ташкент. 2017, №3/2. С. 280-283.
7. Мойлиев М.Ш., Карабаев М.С., Аширов М.Б. Марказий Букантов олтин маъданларини қидиришда ҳамроҳ элементларнинг аҳамияти // Геология ва минерал ресурслар, 2020, №5. С. 49-53.
8. Moiliev M.Sh., Boboerov Kh.A. "Central Bukantov Mineral Associations Of Gold Mining And Their Composition (On The Example Of Kaskirtov, Boztov, Jelsay Fields)" Awarded For Conference "Pedagogy and modern education: tradition, experience And innovation", 02/05/2021, pp. 94-96 URL: <https://doi.org/10.37547/iscrc-intconf02>
9. Радомский С.М. Окисленные руды Покровского золоторудного месторождения (Верхнее Приамурье) // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2014, № 1. С. 379-384.
10. Рудные месторождения Узбекистана / Под ред. М. Голованова. -Т.: ГИДРОИНГЕО, 2001. 661 с.
11. Смирнов С.С. Зона окисления сульфидных месторождений АН СССР. - Москва, Россия, 1955, 232 с.
12. Седельников Л.В., Тусметов А.А., Жумаев С.О., Тураев Т.Н. Перспективы расширения минерально-сырьевой базы окисленных золотосодержащих руд в месторождениях гор Центрального и Южного Букантау. Горный вестник Узбекистана, 2006, №1. С. 3-6.
13. Стратиграфический словарь Узбекистана / Тр. ИМП. Т.: ГИДРОИНГЕО, 2001. С. 255.
14. Silyanov S.A., Sazonov A.M., Zvyagina E.A., Savichev A.A., Lobastov B.M. Gold in the Oxidized Ores of the Olympiada Deposit (Eastern Siberia, Russia) // Minerals 2021, 1-21 p. URL: <https://doi.org/10.3390/min11020190>.
15. Тангиров А.И., Урунов Б.Н., Исаходжаев Б.А. Особенности структуры и закономерности проявления золотого оруденения гор Букантау // Горный вестник Узбекистана. - Навои, 2014. №1. С. 53-56.
16. Хусаинова, А.Ш., Гаськова О.Л., Калинин Ю.А., Бортникова С.Б. Физико-химическая модель превращения золота в продукты переработки руд серебряно-полиметаллических месторождений (Салаирский хребет, Россия). Расс. Геол. Геофизика. 2020, 61(9). С. 964-975.

МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВАЯ БАЗА НИКЕЛЯ В МИРЕ ПЕРСПЕКТИВЫ ВЫЯВЛЕНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НИКЕЛЯ В УЗБЕКИСТАНЕ



Турамурастов И.Б.,
директор
ИПК ГК Госкомгеологии
Д-Г-М-Н.



Бекчанов Ж.И.,
магистрант
Атлантический университет
Флориды (США)



Ризаев М.М.,
директор
ГУП "Регионалгеология"



Тошпулатов Ш.Т.,
главный геолог
ГУП "Регионалгеология"

Respublikaning mineral xomashyo bazasini (MXB) yaratish va kengaytirish birinchi navbatdagi vazifalardan biri bo'lib, uning hal etilishi mamlakat iqtisodiy holatiga ko'p jihatdan bog'liqdir. Ushbu vazifalardan biri foydali qazilmalarning yangi turlarini, ayniqsa, yuqori texnologiyali sanoat tarmoqlari uchun xom ashyo bo'lgan (MXB)larni yaratishdir. Ushbu maqolada nikel va u bilan bog'liq kobalt mineralizatsiyasi bo'yicha materiallar keltirilgan.

Tayanch iboralar: qotishmalar ishlab chiqarish, sulfid konlari, korroziyaga qarshilik, issiqlikka chidamlilik, kimyoviy qarshilik, kobalt-nikel minerallashuvi, xomashyo bazasi.

Создание и расширение минерально-сырьевой базы (МСБ) республики является одной из первоочередных задач, от успешного решения которой во многом зависит экономическая ситуация в стране. Одной из таких задач является создание МСБ новых видов полезных ископаемых, в особенности таких видов, которые являются сырьем для высокотехнологических отраслей промышленности. В данной статье представлен материал о никелевом и сопутствующем ему кобальтовом оруденении.

Ключевые слова: производство сплавов, сульфидные месторождения, антикоррозионность, жаропрочность, химическая стойкость, кобальт-никелевая минерализация, сырьевая база.

Госкомгеологии в течение последних лет, в свете новых требований, усиленно наращивает геологоразведочные работы на полезные ископаемые, которые пользуются спросом в различных отраслях промышленности. В настоящее время ведутся ГРП на более чем 15 видов полезных ископаемых. Одновременно ставится задача о создании минерально-сырьевой базы новых видов полезных ископаемых. Учитывая, что в мире активно разрабатываются более 130 видов полезных ископаемых, а в Узбекистане Госбалансом учитываются запасы около 80 видов месторождений, открывается широкое поле деятельности для нынешнего поколения геологов. Госкомгеологии прогнозируют выявить в ближайшее десятилетие месторождения порядка 20-25 новых видов полезных ископаемых (комплексные руды, никель, кобальт, хром, редкие и редкоземельные металлы, железосодержащие руды, платиноиды, высокопрочные инертные материалы, перлит, цеолит, глауконит, огнеупорные глины и сланцы, кислотоупорные породы, минеральные пигменты и добавки, магнизиальное и камнелитейное сырье, озокерит, асфальтиты, битумы, и др.). Поэтому, определение подходов к решению этой задачи на основе обобщения имеющейся информации и определение основных направлений научно-исследовательских, тематических и стадийных геологоразведочных работ является важным этапом.

Никель – серебристо-белый металл, имеющий плотность 8,35-8,90 г/см³, температуру плавления 1452°С; обладает ферромагнитностью, сильным блеском, хорошо полируется, поддается прокатке, ковке и сварке, легко вытягивается в проволоку. Кобальт – металл белого цвета с красноватым оттенком, имеющий плотность 8,7-8,9 г/см³, температуру плавления 1493°С; отличается сильной и устойчивой ферромагнитностью, ковкостью и тягучестью. Кларк никеля в земной коре 0,0058% (58 г/т), кобальта – 0,0036% (36 г/т). Наиболее высокие содержания обоих элементов отмечаются в ультраосновных горных породах: Ni - 1200 г/т; Co - 170 г/т; в основных: Ni - 70 – 300 г/т, Co -100 г/т, в гранитах: Ni - 8 г/т; Co - 15 г/т. Около 65% никеля расходуется (рис. 1) на производство жаропрочных, конструкционных,

инструментальных и нержавеющей сталей, где никель применяется в качестве легирующего элемента. До 20% никеля используется в производстве сплавов и суперсплавов совместно с Fe, Cr, Cu, Zn и др. металлами. Кроме того, значительное количество никеля (до 7%) расходуется на электролитическое покрытие поверхностей других металлов и сплавов. Другие сферы: катализаторы и аккумуляторы [10, 12].

Кобальт в виде металла или оксида применяется (до 40%) как легирующий в жаропрочных и жаростойких сплавах и сталях. До 20% кобальта идет на изготовление магнитных сплавов, 16% применяется для изготовления твердых сплавов, 20% в качестве катализатора и для изготовления красок и эмалей, а также в производстве литиево-кобальтовых аккумуляторов. Мировая цена на эти металлы в настоящее время составляет: никель - около 18,0 тыс. долл. (рис. 2), кобальт на уровне 35,0 тыс. долл. США за 1 т. В мире открыто более 400 месторождений никелевых руд, в том числе 235 сульфидных и 155 силикатных. К уникальным месторождениям, оказавшим существенное влияние на развитие никелевой промышленности, относятся сульфидные месторождения Норильск-1, Талнахское и Октябрьское в России, группы месторождений Садбери и Томпсон в Канаде, Агню, Камбалда и Маунт-Кейт в Австралии, Цзиньчуань в



Рис. 1. Области применения никеля и кобальта

Китае, а также силикатные месторождения на о.Эвбея в Греции, Непуи в Новой Каледонии, Помала и Гебе в Индонезии. Начальные запасы каждого из них превышали 1 млн. т никеля [10, 12, 18].

Мировые запасы никеля по оценке USGS [16, 17, 18] оцениваются в 94 млн.т. металлического никеля (табл. 1). Добыча никельсодержащих руд осуществляется более чем в 20 странах мира.

Таблица 1
Мировое производство и запасы никеля

№ п.п.	Страна	Производство, тыс. т	Запасы, тыс. т
1.	United States	16,0	100,0
2.	Australia	170,0	20000,0
3.	Brazil	73,0	16000,0
4.	Canada	150,0	2800,0
5.	Cuba	120,0	2800,0
6.	China	49,0	5500,0
7.	Dominican Republic	47,0	NA
8.	Indonesia	760,0	21000,0
9.	New Caledonia	200,0	NA
10.	Philippines	320,0	4800,0
11.	Russia	280,	6900,0
12.	Other countries	290,	14000,0
	World total	2500,0	94000,0

Таблица 2
Прогноз мирового предложения и спроса никеля (тыс. т в год)

Параметры	2010 г.	2011 - 2015 гг.	2016 - 2020 гг.	2021 - 2025 гг.	2026 - 2030 гг.	2030 г. к 2010 г.
Мировое предложение	1786	2298	2718	3287	3782	в 1,9 раза
Мировой спрос	1638	2231	2697	3322	3916	в 2,2 раза
Цена никеля мирового рынка, долл. за т	21809	17476	19770	21948	23702	в 1,2 раза

Таблица 3
Важнейшие промышленные минералы никеля и кобальта

Название минерала	Химическая формула	Содержание, %	
		никель	кобальт
I. Сульфиды			
Пентландит	$(Fe, Ni)_9S_8$	22,0-42,0	1,0-3,0
Никелистый пирротин	FeS	0,4-0,7	-
Миллерит	NiS	61,0-64,0	0,1-0,5
Линнеит	Co_3S_7	-	40,0-53,0
Кобальтпирит	$(Fe, Co)_2S_2$	-	0,05-3,0
II. Арсениды, сульфоарсениды и арсенаты			
Скюттерудит	$CoAs_2$	0,0-9,0	11,0-20,0
Саффлорид	$(Co, Fe) As_2$	0,0-0,3	10,0-30,0
Шмальтин-хлоанит	$(Co, Ni) As_2$	1,0-21,0	4,0-24,0
Кобальтин	$CoAsS$	0,5-2,0	26,0-34,0
Эритрин	$CO_3(AsO_4) \cdot 8H_2O$	0,0-6,0	20,0-30,0
III. Силикаты, гидросиликаты и гидроксиды			
Гарниерит	$(Ni, Mg)_4[Si_4O_{10}](OH)_4 \cdot 4H_2O$	16,0-35,0	0,0-0,1
Ревдинскит	$(Mg, Ni)_4[Si_4O_{10}](OH)_8$	16,0-35,0	0,0-0,1
Никеливый керолит	$(Mg, Ni)_4[Si_4O_{10}](OH)_4 \cdot 4H_2O$	10,0-15,0	Следы
Нонтронит	$m\{(Mg_3[Si_4O_{10}](OH)_2\} \cdot p\{(Al, Fe)_2[Si_4O_{10}]\}$	0,5-2,0	Следы
Никеливый серпофит	$(Mg, Ni, Fe)_6[Si_4O_{10}](OH)_8$	4,0-5,0	Следы
Никеливый гилоохлорит	$(Mg, Al, Fe)_6[(Si, Al)_4O_{10}]$	2,0-6,0	0,03-1,2
Асболаны и псиломе-ланвады	$M(Co, Ni)O \cdot MnO_2 \cdot 4H_2O$	0,8-20,0	0,8-32,0
Гетерогеннт	$CoO_2CO_2O_3 \cdot 6H_2O$	-	10,0-20,0

Наибольшие объемы никелевой продукции производятся в Индонезии (760 тыс.т. или 30,0% мирового производства), Филиппины (320 тыс.т – 12,8%), России (280 тыс. т – 11,2%), Новой Каледонии (200 тыс. т – 8,0%), Австралии (170 тыс.т - 6,8%) и Канаде (150 тыс. т - 6%) (табл. 1).

Запасы кобальта в мире оцениваются в 7,0 млн. т. Добыча кобальта составляет 140 тыс. т/год [16, 17, 18]. Лидером по добыче кобальта является Конго, запасы кобальта составляют 3,6 млн. т (51,4% от мировых запасов). Производится 100 тыс. т кобальта в год (71,4% от мирового производства).

В Узбекистане к настоящему времени месторождений никеля не выявлено. Вместе с тем, динамично развивающаяся экономика республики, в особенности таких отраслей как: автомобилестроение, металлообработка, нефтегазопереработка, промышленная и бытовая электротехника, производство оборудования для пищевой промышленности и медицины, специальных инструментов, индустрия протезирования и др. требуют пропорционального развития смежных сырьевых отраслей поставляющих им сырьё, в том числе никель, кобальт, хром, титан, их сплавы и др., обладающих специфическими свойствами, такими как антикоррозионность, жаропрочность, химическая стойкость и т.д.

По оценкам Международной исследовательской группы по никелю (International Nickel Study Group, INSG), к факторам формирования спроса на никель относятся динамика производства нержавеющей стали (около 65% всего потребления никеля) и производство различных сплавов (22%). Прогнозируется появление довольно устойчивого дефицита предложения никеля (табл. 2), что отчасти связано с истощением и высокими издержками добычи на действующих месторождениях и с необходимостью разработки новых месторождений медно-никелевых руд в Австралии, объем запасов которых в 1,5 раза превышает доказанные запасы других производителей [19].

Известно более 40 никелевых и около 30 кобальтовых минералов (табл. 3), большинство из которых представляют собой простые или сложные сульфидные, арсенидные и сульфоарсенидные соединения [10].

Основные типы руд никеля — сульфидные медно-никелевые и силикатные образования. Сульфоарсенидные никель-кобальтовые руды добываются в небольшом количестве. Сульфидные медно-никелевые руды бывают массивными, вкрапленными и прожилково-вкрапленными. Никеля в них содержится 0,5-2,0% и более. Богатые руды с содержанием никеля не ниже 2,0-2,5% направляются на плавку. Более бедные руды предварительно обогащаются методом флотации. Силикатные руды никеля с содержанием металла 1,1-2,0% обогащению не поддаются. Сульфидно-арсенидные руды комплексные (Ni, Co, Ag, Au, Bi, U) обычно богатые. В случае необходимости они подвергаются обогащению методом флотации [10].

Основными геолого-промышленными типами месторождений никеля и кобальта являются магматические сульфидные Cu-Ni, гипергенные силикатные никелевые коры выветривания и гидротермальные арсенидные и сульфоарсенидные Ni-Co месторождения [10]. Первые 2 типа в настоящее время являются ведущими, из них добывается более 98% никеля в мире. Для охвата всех возможных источников получения никеля, мы дополнили таблицу менее значимыми типами месторождений никеля [2], собственно кобальтовыми месторождениями и др. техногенными источниками содержащих никель (табл. 4). Сульфидные медно-никелевые месторождения (до 37% мировых запасов Ni и более 10% Co) генетически связаны с дифференцированными массивами ультраосновных и основных магматических пород (перидотитов, габбро-норитов, габбро и габбро-диабазов). Медно-никелевые рудные тела располагаются

Таблица 4

Главные промышленные типы месторождений никеля и кобальта

Промышленный тип месторождений	Структурно-морфологический тип	Главные рудные минералы	Содержание в руде		Попутные компоненты	Примеры месторождений в мире и рудопроявлений в Узбекистане
			никель	кобальт		
Сульфидные <i>Cu-Ni</i>	согласные пластообразные залежи линзы	<i>Ni</i> -пирротин, пентландит, халькопирит талнахит, кубанит, магнетит	от десятых долей до нескольких процентов	0,06-0,11%	<i>Cu</i> -до 3,5%, <i>PGM, Au, Ag, Se, Te</i>	Норильск-1, Талнахское, Октябрьское, Ждановское, Семилетка (Россия), Сёдбери (Канада), Инсизва (ЮАР), Никола-Нивола (Финляндия), Камбалда (Австралия) Тасказган, Шайдараз, Таушан, Кундажуаз (Узбекистан)
Силикатные <i>Ni</i> - коры Выветривания	пластообразные, плащеобразные залежи	гарниерит, ревинскит, керолит, нонронит, гидроксиды	от 0,7% до 12% (пром.>1,1%)	0,05-0,1%	железо	Серовское, Буруктальское, (Россия), Кемпирсай (Казахстан), Побужь (Украина), Куба, Бразилия, Австралия. Султанбобо, Бешмазар и др. (Узбекистан)
Стратиформные, <i>CO</i> -содержащие медистые песчаники	пластообразные, реже жиллообразные	содержащий пирит, линнеит, карролит	до 1,0%	в сульфидных до 0,3%, в окисл. 0,25-2,0%	<i>Cu</i> - 0, п-4,0%, серебро до 20 г/т	Конго, Замбия и Уганда (в мире 50% запасов, 40% производства даёт этот тип). Бабатаг, Куйдитавак и др. (Узбекистан)
Арсенидные и сульфидно-арсенидные <i>Ni-Co</i> и собственно кобальтовые	трещинные жилы, жиллообразные тела	шмальтин, Хлоантит, никелин, скуттерудит, кобальтин	от десятых долей до нескольких процентов	1,2%	золото, сурьма, ртуть	Ховуаксы (Россия), Бу-Аззер (Марокко), Кобальт (Канада), Конгсберг (Норвегия)
Ильменит-магнетитовые никелевые	жилльные, дайкообразные тела	ильменит, магнетит	0,6%	-	титан, железо, ванадий	Тельнес (Норвегия), Урюкли (Мальгузар, Узбекистан)
«Пятиэлементная формация» <i>Ag-Co-Ni-Vi-U</i>	жилльные тела, штокверки	арсенипирит-кобальтин, шмальтин, хлоанит, аргентит, карбонаты	0,018%	0,03%	свинец, цинк, медь	Эко-Бей, Эльдорадо (Канада), Рудная гора (Европа), Аютинское (Россия), Актеле (Узбекистан)
Колчеданные никелевые	жилльные тела, линзы	пирит, кобальтин, линнеит		0,013-0,07 %		Финляндия, Норвегия, Россия
Железорудные месторождения <i>Co</i> – содержащие	пластовые, жиллообразные тела	<i>Co</i> -содержащий пирит, магнетит и арсениды		0,007-0,028 %		Россия и др.
Железомарганцевые конкреции океанов (<i>Fe, Mn, Ni, Co, Cu</i>)	<i>F</i> биссальные равнины дна, на глубинах 4500-5500 м.	конкреции	плотность залегания конкреций 30 кг/м ² , <i>Mn</i> -30%, <i>Fe</i> -2%, <i>Ni</i> до 2%, <i>Co</i> до 1,5%, <i>Cu</i> до 1,5%		<i>Mo, REE, V, Au, PGE</i>	Тихий океан, особенно в зоне Кларин-Клиппертон (1500 x 2000 км).
Техногенные месторождения содержащие <i>Ni</i> и <i>Co</i>	Состав и строение техногенных месторождений определяются геолого-промышленным типом исходного природного месторождения, способом добычи и технологической схемой переработки минерального сырья, а также условиями складирования					Забалансовые <i>Ni</i> и <i>Co</i> руды, <i>Ni-Co</i> содержащие отходы (пирротиновый концентрат, хвосты, шлаки, кеки).

преимущественно в придонной части интрузивов, а иногда во вмещающих интрузивы породах. Руды представлены вкрапленными и прожилковыми разностями, в меньшей степени - сплошными и брекчиевидными. Рудные тела имеют, как правило, крупные размеры. Главными минералами руд являются пирротин, пентландит, халькопирит и магнетит. Руды содержат *Ni, Cu, Co*, платиноиды, а также *Se, Te, Au, Ag* и *S* [10].

Силикатные никелевые месторождения коры выветривания (до 63% мировых запасов *Ni* и 58% *Co*) развиваются при латеритном выветривании основных и ультраосновных пород. По условиям образования, геологическому строению и формам залегания выделяют три основных морфологических типа месторождений, соответствующие трем основным типам коры выветривания: площадной (Буруктальское, Сахаринское, Серовское), линейный (Синарское), линейно-площадной (Черемшанское). Рудные тела: протяженность сотни метров - первые километры, мощность от 1 до 30-50 м; форма их обычно плащеобразная, пластообразная,

линзовидные, нередко клинообразные и гнездовидные тела, не имеют четких геологических границ и оконтуриваются по данным опробования. Остаточные коры выветривания образованы гипергенным серпентином, феррисапонитом, нонронитом, гётитом-гидрогётитом, маггемитом, гипергенным магнетитом, *Co-Ni* асболонами и железо-кремниевыми фазами. Зонам инфильтрации свойственны *Ni* и *Mg-Ni* серпентины, талькоподобные *Mg-Ni* минералы (кератит, пимелит), а также их смеси. Руды подразделяются на два основных типа: железистые (охристые, лептохлоритовые, гематитовые) и магниезильные (серпентиниты с никелевыми силикатами). Силикатные никелевые руды являются небогатимыми с помощью традиционных механических методов и поэтому подвергаются непосредственно гидро- или прометаллургическому переделу. Содержание никеля в рудах варьирует от 0,5% до 12%, а кобальта - от 0,05% до 0,1% [10].

Арсенидные и сульфидно-арсенидные никель-кобальтовые и собственно кобальтовые месторождения представлены трещинными жилами и жиллообразными телами вкрапленных и прожилково-

вкрапленных руд гидротермального происхождения (типа Ховуаксы). Помимо главных рудных минералов присутствуют леллингит, самородное серебро, аргентит, злектрум, самородный висмут, арсениопирит, теннантит, антимонит, киноварь, реже отмечаются сфалерит, галенит. Среди минералов зоны окисления наиболее распространены арсенаты кобальта и никеля группы эритрина-аннабергита. Жильными минералами являются кварц, кальцит, доломит, реже анкерит и хлорит. Руды содержат *Co, Ni, Cu, Ag, Au, Bi* и *As*. Месторождения этого типа не имеют широкого распространения, и роль их в запасах никеля и кобальта невелика [2, 10].

В отношении запасов кобальта следует сказать, что значительная их часть сосредоточена в комплексных *Co* - содержащих месторождениях, включающие геолого-промышленные типы месторождений: *никеленосные медноколчеданные, стратиформные медистые песчаники и сланцы, железорудные (магнетитовые кобальтсодержащие)*.

Около 1% мировых запасов никеля заключены в других геолого-промышленных типах: *ильменит-магнетитовые никеленосные* (Норвегия), *колчеданные никеленосные* (Финляндия) и *жильные «пятиэлементной формации»* (ЮАР) (табл. 3).

В будущем, интерес для освоения могут представлять *никеленосные железомарганцевые месторождения океанов, техногенные месторождения*, образовавшиеся в результате складирования забалансовых *Ni* и *Co* руд, *Ni - Co - содержащие отходы* обогатительного (пирротинный концентрат, хвосты) и металлургического (шлаки, кеки) процессов.

В результате изучения характера распределения и концентраций никеля и кобальта в рудах различных месторождений и рудопроявлений никеля, а также в магматических породах Абдурахмановым А.А., Антоновым А.Е., Барановым В.В., Баскаковым Ю.Ф., Кромской К.М., Лихойдовым Г.Г., Моисеевой М.И., Румянцевой Е.А., Сахар Д.А., Стрельцовым А.Е., Тишкиным А.Е. и многими др. на территории Узбекистана промышленных месторождений никеля установлено не было, но отмечены предпосылки их выявления как эндогенного, так и экзогенного типов [13].

Для Узбекистана никелевое оруденение наряду с кобальтовым и хромовым остаются нетрадиционным, так как промышленных месторождений, как уже было сказано выше, к настоящему времени ещё не выявлено. В последнее время, в связи с расширением работ по поиску металлических групп полезных ископаемых начато изучение ранее выявленных рудопроявлений и перспективных геологических позиций размещения никелевого оруденения. Рассмотрим их.

С точки зрения никеленосности, в первую очередь, представляют интерес линейно-вытянутая полоса развития магматических образований офиолитового ряда Туркестано-Алайской металлогенической зоны, которые на территории республики представлены: «северная ветвь» - Султануиздаг-Тамды-Нурата-Мальгузарским подзонами; «Южная ветвь» - Кульджуктау-Зирабулак-Южно-Узбекистанскими подзонами. В пределах этой полосы развиты вулканы, сложенные диабазовыми, андезитовыми порфирами, спилитами, альбитофирами и породы гипербазитового, плагиогранитового, диоритового и гранитового рядов. С ними ассоциируют проявления колчеданов, железа в титаномagnetитах, хромитов, медно-магнетитовое оруденение, талька, асбеста, полиметаллических, силикатно-никелевых и медно-никелевых руд.

Сульфидная медно-никелевая минерализация в пределах габброидных и габбро-перидотитовых и габбро-плагиогранитных комплексов. В ультрабазит-базитовом магматизме особо выделяется формирование графитового оруденения, связанного с Бельтауским (Тасказганским) интрузивом, размещённым в горах Кульджуктау. Руды наблюдаются как во вмещающих интрузив карбонатных породах *D₂-C₁*, так и в самом массиве. Породы представлены в основном габбро-норитами, авгитовыми и роговообманковыми габбро, габбродиоритами. Габброидные массивы гор Кульджуктау, являясь потенциально рудоносными на графит, имеют геохимическую и акцессорно-минеральную специализацию на *Ti, Cu, Ni, Co* и благородные металлы [1].

Сульфидно-никелевая минерализация приурочена к разностям габброидов, содержащих обильную вкрапленность, прожилки и гнезда пирротин-халькопирит-пентландитового состава. Участки развития этих образований сосредоточены в северо-западной части интрузивного массива и на выветрелой поверхности несут убогую *Co-Ni* минерализацию. Тела сульфидного обогащения ассоциируют с графитом. Преобладающим минералом в них является никельсодержащий пирротин. Повышение ее концентрации происходит по мере углубления и особенно в связи с телами ультраосновных пород. В скважинных пересечениях установлены 10-20-метровые интервалы с промышленными концентрациями металлов. Глубина их распространения не ограничена и превышает 500 м. Тела графитизированных габбро с сульфидной никель-кобальтсодержащей минерализацией имеют линзообразную форму, прослеживаются по простиранию на десятки и сотни (до 600) м при мощности от 0,5 до 90 м. На площади Бельтауского габброидного массива выявлено около 100 таких тел [7, 13].

По минеральному составу и технологическим свойствам на месторождении выделяются руды двух типов.

Графитовые руды первого типа распространены до глубины 50—100 м (в зоне выветривания и окисления). Они относятся к труднообогатимым. В них графит ассоциирует с тонкоагрегатными глинистыми минералами, карбонатами и гипсом. Руды содержат никель в силикатной форме до 0,10-0,15%. В северо-западной части Бельтауского массива отдельные тела окисленных графитовых руд содержат до 1-4% никеля и 0,5-1% кобальта.

В рудах второго типа (ниже зоны окисления) графит ассоциирует с биотитом, хлоритом, пренитом, серицитом и роговой обманкой. Они содержат никель от 0,2 до 1,6%, но преимущественно в сульфидной форме. Руды второго типа — графит-никелевые, сравнительно легкообогатимы. При флотации руд получают сульфидные концентраты, содержащие до 2,6% никеля, 0,72% кобальта и 0,12% меди. Для силикатных руд разработана схема переработки, позволяющая выделить концентрат, содержащий 85% железа, 8% никеля, 0,23% кобальта. Это было установлено в процессе технологических испытаний лабораторных проб, выполненных в САИГИМСе (ныне ИМП) [7, 13].

В период проведения поисковых работ установлена также вкрапленная сульфидная минерализация непосредственно в габброидных породах, но она осталась недоизученной должным образом в отношении установления количественных параметров распределения.

Несмотря на некоторые объёмы выполненного глубокого бурения остался не выясненным также вопрос установления наличия медно-никелевого оруденения, так называемого классического «придонного типа» — в донной части Бельтауского интрузива, по нашему мнению из-за отсутствия адекватной геолого-геофизической модели основанной на данных высокочувствительного геофизического оборудования.

Возникновение сульфидной *Cu-Ni-Co* минерализации гор Кульджуктау определено собственно магматическим ликвационным обогащением габброидов Бельтауского массива. Подобное обогащение характерно и для Шайдаразского и Таушанского габбро, габбро-сиенитовых массивов, где некоторыми исследователями прогнозируется возможность выявления медно-никелевого (*Ni, Cu, Co, Au, Pt*) типа «Сёдбери» и «Норильское» оруденения [3].

Сульфидная никелевая минерализация известна также в Южном Гиссаре. Здесь, в серпентинитах Кундаджузского массива, имеются находки миллерита, никелина сульфоантимонида (ульманит) и антимонида (брейттауптит) никеля и арита. Прослеженная (фрагментарно) длина пласта около 300 м, мощность — 0,6-0,8 м, падение близкое к горизонтальному. По данным спектрального анализа породы содержат (среднее из 16 анализов точечно-штурфных проб), в *g/t*: *Zn* - 3350; *Ni* - 2581; *Pb* - 824; *As* - 218; *Sb* - 186; *Co* - 61; *Cu* - 35; *Cd* - 17. Отмечаются следы *Ag* и *Au* [6].

Однако масштаб и концентрация наблюдаемой на поверхности минерализации незначительны, а перспективы на глубину остались не изученными.

Экзогенная силикатная никель-кобальтовая минерализация в пределах мафит-ультрамафитового пояса в осевой части Султанувайса (Баранов и др., 1992 г.), который объединяет межпластовые пластины серпентинитов, амфиболитов, габбро-амфиболитов, плагиогранитов и габбро. Серпентиниты и габброиды присутствуют в примерно равных количествах. По серпентинитам развиваются листвиниты, талькиты, родингиты, тальк-карбонатные, хлоритовые, актинолитовые, тремолитовые и иногда антофиллитовые породы. Ультрамафиты комплекса несут повышенные содержания Ni , V , Cr , Cu , Zn , Au , Hg , габброиды – V и Cu , а плагиограниты – Cu , Au , Mo . К гипербазитам приурочены промышленное титаномагнетитовое оруденение, проявления хромитового и силикатно-никелевого (с кобальтом) оруденения, месторождения талька и листвинитов. Проявления никеля впервые изучались в 60-ые годы прошлого века тематическими работами (Баранов и др., 1966 г.) на Бешмазарском и Ахимбетдыгинском и др. участках. Бешмазарский находится в северо-восточной части гор между Ащенинтауским и Кызылсайским выходами базитов и ультрабазитов. Никель-кобальтовая минерализация здесь приурочена к выходу серпентинитов и связана с останцами железистой нонртонитовой коры выветривания. Содержание никеля в коре составляет 0,03-0,8%, кобальта – 0,03-0,07%. Среднее содержание суммы металлов находится в пределах 0,7-1%. Ахимбетдыгинский участок в восточной части хребта также связан с выходами серпентинитовой коры выветривания. Содержание никеля в ней колеблется от 0,2 до 0,65%, а кобальта – 0,03-0,08% [13]. Эти проявления стадийными геологоразведочными работами не изучались.

Развития никелевой минерализации установлены также в пределах выветрелых, серпентинизированных гипербазитов на участке Султанобо, где в настоящее время проводятся поисковые работы. Эти образования изучены поверхностными горными выработками и скважинами. Выявлены 2 зоны развития никелевой минерализации линейно-площадного типа – Северная и Южная, протяжённостью соответственно более 3,5 км и 6,0 км, мощностью соответственно 100-200 м и 200-400 м. Содержания никеля в пределах зон колеблется в пределах 0,01-0,9%, около 0,45% в среднем. В этой же зоне развита также неравномерно распространённая кобальтовая (сод-я 0,00п-0,001%) и хромовая (сод-я 0,00п-0,5%) минерализация, геологическая позиция и количественные параметры распределения которых в настоящее время изучаются. Выявленная никелевая минерализация относится к уральскому линейно-площадному типу никеленосных кор выветривания.

Интересная экзогенная кобальт-никелевая попутная минерализация, приуроченная к проявлениям марганцевых руд (в коре выветривания древних пород) описана Баскаковым М.П. и Фадеевым Н.Г. (1975 г.) на участках Каскыртау и Джаман-Каскыртау в горах Букантау. Минерализация приурочена к кремнисто-сланцевым образованиям с прослоями карбонатных пород, по которым развиваются линейные зоны осветленных пород и марганцевой минерализации. Кобальт и никель имеют связь с минералами марганца, в которых их содержание достигает 0,1% и более. Так, в штуфной пробе с аморфной разностью марганцевого минерала, находящегося в ассоциации с кварцем, галлуазитом, гидрослюдами, содержание марганца составляет 22%, никеля – 0,14% и кобальта – 0,11% [13]. Параметры на поверхности не установлены, глубина также не изучена.

Хром-никель-кобальтовая минерализация в пределах Тескудук-Чангельдинского гипербазит-габбро-плагиогранитного комплекса (12 км²) в горах Тамдытау. Комплекс представлен разрозненными чешуями, пластинами серпентинизированных ультрамафитов, габброидов и плагиогранитов и др. образований – членами офиолитовой ассоциации: нижняя часть офиолитов представлена серпентинитами, измененными верлитами, клинопироксенитами, дунитами, вебстеритами, которые постепенно переходят в габброиды (общая мощность 100-120 м); средняя часть (~ 200 м) –

феррогаббро, мелко-, лейкогаббро, до тоналитов; верхняя часть – плагиограниты. Вмещающими породами базитов и гипербазитов является песчано-сланцевая толща кынгырской свиты верхнего силура. Геохимическая специализация пород Тескудук-Чангельдинского массива характеризуется ярко выраженными повышенными содержаниями хрома, никеля и кобальта в перидотитах, пироксенитах и их серпентинитах, чем габброидов и диабазовых даек. В зоне гипергенного ожелезнения (бурые железняки и «железные шляпы») прослеженной на более чем 3 км при ширине 100-110 м, Хамрабаев И.Х. обнаружил присутствие многочисленных сульфидов железа, меди, мышьяка, свинца, цинка, молибдена в массе лимонит-тетит-гидрогетитовых руд, с аномально – сверхкларковыми содержаниями хрома, никеля, кобальта. По данным Хамрабаева И.Х. и др. (2002 г.) в гипербазитах массива содержание хрома составляет 0,05-0,3%, никеля – 207-511 г/м, кобальта 31-77 г/м, а хромитовая руда, связанные с ними: Cr – 16-20%, Ni – 750-850 г/м, Co – 18-131 г/м. Максимальное содержание хрома в перидотитах и серпентинизированных разностях и серпентинитах до 450 г/м, никеля 1800 г/м, кобальта 140 г/м (1, 8, 12, 14).

Ag-Co-Ni-Bi-U минерализация («пятиэлементная формация») в пределах Актепинского монцогаббро-сиенодиорит-адамеллит-лейкогранитового интрузива. Основная масса серебра в рудах этого проявления связана с проявлением диарсенидной стадии минерализации, когда наряду с диарсенидами Fe , Ni и Co образовались сульфиды Pb , Zn , Fe , Cu , самородные As , Sb и Ag . Оруденение является новым для Средней Азии, весьма перспективным типом серебряного оруденения, отличающимся в известных серебрянорудных районах мира (Кобальт, Большое Медвежье озеро в Канаде) очень высоким содержанием серебра (от 0,50 до 30 кг/т) и весьма крупными масштабами объектов.

Для этого типа оруденения характерно очень незначительное развитие сульфидов цветных металлов, малые примеси в них серебра и почти полная стерильность пиритов, халькопиритов, сфалеритов и галенитов от элементов-примесей. Серебро установлено только в леллингите и в самородном мышьяке при полном отсутствии в них золота. В рудных телах месторождения установлены высокие содержания серебра (до 10 и более кг/т). Содержания никеля – 0,05-0,8%, кобальта составляют 0,005-0,69%. Незначительные параметры рудных тел обусловили соответствующие запасы никеля и кобальта в них. Вероятно, основная масса серебра в рудах находится в самородном состоянии. Главные минеральные формы серебра – самородная (преобладает), а также пираргирит, прустит, реже встречается акантит, в зоне окисления – кераргирит. По геохимическому спектру формация близка к пятиэлементной (Co-Ni-Bi-Ag-U), рудные тела представлены многочисленными маломощными жилами кварца мощностью несколько см, протяжённостью – от десятков до первых сотен метров, жильными и штокверковыми зонами. Наиболее благоприятными для локализации оруденения являются интрузивные породы основного состава [13, 4, 5].

Формация меденосных песчаников. Информация о наличии в Узбекистане рудопоявлений классических медистых песчаников древних протерозой-палеозойских формаций (Удокан (PR), Джебказган (C₁₋₂); месторождения Меденосного пояса Центральной Африки (PR), Нижней Силезии в Польше и Мансфельд в Германии (P)) в печати не удаётся найти, за исключением ссылок типа «..для Северного Букантау характерны рудопоявления типа медистых сланцев и песчаников...», без ссылки на их характер распространения, параметры и количественно-качественные характеристики.

Вместе с тем, установлены меденосные формации тесно связанные с осадками аридного типа литогенеза, широко развитыми в отложениях мезозоя – Южного Тянь-Шаня и кайнозоя – Сурхадарьинской, Ферганской впадины. Важнейшей их особенностью является избирательная приуроченность относительно высоких концентраций меди к определённым, выдержанным стратиграфическим горизонтам. Часто оруденение проявляется в нескольких горизонтах, обуславливая многоярусное строение. Стратифицированное оруденение прослеживается по простиранию на сотни километров.

Так, например, Южно-Тяньшанский меловой меденосный пояс имеет протяженность 2000 км; Северо-Ферганская неогеновая рудоносная формация - более 160 км.

Меловые медные рудопоявления апт-альбского уровня широко развиты в Восточной и Юго-Восточной Фергане, а сеноманского уровня - в основном в Юго-Восточной Фергане. Неогеновый уровень медной минерализации выделяется на примере Северной Ферганы (Наукат, Варзык) и юго-западных отрогов Гиссарского хр. (Шакарлык-Астана, Бабатаг, Кугитанг, Тюбегатан, Кан, Акратат и др.). Оруденение (в основном в виде гипергенных медных минералов) мелкорассеянное, распределено крайне неравномерно и носит пятнистый характер. В них наблюдаются повышенные концентрации *Au, Ag, Mo, As, Pb, Zn, Co, V, Bi, Sb* и ртути. Содержания серебра отмечены 10-25 г/т. Паратенезис - медь самородная, куприт, тенорит, параатакамит. Мощность и размеры рудных тел варьируют в широких пределах: содержание меди иногда достигает 1% и более. Более детально изучены только отдельные рудопоявления типа уч. Духана (Бабатаг) и Куйдытавак (Кштут). Информацию об количественных параметрах сопутствующей никелевой минерализации найти не удалось, но судя по сопутствующему меди комплексу элементов можно предположить его наличие [8, 15].

Ильменит-магнетитовая минерализация. В Мальгузарских горах Туркестанского хребта в районе бассейнов рек Урикли, Еттикечув, Исманы и др. имеются дайки габбро-диабазов несущие ильменитовое оруденение. Содержание ильменита в дайках неравномерное, оно колеблется от 4 до 25% объема породы. Некоторые из сотен даек имеют мощность до 200 м при среднем содержании ильменита около 10%. Железо-титановое оруденение проявилось в них в виде вкраплений и шпирообразных скоплений ильменита. Наиболее насыщенная дайками полоса шириной до 15 км и протяженностью более 150 км прослеживается вдоль северных склонов Мальгузарских гор образуя согласные и субсогласные силлообразные тела и дайки среди дислоцированных песчано-сланцевых отложений силура и, реже, кембрия-ордовика. Простираение большинства тел почти субширотное (СЗ 280-290°). Большинство тел центральной части дайковой полосы имеют крутое падение 70-80° в северо-восточном направлении.

Формирование пород габбро-диабазовой формации Мальгузарских гор происходило во второй половине силурийского периода. В это время район представлял собой рифтовую структуру ранней консолидации с

проявлением толеитов, в которых постепенно увеличивалась щелочность, глиноземистость и известковистость. Эволюция толеитовой магмы, в зависимости от степени её дифференциации, обусловила накопление в ней титана и железа, приведшее, в конечном счете, к металлогенической специализации габбро-диабазов на эти и другие элементы группы железа (*V, Mn, Cr, Ni, Co*) [11, 12].

Вышеописанные проявления никелевой минерализации охватывают основные генетические типы месторождений никеля, содержащие более 98% запасов никеля, исходя из статистики по миру. Приведенная информация о рудопоявлениях никеля в республике носят обзорный характер и не претендуют на полноту и детальность. Вместе с тем, одной из целей данной публикации является сфокусировать внимание геологического сообщества на оценке возможности создания минерально-сырьевой базы таких востребованных промышленностью металлов, как никель и кобальт.

Таким образом, резюмируя изложенное, можно сделать следующие выводы:

- мировой рынок никеля согласно долгосрочным прогнозам до 2030 г. будет характеризоваться превышением спроса над предложением, на фоне роста спроса на нержавеющую сталь и сплавы;

- в Узбекистане установлены рудопоявления практически всех основных генетических типов никелевого (с кобальтом) оруденения, геологическая изученность которых стадийными геологоразведочными работами в настоящее время является недостаточной;

- оценка рудоносности гипербазитовых комплексов Узбекистана протягивающиеся с Ферганской долины до гор Султанувайс, с точки зрения выявления в их пределах и в продуктах их гипергенных изменений никелевого (сопутствующим кобальт и хромовым) оруденения проведенные ранее по результатам тематических исследований можно охарактеризовать как «предварительные исследования»;

- создание сырьевой базы никеля в Узбекистане требует в первую очередь интенсификацию прогнозно-тематических, научно-исследовательских, ревизионных работ, а затем и проведение стадийных геологоразведочных работ по выявлению прогнозных ресурсов и запасов никеля и сопутствующего его оруденения, с детальным изучением вещественного состава, технологических свойств выявляемых руд;

- первостепенное значение для детального изучения стадийными геологоразведочными работами имеет экзогенная силикатная никель-кобальтовая минерализация развитая вдоль офиолитовой полосы Султануздага.

Библиографический список:

1. Ахунджанов Р., Мамарозиков У.Д., Зенкова С.О., Каримова Ф.Б. Рудоносность ультрабазит-базитовых ассоциаций разных геодинамических обстановок (Срединный и Южный Тянь-Шань) // *Современные проблемы магматизма и метаморфизма. Материалы Всероссийской конференции, посвящённой 150-летию академика Левинсона-Лессинга Ф.Ю.* 1-5 октября 2012 г. Санкт-Петербург.
2. Вольфсон Ф.И., Дружинин А.В. Главнейшие типы рудных месторождений // М.: Изд-во «Недра», 1982. URL: <https://www.activestudy.info/geneticheskie-gruppy-i-promyshlennye-tipy-mestorozhdenij-nikelya>
3. Исаходжаев Б.А., Парамонов Ю.И., Завьялов Г.Е., Хорват В.А. Перспективы территории Республики Узбекистан на выявление золоторудных месторождений нетрадиционных типов // *Геология и минеральные ресурсы.* 1999. № 1. С. 49-54.
4. Кабо А.Е., Коваленкер В.А., Русинов В.Л. Актептинское рудное поле в Кураминских горах - новое проявление серебро-арсенидного оруденения // *Геология рудных месторождений*, 1992, т. 34, № 2. С. 67—81.
5. Кабо А.Е. Актептинское сереборудное поле в Узбекистане - новый объект пятиэлементной формации // М.: ЦНИГРИ, 2010. 284 с.
6. Колдаев А.А. Сульфантимониды и антимониды никеля (Кундаджуаз, юго-западные отроги Гиссарского хребта) // *Материалы научной конференции "Рудно-магматические системы орогенных областей"*. (5-7 мая 2010 г.). Ташкент. 2010. С. 171-174.
7. Кромская К.М. Минералого-геохимические особенности зоны гипергенеза графитового месторождения Тасказган // В сб. «Геология и рудоносность Узбекистана». Ташкент, Изд-во «Фан» УзССР, 1971.
8. Лузановский А.Г., Безделига Н.Я., Голованов И.М. Альпийская металлогеническая эпоха стратиформной меденосности Узбекистана и сопредельных территорий // *Горный вестник Узбекистана.* 2003, № 4. С. 39-40.
9. Мамарозиков У.Д. Петрология и минералого-геохимическая оценка перспектив рудоносности ультрабазитов и базитов Тескудук-Ченгельдинского массива (Тамдытау, западный Тянь-Шань) // *Научно-технический вестник Брянского государственного университета*, 2020, №1. С. 161-183.
10. Методические рекомендации по применению Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Никелевые и кобальтовые руды // Москва, 2007. ФГУ ГКЗ. Утверждены распоряжением МПР России от 05.06.2007 г. № 37.
11. Мусаев А.М., Ганиев И.Н., Ишбаев Х.Д. Условия образования рудоносной (габбро-диабазовой формации Мальгузарских гор (Западный Узбекистан)) // *Проблемы геологии фанерозоя Тянь-Шаня.* 2003. С. 79—90.

12. Мусаев А.М., Мусаев Р.А. Ильменитоносные габбро-диабазы Мальгузарских гор как сырьё для производства ферротитана // Вестник НУУз. 2007а. № 1. С. 33–37.
13. Рудные месторождения Узбекистана // Ташкент: ИМП, 2001. 660 с.
14. Суюндикова Г.М. Рудоносность гипербазитов и базитов Тескудук-Ченгель-динского массива Северного Тамдытау (Западный Тянь-Шань) // 14-я международная научно-практическая конференция "Новые идеи в науках о Земле". Москва, 02-05 апреля 2019 г. С. 392-395
15. Сартбаев М.К., Кабаев О.Д., Сартбаев М.М. Региональные закономерности формирования стратиформных месторождений меди // Известия КГТУ им. И. Раззакова №33, 2014. С. 212-215.
16. U.S. Geological Survey, Mineral Commodity Summaries, January 2021
17. https://geo.bsu.by/images/pres/geol/metal/metal_ni_7.pdf
18. <https://pubs.usgs.gov/periodicals/mcs2021/mcs2021-nickel.pdf>
19. <https://sudact.ru/law/prognoz-dolgosrochnogo-sotsialno-ekonomicheskogo-razvitiia-rossiiskoi-federatsii-na-prognoz/2/2.4/metally/nikel>

"GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA" 2021, №2 (85), pp. 43-49

MINERAL RAW MATERIALS BASE OF NICKEL IN THE WORLD. PROSPECTS FOR DETECTING NICKEL DEPOSITS IN UZBEKISTAN

¹Turamuratov I.B., director, Doctor of Geological and Mineralogical Sciences.

²Bekchanov Zh.I., master's student.

³Rizaev M.M., director .

³Toshpulatov Sh.T., chief geologist .

¹State Committee of Geology and Mineralogy.

²Florida Atlantic University (USA).

³SUE "Regionalgeologia" .

Abstract

The creation and expansion of the mineral resource base (SMB) of the republic is one of the primary tasks, the economic situation in the country largely depends on the successful solution of these tasks. One of these tasks is the creation of SMBs of new types of minerals, especially those types that are raw materials for high-tech industries. This article presents material on nickel and associated cobalt mineralization.

Keywords: production of alloys, sulfide deposits, corrosion resistance, heat resistance, chemical resistance, cobalt-nickel mineralization, raw material base.

References

- Akhundzhanov R., Mamarozikov U.D., Zenkova S.O., Karimova F.B. Ore content of ultramafic-basic associations of different geodynamic settings (Middle and South Tien Shan) // Modern problems of magmatism and metamorphism ... Materials of the All-Russian conference dedicated to the 150th anniversary of academician F.Yu. Levinson-Lessing. October 1-5, 2012. St. Petersburg.
- Wolfson F.I., Druzhinin A.V. The main types of ore deposits // Nedra Publishing House. Moscow. 1982. [Electronic source]: <https://www.activestudy.info/geneticheskie-gruppy-i-promyshlennye-tipy-mestorozhdenij-nikelya>.
- Isakhodzhaev B.A., Paramonov Yu.I., Zavyalov G.E., Horvat V.A. Prospects of the territory of the Republic of Uzbekistan for the identification of gold deposits of unconventional types // Geology and Mineral Resources. 1999. No. 1, pp. 49-54.
- Kabo A.E., Kovalenker V.A., Rusinov V.L. Aktepa ore field in the Kuramin mountains - a new manifestation of silver-arsenide mineralization // Geology of ore deposits, 1992, vol. 34, no. 2, pp. 67-81.
- Kabo A.E. Aktepa silver ore field in Uzbekistan - a new object of the five-element formation // Moscow, TsNIGRI, 2010. P. 284.
- Koldaev A.A. Sulfoantimonides and nickel antimonides (Kundadzhuz, southwestern spurs of the Gissar ridge) // Proceedings of the scientific conference "Ore-magmatic systems of orogenic regions". (May 5-7, 2010). Tashkent. 2010, pp. 171-174.
- Kromskaya K.M. Mineralogical and geochemical features of the hypergenesis zone of the Taskazgan graphite deposit. "Geology and ore content of Uzbekistan". Tashkent, Publishing House "Fan" UzSSR, 1971.
- Mamarozikov U.D. Petrology and mineralogical-geochemical assessment of the ore-bearing prospects of ultrabasites and basic rocks of the Teskuduk-Chengeldinsky massif (Tamdytau, western Tien Shan) // Scientific and technical bulletin of Bryansk State University, 2020, No. 1, pp. 161-183.
- Methodological recommendations for the application of the Classification of reserves of deposits and predicted resources of solid minerals. Nickel and cobalt ores // Moscow, 2007. FGU GKZ. Approved by the order of the Ministry of Natural Resources of Russia dated 05.06.2007 No. 37.
- Musaev A.M., Ganiev I.N., Ishbaev Kh.D. Formation conditions of the ore-bearing (gabbro-diabase formation of the Malguzar mountains (Western Uzbekistan)) // Problems of the Phanerozoic geology of the Tien Shan. 2003, pp. 79–90.
- Musaev A.M., Musaev R.A. Ilmenite-bearing gabbro-diabases of the Malguzar mountains as a raw material for the production of ferrotitanium // Vestnik NUUZ. 2007a. No. 1, pp. 33–37.
- Ore deposits of Uzbekistan // Tashkent: IMR, 2001. P. 660.
- Suyundikova G.M. Ore content of hyperbasites and basic rocks of the Teskuduk-Chengel-Dinsky massif of Northern Tamdytau (Western Tien Shan) // 14th International Scientific and Practical Conference "New Ideas in Earth Sciences". M. 02-05 April 2019 p. 392-395
- Sartbaev M.K., Kabaev O.D., Sartbaev M.M. Regional patterns of formation of stratiform copper deposits // Izvestiya KSTU im. I. Razzakov No. 33, 2014, pp.212-215.
- U.S. Geological Survey, Mineral Commodity Summaries, January 2021.
- https://geo.bsu.by/images/pres/geol/metal/metal_ni_7.pdf.
- <https://pubs.usgs.gov/periodicals/mcs2021/mcs2021-nickel.pdf>.
- <https://sudact.ru/law/prognoz-dolgosrochnogo-sotsialno-ekonomicheskogo-razvitiia-rossiiskoi-federatsii-na-prognoz/2/2.4/metally/nikel>.

ВЫБОР И ОБОСНОВАНИЕ СХЕМ ДОСТАВКИ И ТРАНСПОРТИРОВКИ ГОРНОЙ МАССЫ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ПОДЗЕМНЫХ ПОГРУЗОЧНО-ДОСТАВОЧНЫХ И ТРАНСПОРТНЫХ МАШИН



Хакимов Ш.И.,
доц. кафедры
«Горное дело» НГГИ



Тошкулов Н.У.,
магистрант кафедры
«Горное дело» НГГИ



Хамзаев С.,
магистрант кафедры
«Горное дело» НГГИ

Maqolada tik qiya joylashgan, kichik qalinlikdagi tomirli konlarni yer osti usulida qazib olish ishlarida avtotransport va yuklab yetkazuvchi mashinalar qo'llanilganda, shaxta gorizontalida qayta yuklash tarmoqlari sonini aniqlashning chizma-analitik usuli ishlab chiqilgan va muhandislik hisob-kitoblari uchun tavsiya etilgan.

Tayanch iboralar: kon geologik sharoit, shaxtagorizonti, qazilmani do'konlarda uyumlab qazib olish, qavatchalardan maydalab qazish, to'ldiruvchi materiallar bilan bo'shagan maydonni to'ldirish, transport lahimlar, eltuvchi lahimlar, qayta yuklash tarmog'i, tashish va eltish masofalari, solishtirma xarajatlar.

В статье приведена методика для определения рационального количества перегрузочных узлов в рабочем горизонте шахты и рекомендации для инженерных расчетов при разработке крутопадающих тонкожильных месторождений с применением автотранспорта и погрузочно-доставочных машин.

Ключевые слова: горно-геологические условия, горизонт шахты, система разработки с магазинированием руды, подэтажная отбойка руды, закладки выработанного пространства закладочными материалами, транспортные выработки, доставочные выработки, перегрузочный узел, расстояние транспортировки и доставки, удельные затраты.

Сложные горно-геологические условия залегания большинства крутопадающих жил (мощность от нескольких см до 1-2 м, угол падения 50-90°; невыдержанный характер оруденения, многочисленные тектонические нарушения и др.) обусловили большое разнообразие систем и технологий, основанных на мелкошпуровой и скважинной отбойке жил [1, 3, 7, 9, 10, 13]. Основу применяемой технологии выемки крутопадающих жил в зависимости от мощности составляет система разработки с магазинированием руды, система подэтажной отбойки и системы разработки, с закладкой выработанного пространства.

Анализируя [2, 4, 5, 6, 8, 11, 12] опыт разработки жильных месторождений, можно выделить два основных и наиболее перспективных направления совершенствования технологии выемки жил. Первое, основанное на эффективном применении систем с закладкой и подэтажной разработкой на базе использования самоходного малогабаритного оборудования. Это направление прогрессирует на зарубежных рудниках. Второе, основанное на создании комплексно-механизированной технологии на базе механизированных очистных комплексов.

Эффективность подземных работ с применением самоходной техники во многом зависит от объемов горнопроходческих работ проводимых при подготовке рабочих горизонтов и оснащения их перегрузочными узлами шахты. Количество перегрузочных узлов в одном горизонте может быть одним и несколькими. Уменьшение количества перегрузочных узлов приводит к увеличению расстояния доставки руды до перегрузочного узла, а их увеличение приводит к увеличению горнопроходческих работ и расстояния транспортировки горной массы автосамосвалами. Количество перегрузочных узлов должно определяться с учетом всех затрат на доставку и транспортировку руды и должны сводиться к минимуму, который выражается по формуле (у.е./м):

$$\sum Z_{\text{зо}} = \frac{\sum Z_{\text{н.в.}} + Z_{\text{под.в.}} + Z_{\text{а.пр.}} + Z_{\text{а.под.}} + Z_{\text{р.в.}} + Z_{\text{с.м.}} + Z_{\text{з.п.}} + Z_{\text{а.м.}}}{P_{\text{а.р.}}} \rightarrow \min (1)$$

где $\sum Z_{\text{л.в}}$ - сумма затрат на проходку выработки.

$Z_{\text{под.в.}}$; $Z_{\text{а.пр.}}$; $Z_{\text{а.под.}}$; $Z_{\text{р.в.}}$; $Z_{\text{с.м.}}$; $Z_{\text{з.п.}}$; $Z_{\text{а.ш.}}$ – соответственно, затраты на поддержание выработки, амортизационных отчислений на автотранспорт и погрузочно-доставочных машин, ремонт и восстановление машин, затраты на горюче-смазочных материалы, заработную плату и автошины.

$P_{\text{з.р.}}$ – извлекаемые запасы руды из горизонта шахты, т.

Сумма затрат на проходку выработки складывается:

$$\sum Z_{\text{н.в.}} = U_{\text{т.в.}} \cdot C_{\text{н.пр.}} + U_{\text{д.в.}} \cdot C_{\text{д.в.}} + U_{\text{р.сн.}} \cdot C_{\text{р.сн.}} + U_{\text{см.в.}} \cdot C_{\text{см.в.}} (2)$$

Где $U_{\text{т.в.}}$; $U_{\text{д.в.}}$; $U_{\text{р.сн.}}$; $U_{\text{см.в.}}$ – объемы проходки транспортных и доставочных выработок, рудоспусков и смотровых выработок соответственно.

$C_{\text{н.пр.}}$; $C_{\text{д.в.}}$; $C_{\text{р.сн.}}$; $C_{\text{см.в.}}$ – стоимость проходки 1 м. транспортных и доставочных выработок, рудоспусков и смотровых выработок соответственно.

Затраты на поддержание выработки по видам определяется, у.е.

$$Z_{\text{под.в.}} = L_{\text{в}} \cdot T_{\text{отр.}} \cdot C_{\text{год}} (3)$$

Где $L_{\text{в}}$ – длина выработки, м;

$T_{\text{отр.}}$ – продолжительность отработки горизонта, лет;

$C_{\text{год}}$ – среднегодовые расходы на поддержание 1 м. выработок.

Расчет амортизационных отчислений на автотранспорт и погрузочно-доставочные машины определяется по формуле (у.е.):

$$C_{\text{а.о.}} = N_{\text{м}} \cdot C_{\text{м}} \cdot C_{\text{н.а.}} (4)$$

Где $N_{\text{м}}$ – списочное количество машин, ед.;

$C_{\text{м}}$ – стоимость машин, у.е.;

$C_{\text{н.а.}}$ – годовая норма амортизационных отчислений, у.е.

Затраты на ремонт и восстановление машин определяются, у.е.

$$Z_{\text{р.в.}} = N_{\text{м}} \cdot C_{\text{м}} \cdot C_{\text{р.в.}} (5)$$

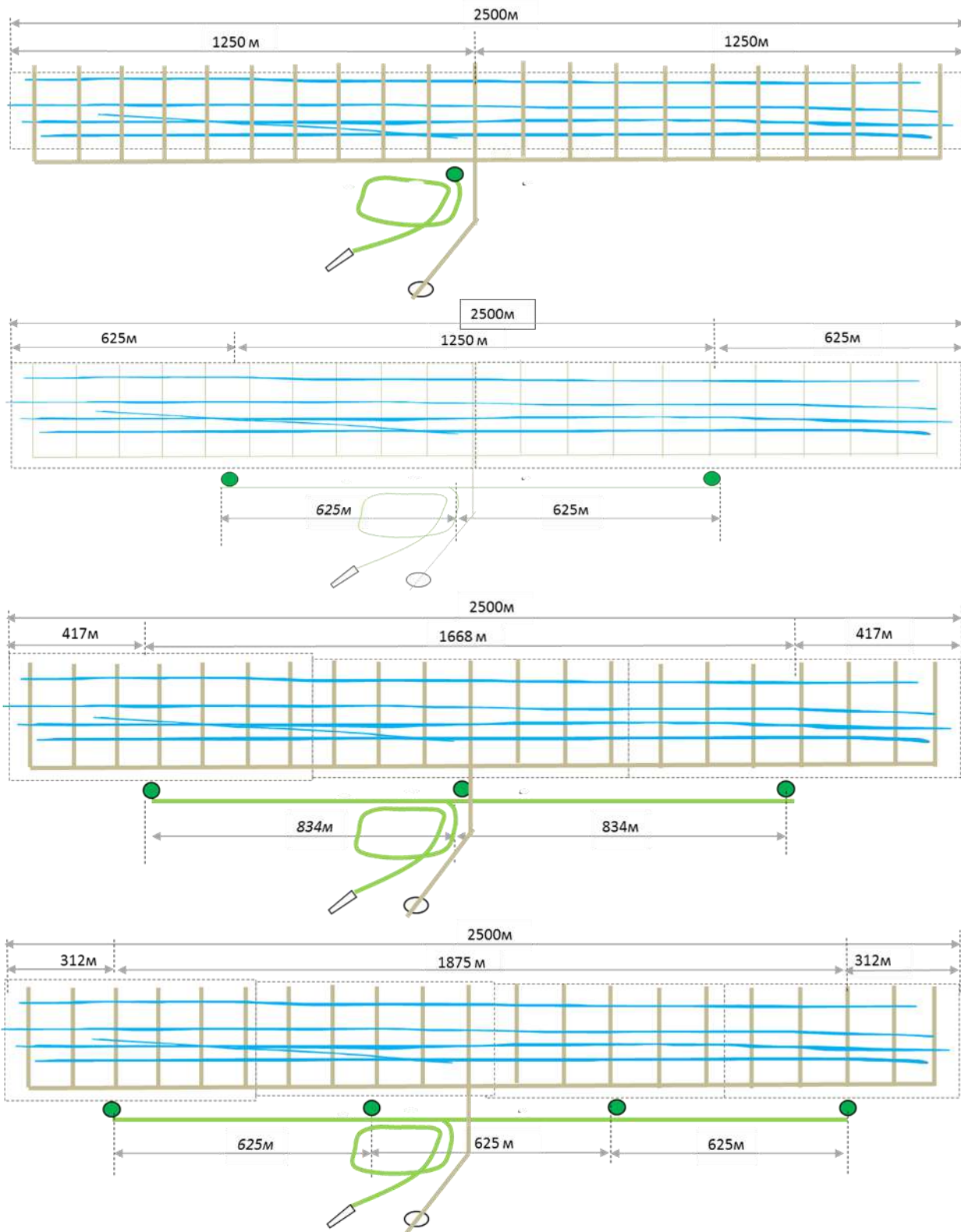


Рис. 1. Схемы к определению объемов горно-проходческих работ и расстояние перемещения руды при различных количествах перегрузочных узлов в шахтном горизонте

$C_{р.в}$ – стоимость ремонтно-восстановительных работ, у.е.,
 $C_{р.в} = P/100$;

P – процент затрат от стоимости машин, у.е.

Затраты на горюче-смазочные материалы определяются:

$$Z_{гсм} = q_{м.ч.} \cdot T_{р.см.} \cdot N_m \cdot C_m + 0,03(q_{м.ч.} \cdot T_{р.см.} \cdot N_m \cdot C_m) \quad (6)$$

$q_{м.ч.}$ – топливо на 1 мото.ч. работы;

$T_{р.см.}$ – продолжительность рабочей смены, ч;

N_m – количество машин в работе, ед.;

C_m – стоимость топлива, у.е/кг

$$Z_{з.л.} = H_{а.с.} \cdot C_{м.ас.} + H_{п.дм.} \cdot C_{м.п.дм.} + H_{м.опу.} \cdot C_{м.опу} \quad (7)$$

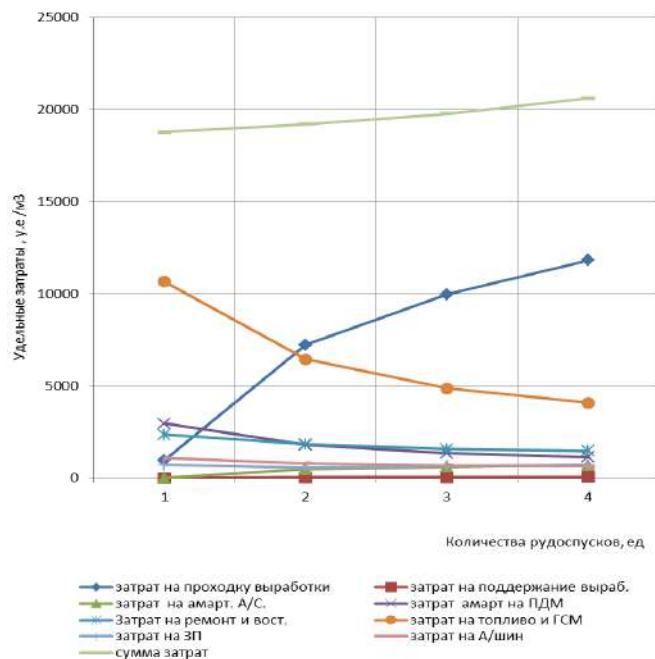


Рис. 2. Графики изменения удельных затрат в зависимости от количества рудоспусков

Затраты по заработной плате определяются:

$$Z_{a.ш.} = \frac{\sum L_{проб.} \cdot N_{к.а.ш.} \cdot C_{а.ш.}}{H_{а.ш.}} \quad (8)$$

$N_{a.c.}$, $N_{лдм.}$, $N_{м.опу.}$ – списочная численность операторов автосамосвалов, погрузочно-доставочных машин и перегрузочных узлов.

Затраты на автошины определяются (у.е.):

$$\sum L_{проб.} - \text{общее количество пробегов машин в году, км;}$$

$N_{к.а.ш.}$ – количество автошин в комплекте, ед.;

$C_{а.ш.}$ – стоимость автошин, у.е./ед.;

$H_{а.ш.}$ – норма пробега на 1 комплект автошин, км.

Таким образом, разработана методика для определения рационального количества перегрузочных узлов в рабочем горизонте шахты и приведен технико-экономический анализ изменения суммарных удельных затрат в различных количествах перегрузочных узлов. Построены принципиальные схемы (рис. 1) для определения объемов горно-проходческих работ и расстояния перемещения руды при различных количествах перегрузочных узлов в шахтном горизонте.

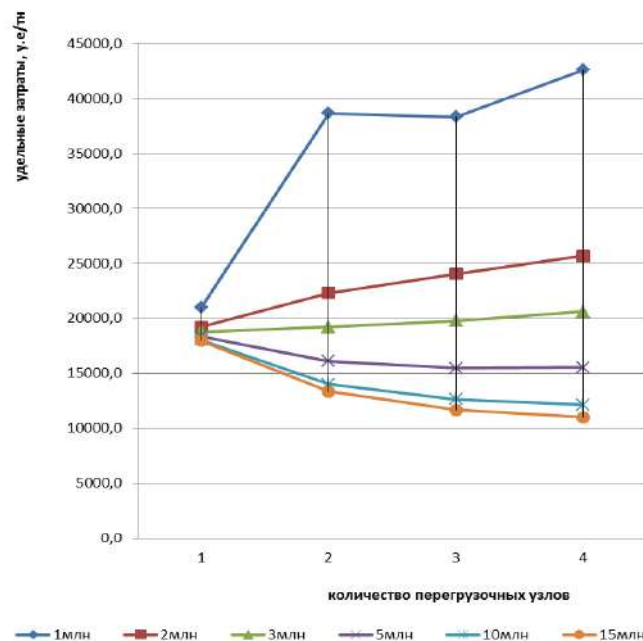


Рис. 3. Графики изменения удельных затрат на доставку и транспортировку руды в зависимости от количества перегрузочных узлов при различных запасах полезного ископаемого в рабочем горизонте шахты

В соответствии с методикой и схемами с использованием программы Microsoft Excel выполнены расчеты и построены графики, представленные на рис. 2 и 3.

Из графиков, представленных на рис. 2. видно, с увеличением количества перегрузочных узлов удельные затраты на проходку выработок растут, затраты на другие виды работ снижаются. При этом общие удельные затраты на перемещение одной m руды постепенно увеличивается. Это говорит о том, что при подорожании материальных затрат и затрат на ГСМ предпочтительно увеличить количество перегрузочных узлов.

Графики, представленные на рис. 3 показывают что, значения удельных затрат во многом зависят от извлекаемых запасов руды из шахтных горизонтов.

При наличии запасов от одного до трех млн. m руды в шахтном горизонте достаточно иметь 1 перегрузочный узел, так как удельные затраты при этом ниже.

При запасах руды более 3-х млн. m в шахтном горизонте необходимо иметь до 4-х перегрузочных узлов, так как удельные затраты с увеличением обрабатываемых запасов снижаются.

Библиографический список:

1. Борисов А.О. Проектирование технологических схем и процессов подземной добычи руд. Справочное пособие, – М.: «Недра», 1993. 283 с.
2. Мамуров Л.Д., Рафиенко Д.И., Панфилов Е.И. Научные основы совершенствования технологии разработки жильных месторождений. – М.: Наука, 1974. 187 с.
3. Милехин Г.Г. Вскрытие и подготовка рудных месторождений. – Мурманск, 1978. 113 с.
4. Назарчик А.Ф. Исследование эффективности разработки жильных месторождений. – М.: Наука, 1972. 264 с.
5. Скорняков Ю.Г. Системы разработки и комплексы самоходных машин при подземной добыче руд. – М.: Недра, 1978. 232 с.
6. Агошков М.И., Никаноров В.И., Панфилов Е.И. и др. Техничко-экономическая оценка извлечения полезных ископаемых из недр. – М.: Недра, 1974. 312 с.
7. Именитов В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. – М.: «Недра», 1978. 529 с.
8. Рафиенко Д.И., Назарчик А.Ф., Галченко Ю. П. и др. Совершенствование разработки жильных месторождений – М.: Наука, 1986. 216 с.
9. Агошков М.И., Борисов С.С., Боярский В.А. Разработка рудных и нерудных месторождений. – М.: Недра, 1983. 424 с.
10. Агошков М.И., Мухин М.Е., Назарчик А.Ф. Системы разработки жильных месторождений. 244 с.
11. Айрапетян Л.Г., Юхимов Я.И. Современные тенденции совершенствования подземной добычи руды за рубежом. – М.: ЦНИИЭИЦМ, 1989. – Вып. 4. 58 с.
12. Барановский К.В., Рожков А.А. Обоснование технологии с самоходным оборудованием при отработке нижних горизонтов Урупского медноколчеданного месторождения. Проблемы недропользования №3, 2015 г. С. 36-43.
13. Лобанов В.С., Рахимджанов А.А., Киселенко А.С., Казаков Б.И., Вахитов Р.Р. Технология и направления совершенствования отработки месторождения «Чармитан» с применением самоходного оборудования на руднике Зармитан. Горный вестник Узбекистана № 4 (39). 2009 г. С. 38-40.

SELECTION AND JUSTIFICATION OF SCHEMES FOR DELIVERY AND TRANSPORTATION OF MINING MASS WHEN USING UNDERGROUND LOADING AND DELIVERY AND TRANSPORT MACHINES

¹*Khakimov Sh.I.*, Associate Professor, of the Department of "Mining".

¹*Toshkulov N.U.*, master student of the department "Mining".

¹*Khamzaev S.*, master student of the department "Mining".

¹*Navoi State Mining Institute, Navoi, Uzbekistan.*

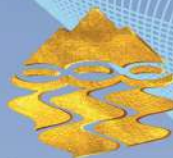
Abstract:

The article presents a methodology for determining the rational number of reloading nodes in the working horizon of a mine and is recommended for engineering calculations, when developing steeply dipping thin-core deposits using vehicles and loading and haul-off machines.

Keywords: Mining and geological conditions, mine horizon, mining system with ore storage, sublevel ore breaking, backfilling of mined-out space with stowing materials, transport workings, delivery workings, transshipment hub, transportation and delivery distance, unit costs.

References:

1. Borisov A.O. design of technological schemes and processes of underground ore mining. Reference book, M.: Nedra, 1993. P. 283.
2. Mamsurov L.D., Rafienko D.I., Panfilov E.I. Scientific basis for improving the technology for the development of vein deposits. – M.: Nauka, 1974. P. 187.
3. Milekhin G.G. opening and preparation of ore deposits. – Murmansk. 1978. P. 113.
4. Nazarchik A.F. Study of the effectiveness of the development of vein deposits. – M.: Nauka, 1972. P. 264.
5. Skomyakov Yu.G. Development systems and complexes of self-propelled machines for underground ore mining. – M.: Nedra, 1978. P. 232.
6. Agoshkov M.I., Nikanorov V.I., Panfilov E.I. and others. Technical and economic assessment of the extraction of minerals from the subsoil. – M.: Nedra, 1974. P. 312.
7. Imenitov V.R., Processes of underground mining in the development of ore deposits. – M.: "Nedra", 1978. P. 529.
8. Rafienko D.I., Nazarchik A.F., Galchenko Yu. P. et al. Improving the development of vein deposits. – M.: Nauka, 1986. P. 216.
9. Agoshkov M.I., Borisov S.S., Boyarsky V.A. Development of ore and non-metallic deposits. – M.: Nedra, 1983. P. 424.
10. Agoshkov M.N., Mukhin M.E., Nazarchik A.F. Systems for the development of vein deposits. P. 244.
11. Hayrapetyan L.G., Yukhimov Ya.I. Modern trends in the improvement of underground ore mining abroad. – M.: TsNIEITsM, 1989. -Vyp. 4. P. 58.
12. Baranovskiy K.V., Rozhkov A.A. Substantiation of technology with self-propelled equipment during mining of the lower horizons of the Urupsky copper pyrite deposit. *Subsoil Use Problems* No.3, 2015, pp. 36-43.
13. Lobanov V.S., Rakhimdzhanov A.A., Kiselenko A.S., Kazakov B.I., Vakhitov R.R. Technology and directions for improving the development of the Charmitan deposit using self-propelled equipment at the Zarmitan mine. *Mining Bulletin of Uzbekistan*. No. 4 (39). 2009, pp. 38-40.



Ташкентский государственный технический университет Межотраслевой Центр стратегических инноваций и информатизации, Узбекское отделение Международной Академии наук Высшей школы, Навоийский горно-металлургический комбинат, АО «Алмалыкский ГМК», АО «Узметкомбинат» проводят 26-27 октября 2021 года в г.Ташкенте юбилейную 25-ую Международную научно-практическую конференцию «Инновация-2021».

Специалистов, желающих принять участие в Конференции, просим направлять тезисы докладов, оформленные в соответствии с прилагаемыми требованиями, акт экспертизы и справку об авторах до 30 июня 2021 года на электронный адрес:

conference@innovation.uz

Оргкомитет конференции "Инновация-2021"
100095, г. Ташкент, Вузгородок, ул. Университетская, 2
Центр Стратегических Инноваций и Информатизации,
Тел.: (+99871) 227-10-06, (+998 90) 352-34-68
email: conference@innovation.uz
www.innovation.uz

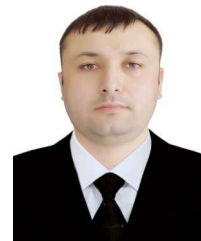
ИССЛЕДОВАНИЕ ЕСТЕСТВЕННОГО ПОЛЯ НАПРЯЖЕНИЙ ПРИ МОДЕЛИРОВАНИИ ТЕКТОНИЧЕСКИХ БЛОКОВ НА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ



Хасанов А.Р.,
начальник лаборатории Горных работ, ГУП «УзГЕОРАНГМЕТЛИТИ»



Содилов И. Ю.,
инженер по ПГР ИЦВНТ НГМК



Фарманов О.Э.,
заместитель начальника Горного отдела ЮРУ НГМК

Maqolada «Zarmitan» oltin rudasi zona kon jinslari maydonining kuchlanish-deformaziya holatini modellashtirish natijalari keltirilgan. Modellashtirish uchun dastlabki ma'lumotlarni keltirish tamoyillari berilgan. Tektonik komponentni hisobga olgan holda va sohadagi eng stressli joylarni ko'rsatib, normal gorizontal va vertikal kuchlanishlarni taqsimlashning asosiy natijalari ko'rib chiqiladi.

Tayanch so'zlar: geomexanika, kuchlanish-deformatsiya holati, matematik modellashtirish, yer osti qazib olish, ruda jismlari, gorizontal kuchlanishlar, vertikal kuchlanishlar, tektonik kuchlanishlar, yoriqlar, tosh massasi.

В статье приводятся результаты моделирования напряженно-деформированного состояния массива горных пород рудного поля Зармитанской золоторудной зоны. Приводятся принципы приведения исходных данных для моделирования с учетом трещиноватости участков месторождений. Рассмотрены основные результаты распределения нормальных горизонтальных и вертикальных напряжений с учетом тектонической составляющей и указанием наиболее напряженных участков на площади месторождений.

Ключевые слова: геомеханика, напряженно-деформированное состояние, математическое моделирование, подземная разработка, рудные тела, горизонтальные напряжения, вертикальные напряжения, тектонические напряжения, трещиноватость, массив горных пород.

В Узбекистане в результате интенсивных темпов ведения горных работ поверхностные запасы полезного ископаемого на большинстве рудных месторождений отработаны, в связи с чем, возникает необходимость перехода на подземный способ отработки. С переходом к подземному способу отработки становится актуальным вопрос изучения напряженно-деформированного состояния массива горных пород в районе расположения месторождения. Как известно, одним из ключевых методов комплексного изучения распределения напряжений в массиве горных пород являются методы математического моделирования. Для моделирования напряженно-деформированного состояния (НДС) массива при переходе на подземный способ отработки, необходимо тщательно изучить блочную структуру массива месторождения, физико-механические свойства горных пород, естественное напряженное состояние [1, 2]. Различают аналитическое и численное моделирование напряженного состояния массива горных пород, такие как аналитические методы характеризуются функциональными соотношениями (алгебраические, дифференциальные и интегральные уравнения), численные методы позволяют минимизировать некоторые функционалы, что облегчает процесс решения рассматриваемых задач.

Следует отметить, что в последнее время наибольшей популярностью пользуется метод конечных элементов, способный решать широкий спектр геомеханических задач горного производства, в частности моделирование устойчивости бортов камер, расчеты напряжений блочного строения месторождений, расчёты прочностных свойств конструктивных элементов систем разработок и др. [3, 4].

Для исследования распределения напряженно-деформированного состояния массива горных пород с учетом влияния тектонических полей напряжений произведено моделирование рудного поля Зармитанской золоторудной зоны. Целью моделирования является разработка блочной модели месторождений и исследование на её основе горизонтальных напряжений блочного массива с учётом действия на массив тектонического поля напряжений, и как показал опыт превышающего вертикальные напряжения веса пород.

Земная поверхность исследуемой территории месторождений Зармитанской золоторудной зоны среднегорная с абсолютными отметками поверхности 850-1200 м и относительными превышениями 50-200 м [5, 6]. Рудовмещающими породами являются граносиениты. Караулхана-Чармитанская зона разломов является рудоконтролирующей структурой, а разрывы запад-северо-западной ориентировки – рудовмещающими.

Широко развиты также веерообразно расходящиеся разрывы на северо-запад и юго-восток с крутыми углами падения 80-90°С, которыми площадь месторождения разделена на отдельные блоки (Южный, Промежуточный, Оперяющий, Каратепинский и др. разломы северо-восточного простирания).

Характерной особенностью вмещающих пород является их интенсивная тектоническая нарушенность. При этом отмечается, что с увеличением глубины степень тектонической нарушенности возрастает. Соответственно устойчивое состояние и геодинамическая обстановка на рассматриваемых месторождениях будут ухудшаться их тектонической нарушенностью, трещиноватостью и ориентировкой систем трещин по отношению к обнажению.

Основные укрупненные механические свойства вмещающих пород, принятые для моделирования приведены в *табл. 1* [5, 6].

Как показывают экспериментальные данные, выполненные на месторождении в период разведочных работ, горизонтальные напряжения, измеренные в штреке № 2 и в штольне 1008 на горизонте 840 м, а также по данным исследований методом дискования керна на нижних горизонтах превышают вертикальные, при этом максимальное напряжение действует вкрест простирания рудного тела (*табл. 2*) [7].

На *рис. 1* приведена структурная схема блочного массива, полученная сжатием пространства по основным разломам, слагающим площадь рудного поля с минимальными упрощениями свойственными при моделировании. В разработанной модели также учитывается степень нарушенности массива системами трещин согласно имеющимся данным по трещиноватости *табл. 3*. В краевых частях разработанной модели задавались напряжения для получения соответствующих зна-

Средние механические свойства вмещающих пород

Таблица 1

Наименование пород	Плотность, P т/м ³	Предел прочности при сжатии, $\sigma_{сж}$ МПа	Предел прочности при растяжении, σ_p МПа	Коеф. крепости по Протодьяконову, f	Коеф. хрупкости	Модуль Юнга, 10^4 МПа	Коеф. Пуассона, ν	Сцепление, МПа	Угол внутреннего трения, град	Предел длительной прочности, ξ
Граносиенит крупнозернистый	2,52	144,9	8,6	9,7	16,8	4,8	0,23	27,7	49	0,8
Граносиенит среднезернистый	2,68	108,0	11,1	10,9	9,8	5,6	0,21	25,3	40	0,8
Граносиенит мелкозернистый	2,58	126,8	10,9	12,5	11,6	5,0	0,19	27,8	43	0,8

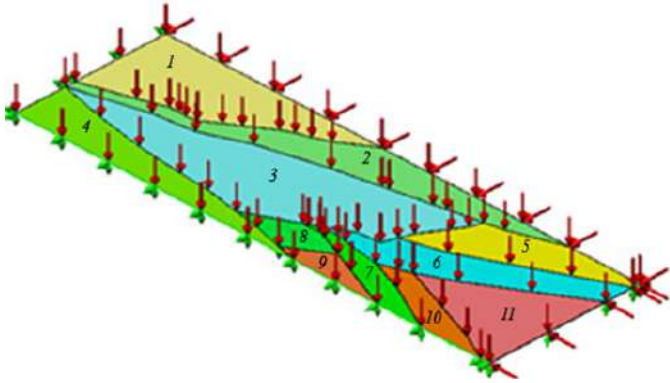


Рис. 1. Модель рудного поля с тектоническими блоками

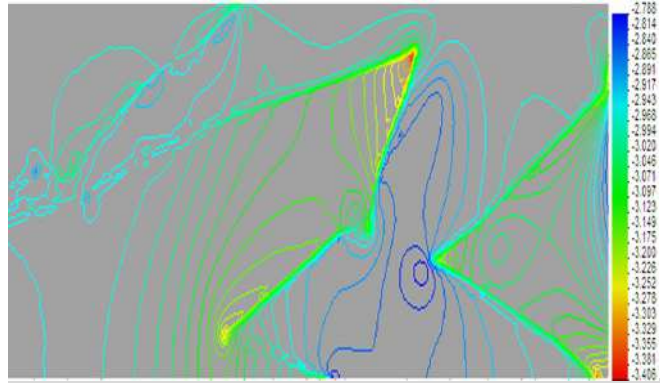


Рис. 2. Эпюра главных нормальных напряжений вкостр простираия рудных тел (σ_1), МПа.

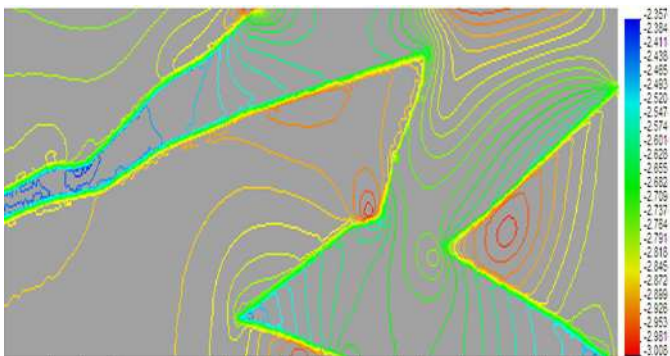


Рис. 3. Эпюра главных нормальных напряжений по простираию рудных тел (σ_2), МПа

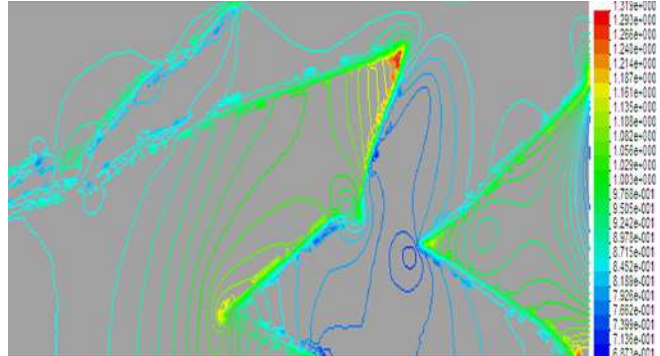


Рис. 4. Эпюра главных нормальных горизонтальных и вертикальных напряжений ($\sigma_1 - \sigma_3$), МПа

чений напряжений в местах, где они были определены экспериментальными методами, таким образом, модель напряжений можно будет интерполировать на все рудное поле Зармитанской золоторудной зоны.

Механические свойства элементов блочной структуры рудного поля определены с учётом табл. 1 и 5. Для приведения модуля деформации блока в образце (E_0) к массиву (E_m) применяется эмпирическая зависимость, основанная на трещиноватости [2, 3]:

$$k_c = \frac{E_m}{E_0} = \frac{1}{1 + 0.2N^{2.6}} \quad (1)$$

Где N - целая величина, зависящая от модуля трещиноватости породы (табл. 3). Оценка предела прочности (σ_c) в массиве выполняется по эмпирической формуле, для конечного значения модуля деформации коренных пород в массиве [2]:

$$\sigma_c = (E_m * 10^{-4} - 1.06) * 42 \quad (2)$$

С учётом табл. 1-3 и значения ξ прочностные свойства блоков структуры в массиве примут следующие значения, табл. 4.

В результате проведения ряда преобразований и упрощений модель блочной структуры рассматриваемого района позволила получить картину распределения главных напряжений с учетом тектонической составляющей.

Горизонтальные напряжения в полученные экспериментальным путем

Таблица 2

Направление действия напряжений	Величина, МПа	Отношение
Вертикальное	2,1	1,0
Продольное	2,8	1,33
Вкостр рудных тел	2,9	1,38

Характеристика трещиноватости блоков

Таблица 3

Тип	Модуль W , тр/м	Номер тектонического блока	N	k_c
Среднетрещиноватые, с размером структурного блока $b=0,8$ м	1,25	1, 3, 4, 11	1 ($W \leq 2$)	0,833
Сильнотрещиноватые, с размером структурного блока $b=0,4$ м	2,5	2, 5-10	2 ($W \leq 3$)	0,452

На рис. 2, 3 показаны эпюры главных нормальных напряжений (σ_1 и σ_2), действующих в плоскости модели.

Характеристика трещиноватости блоков

Таблица 4

Номер тектонического блока	Козф. Пуассона, ν	Модуль деформации в массиве, E_m , МПа · 10 ⁴	$G = \frac{E_m}{2(1+\nu)}$ МПа · 10 ⁴	Предел прочности на сжатие в массиве, σ_{cm} , МПа	Предел прочности на растяжение в массиве, $\sigma_{pm} = \sigma_{cm}/k_{xp}$, МПа
1, 3, 4, 11	0,23	3,20	1,30	89,88	5,35
2, 5-10	0,23	1,74	0,71	28,56	1,70

В табл. 5 приведены экстремальные и средние напряжения в тектонических блоках Зармитанской золоторудной зоны

На рис. 4 приведены эпюры интенсивности напряжений с учетом влияния главных нормальных горизонтальных и вертикальных напряжений ($\sigma_1 - \sigma_3$).

Из приведенных рисунков видно, что распределение напряжений по площади рудного поля Зармитанской золоторудной зоны крайне неравномерно, особо следует обратить внимание на влияние формы и размеров тектонических блоков, сложенных из разрывных нарушений (разломов).

Таким образом, влияние тектонической составляющей напряжений играет ключевую роль в формировании высоких напряженных зон на территории месторождений Зармитанской золоторудной зоны.

Как видно из приведенных выше эпюр главных напряжений наиболее опасными являются места пересечения границ тектонических блоков, концентрирующих в районе значительные по величине напряжения [7-9]. Что, несомненно, нужно учитывать при ведении горных работ, при расположении основных капитальных горных выработок, а также корректировать технологию добычных работ и параметров выработок с учетом высокого напряженного состояния массива горных пород.

Сводные параметры напряжений в тектонических блоках

Таблица 5

Номер тектонического блока	σ_1 , МПа			σ_2 , МПа			$\sigma_1 - \sigma_3$, МПа		
	Max	Min	Med	Max	Min	Med	Max	Min	Med
1	3,27	2,88	2,96	2,96	2,46	2,79	1,17	0,75	0,86
2	3,27	2,87	2,96	2,96	2,39	2,60	1,18	0,72	0,86
3	3,40	2,87	3,05	2,97	2,56	2,87	1,32	0,72	0,95
4	3,27	2,88	2,98	3,00	2,58	2,87	1,21	0,75	0,88
5	3,24	2,84	2,93	2,95	2,62	2,82	1,14	0,71	0,83
6	3,36	2,80	2,93	2,92	2,54	2,70	1,25	0,70	0,83
7	3,04	2,83	2,88	2,78	2,56	2,66	0,97	0,73	0,78
8	3,27	2,88	2,95	2,86	2,45	2,59	1,21	0,77	0,85
9	3,00	2,80	2,87	2,89	2,58	2,68	0,84	0,70	0,77
10	3,37	2,79	2,92	2,91	2,40	2,61	1,30	0,69	0,82
11	3,37	2,84	3,05	3,00	2,54	2,85	1,30	0,74	0,95

Выполненные исследования напряженно-деформированного состояния методом математического моделирования на основе метода конечных элементов, являются лишь первым шагом к пониманию распределений напряжений в массиве горных пород изучаемого района. Для получения более детальной картины напряжений необходимы дальнейшие исследования в этом направлении в сочетании с добычными работами, так как горные работы существенно влияют на напряженно-деформированное состояние массива за счет перераспределений напряжений (опорного давления) вокруг образовавшихся пустот отработанных рудных тел.

Библиографический список:

1. Кожоголов К.Ч., Куваков С.Ж. Моделирование напряженного состояния подкарьерных запасов при комбинированной разработке рудных месторождений // *Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук*. 2015. №2. С. 14-18.
2. Hoek E., Grabinsky M.W., Diederichs M.S. Numerical modelling for underground excavation design. *Trans Inst Min Metall Sect A V* 1991, pp. 22-30.
3. Фадеев А. Б. Метод конечных элементов в геомеханике. – М.: Недра, 1987. 229 с.
4. Шашенко А.Н., Сдвижкова Е.А., Галеев С.Н. Деформационные модели в геомеханике. – Днепропетровск: НГУ, 2008. 223 с.
5. Отчет о результатах поисковой оценки глубоких горизонтов Чармитанского месторождения золота за 1990-1998 гг. ГПП «Самаркандгеология», Зармитанская геолого-разведывательная партия. 1998.
6. Айтматов И.Т. Геомеханика рудных месторождений Средней Азии. Фрунзе: «Илим», 1987. 246 с.
7. Раимжанов Б.Р., Мухитдинов А.Т., Хасанов А.Р. Исследование напряженно-деформированного состояния массива горных пород месторождения Чармитан, влияющие на выбор технологии отработки запасов нижних горизонтов // *Горный информационный аналитический бюллетень*. 2016. №5. С. 282-292.
8. Макаров А. Практическая геомеханика. Пособие для горных инженеров. – М.: Горная книга, 2006. - 391 с.
9. Hoek E., Karakas A. *Practical rock engineering // Environmental and Engineering Geoscience* - Т. 14. 2008. № 1, pp. 55-58.

ВЛИЯНИЕ ЛАЗЕРНОЙ ОБРАБОТКИ ДИСКОВОЙ ПИЛЫ ВОЛОКНООТДЕЛИТЕЛЬНОЙ МАШИНЫ НА МИКРОТВЕРДОСТЬ СТАЛИ У8Г



Аброров А.С.,
старший преподаватель кафедры
«Технологические машины и оборудования»,
Бухарский инженерно-технологический институт



Улугов Г.Д.,
ведущий инженер по металлоредению,
ПО «НМЗ» НГМК



Кувончева М.Р.,
начальник отдела по одаренным студентам,
Бухарский инженерно-технологический институт

Ushbu maqolada «DP-130» rusumli tolali ajratish mashinasining diskli arra mikrostrukturasi tahlil qilish uchun microshlif tayyorlash usuli muhokama qilinadi. Mikroshlif tayyorlashning barcha bosqichlari va ularni ishlab chiqarish xususiyatlari batafsil tavsiflanadi. Bundan tashqari, diskli arra lazer nuri yordamida toblangandan so'ng eksperimental tadqiqotlar natijalari ham bayon etilgan.

***Tayanch iboralar:** diskli arra, tolani ajratish mashinasi, po'lat U8G, mikroshlif, jilvilash, silliqlash, kimyoviy ishlov berish, lazerli to'blash, mikroqattqlik.*

В данной статье обсуждается методика подготовки микрошлифов для проведения микроструктурного анализа дисковой пилы волоконотделительной машины марки «ДП-130». Подробно описаны все этапы подготовки шлифов и особенности их изготовления. А также приведены результаты экспериментальных исследований после лазерной закалки дисковой пилы.

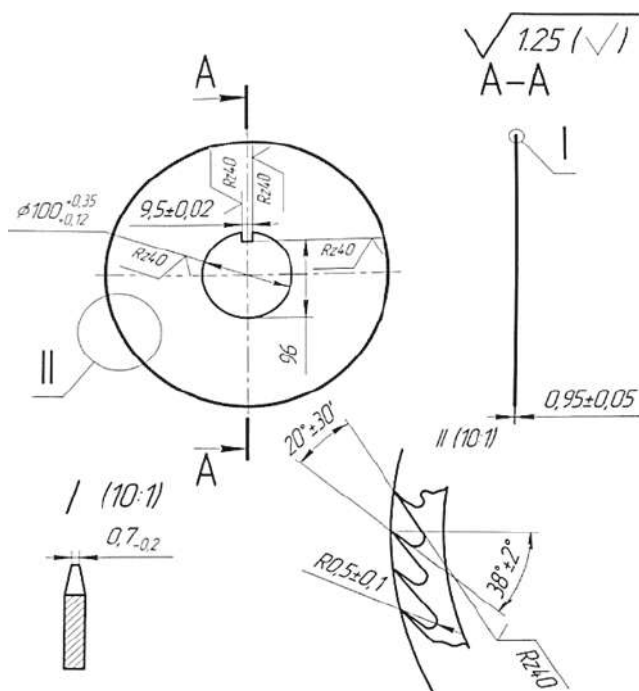
***Ключевые слова:** дисковая пила, волоконотделительная машина, сталь У8Г, микрошлиф, шлифование, полирование, травление, лазерная закалка, микротвердость.*

Одной из основных проблем экономического развития Республики Узбекистан является совершенствование технологии и техники хлопкоочистительной промышленности, ведущим технологическим звеном которой является процесс волоконотделения, выполняемое узлом пыльного цилиндра. Процесс волоконотделения семян осуществляется непосредственно с помощью пилы и колосника. Рабочее состояние этих органов зависит от засорённости хлопка-сырца, влажности и содержания органических абразивных элементов. В следствие, с увеличением содержания этих элементов начинается возрастание величины износа рабочих зубьев пилы, ребра колосника, что приводит к уменьшению их срока службы, большому расходу дорогостоящих инструментальных сталей и закупке экспортного сырья круглых дисковых материалов на изготовление пил [1].

Решению этих проблем посвящена выбранная научная техническая задача – совершенствование конструкции пыльного цилиндра волоконотделительных машин, способствующие повышению производительности машин и улучшению качества волокон и семян, и увеличению срока службы пил, повышению эффективности процесса волоконотделения. Известно, что срок службы существующих конструкций пыльного цилиндра волоконотделительных машин составляет всего лишь 48 ч, затем необходима заточка зубьев, что создает простой машины. Процесс восстановления зубьев пил в течение 96 ч повторяется два раза, после чего заканчивается ресурс работы пил и на вторичном этапе непригодные пилы подвергаются заточке для дальнейшего использования в линтерных машинах. Для повышения износостойкости и прочности поверхностей рабочих органов волоконотделительных машин одним из современных передовых методов нанотехнологий является нарезание и упрочнение рабочей кромки зубьев пил с помощью лазерного луча [2].

Целью является повышение износостойкости рабочей поверхности дисковых пил волоконотделительных машин.

На хлопкоочистительных заводах по переработке хлопка-сырца широко используются джинные зубчатые дисковые пилы с наружным диаметром – 320 мм, внутренним – 100 мм и толщиной 0,95 мм (рис. 1).



1 Сталь листовая холоднокатанная, твердость по HRA 66–69.

Рис. 1. Рабочий чертеж дисковой пилы волоконотделительных машин

Ежегодный выпуск джинных дисковых пил для волоконотделительных машин достигает несколько миллионов штук для повышения долговечности и эти изделия подвергаются термической обработке [3].

При упрочнении дисковых пил применяют объемную и индукционную закалку (ТВЧ). Для изготовления этих изделий используются углеродистые инструментальные стали У8Г, 65Г с твердостью HRA

66-69. Несмотря на повышенную твердость, стойкость дисковых пил недостаточна. В связи с этим ежегодно на изготовление дисковых пил расходуются несколько сот m весьма дорогостоящей стали У8Г, 65Г. Дальнейшее повышение износостойкости за счет использования стали более высокой твердости не представляется возможным из-за трудности механической обработки (вырубка дисков, насечка зубьев) [4-5].

Выбор технологии упрочнения для достижения требуемого уровня износостойкости, сохранение плоскостности дисковых пил при термообработке и снижение их стоимости является для наших предприятий не до конца решенной и в то же время весьма актуальной задачей. [6-8]

Технические характеристики дисковой пилы:

Материал – сталь У8Г
 Наружный диаметр – 320 мм
 Внутренний диаметр дисков – $100^{+0,35}$ мм
 Толщина – $0,95 \pm 0,05$ мм
 Ширина зубьев – $0,7_{-0,2}$ мм
 Угол наклона зубьев – $38^{\circ} \pm 2^{\circ}$
 Количество зубьев – 280 шт.
 Высота зубьев – 3,46 мм

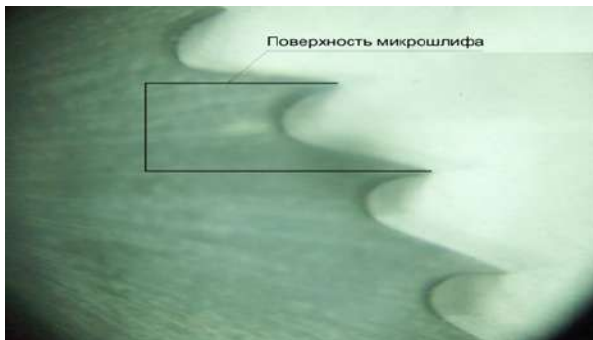


Рис. 2. Место вырезки образца



Рис. 3. Металлографический микроскоп METAM PB-23



Рис. 4. Микротвердомер PMT-3

Фиксатор внутреннего диаметра – 9,5x4 мм

Одним из распространенных методов термической обработки является технология лазерной закалки. Сущность выбранного нами метода для данной работы заключается в том, что высококонцентрированный источник энергии — лазерный луч как источник локального термического упрочнения (закалки) обладает существенными технологическими и технико-экономическими преимуществами по сравнению с традиционными технологиями объемной или печной термической и химико-термической обработки.

Рассматривая этот метод с научной точки зрения лазерное поверхностное упрочнение в значительной степени нивелирует недостатки присущие объемной термической закалке, химико-термической обработке и в тоже время открывает новые потенциальные технологические возможности в упрочнении поверхностных слоев деталей машин и механизмов [9].

Современный уровень развития лазерной техники и лазерных технологий позволяет рассматривать лазеры как удобный, экономичный и надежный инструмент для поверхностного термоупрочнения широкой номенклатуры деталей машиностроения.

Воздействие лазерного луча на поверхность сталей приводит к комплексному улучшению физико-химических, механических свойств поверхностного слоя, которые проявляются в более высокой дисперсности и изотропности структуры упрочненного поверхностного слоя, повышением микротвердости, теплостойкости, коррозионной стойкости и износостойкости [10].

Дисковые пилы изготавливаются из стали марки У8Г и являются непрозрачными материалами, поэтому обычный биологический микроскоп, работающий «на просвет», не годится для исследования их микроstructures. В то же время металлические материалы могут хорошо отражать свет. Эта особенность металлов и сплавов учитывается в конструкции металлографических микроскопов, работающих по принципу отражения световых лучей от поверхности исследуемых объектов.

Наилучшей отражающей способностью обладает идеально плоская и ровная поверхность металлического материала. Следовательно, образец металлического материала для исследования микроstructures (микрошлиф) должен быть соответствующим образом подготовлен.

Микрошлифом называют небольшой образец металла, имеющий специально приготовленную поверхность для проведения микроанализа. Технология приготовления микрошлифа в общем случае включает следующие операции (этапы):

- вырезание требуемого образца;
- выравнивание его поверхности, выбранной для исследования;
- шлифование этой поверхности до исчезновения мелких неровностей;
- полирование поверхности до зеркального блеска;
- травление зеркальной поверхности для выявления микроstructures.

Приготовление микрошлифа обычно начинается с вырезания образца из определённого участка изучаемого объекта. Этот участок определяется целью проводимого исследования (например, ближе к излому или трещине на изделии). Для вырезания образца используют ножовку, карборундовый круг или другие средства, не допуская при этом перегрева материала.

Наиболее удобными для приготовления микрошлифов являются образцы цилиндрического или квадратного сечения диаметром или стороной квадрата от 10 до 20 мм и высотой от 10 до 30 мм. В случае небольших размеров исследуемых объектов (проволоки, тонкого листа, мелких деталей и т.п.) для приготовления микрошлифов используют специальные зажимы (струбцины), либо помещают исследуемые объекты в оправку и заливают их легкоплавкими материалами, такими как сплав Вуда, бакелит, полистирол, эпоксидные смолы и др.

Образцы для изучения микроstructures вырезали из рабочей части дисковой пилы. Место вырезки образца указано на рис. 2. Для изучения микроstructures применен металлографический микроскоп METAM PB-23. Общий вид металлографического микроскопа приведен на рис. 3.

Микротвердость структурных составляющих определяли с помощью микротвердомера ПМТ-3 (рис. 4) с нагрузкой 100 Н. Каждую структурную составляющую измеряли не менее 3-х раз при разбросах 3-5 %.

Для определения микротвердости от дисковых пил, прошедших разные режимы лазерной резки вырезали образцы. Размерами 15x15xδ мм (где δ – толщина дисковой пилы). Для удобства подготовки микрошлифа, вырезанные образцы заливали эпоксидной смолой в цилиндрические формы (рис. 5).

Микрошлифы подготовили с торцевой стороны материала дисковых пил.

Микрошлифы подготовлены на шлифовально-полировальном станке NERIS. Общий вид микрошлифов с разными режимами обработки приведен на рис. 6.

Методика подготовки микрошлифа включает себя следующие этапы:

Шлифование. Шлифование применяется с целью удаления деформированного от предыдущей обработки слоя металла. Шлифование осуществляется в четыре-шесть проходов, начиная с более крупнозернистой шлифовальной шкурки, переходя последовательно от крупнозернистой к мелкозернистой. После окончания шлифования на бумаге с самым мелким зерном, образец промывается проточной водой и полируется.

Полирование. После завершения шлифования на поверхности шлифа остаются тонкие риски. Чтобы окончательно выровнять поверхность. Шлиф полируется до зеркального блеска, без ухудшения достигнутой плоскости. В процессе полирования на вращающийся круг подается суспензия окиси алюминия – Al_2O_3 .

Поверхность образца можно считать полированной, если она дает отчетливое неискаженное зеркальное отражение предметов. После полирования микрошлиф промывается в струе воды, обезжиривается спиртом и высушивается фильтровальной бумагой. Нумерация микрошлифов соответствует силе тока при аргонодуговой обработке. Микрошлифы с соответствующими номерами приведены на рис. 7.

Замеры микротвердости произведены на поверхности микрошлифа начиная с сердцевин микрошлифа, переходя к поверхности с шагом 0,6 – 0,8 мм (рис. 8).

В результате проведенных экспериментальных исследований сделаны следующие выводы:

Результаты измерения после лазерной резки дисковой пилы показали следующие результаты:

Образцы за номерами № 40 – 497 HV, № 50 – 672 HV, № 60,60 – 497 HV, № 80 – 583 HV, № 100,60 – 536 HV, № 100 – 550 HV.



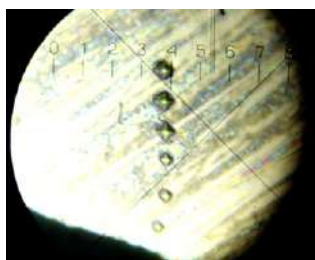
Рис. 5. Эпоксидная смола



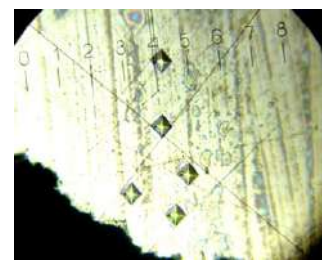
Рис. 6. Микрошлифы с разными режимами обработки



Рис. 7. Общий вид микрошлифов с соответствующими номерами



а



б

Рис. 8. Размеры отпечатков при измерении микротвердости от поверхности дисковых пил к сердцевине, при увеличениях x300 (а) и x520 (б)

В ходе испытаний на износостойкость показана целесообразность применения данной технологии для дисковых пил.

Суммарная стойкость зубьев дисковой пилы из стали У8Г увеличилась в 2 раза.

Библиографический список:

1. Аброров А., Кувончева М., Раджабов О., Мухаммадов М., Джумаев С. Способ термической обработки зубьев пильных дисков волоконнообработывающих станков закалкой лазером. Серия конференций IOP: Материаловедение и инженерия, с. 862, 2020 г. URL: <https://doi.org/10.1088/1757-899x/862/3/032034>.
2. Уринов Н., Саидова М., Аброров А., Каландаров Н. Технология ионно-плазменного азотирования зубьев дисковой пилы узла пильного цилиндра. Серия конференций IOP: Материаловедение и инженерия, с. 734 (1), 2020 г. URL: <https://doi.org/10.1088/1757-899x/734/1/012073>.
3. Аброров А.С., Гаппарова М.Х., Темиров А.А., Мирзакулова Н.И. Физическая сущность и процесс лазерной закалки дисковой пилы пильного цилиндра. // Международный журнал перспективных исследований в области науки, техники и технологий. Индия, т. 7, выпуск 1, январь 2020 г. 12418-12421.
4. Раджабов О.И., Аброров А.С., Мирзакулова Н.И., Зарипов Г.Б., Зиедуллаева К.С. Экспериментальное исследование расположения ячеек решетчатых стержней, установленных под игольчатými цилиндрами в хлопкоочистителе от мелких отходов. Серия конференций IOP: Материаловедение и инженерия, с. 862, 2020 г. URL: <https://doi.org/10.1088/1757-899x/862/3/032049>.
5. Аброров А.С., Темиров А.А., Саидов Х.А., Нуркулова Ч.А., Толибов С.Т. Термическая обработка зубьев циркулярной пилы станков для обработки волокон - Archiviarius, Vol. 7, No1 (55) 2021, с. 21-25.
6. Джураев А., Кулиев Т.М. Создание конструкции и обоснование параметров одноступенчатого очистителя волокна. International Journal of Advanced Science and Technology Vol. 29, нет. 5, (2020), с. 4522-4529.
7. Джураев А., Худайкулов Ш.С., Джумаев А.С. Разработка конструкции и расчет параметров цилиндра пилы с упругой опорой подшипника. Jin International Journal of Recent Technology and Engineering (IJRTE) ISSN: 2277-3878, Volume-8 Issue-5, January 2020.
8. Раджабов И., Фазлиддин Ф.А., Гаппарова М.Х. Влияние расположения клеток на выделение сорных примесей для очистки хлопка-сырца от мелких отходов. Серия конференций IOP: Материаловедение и инженерия, 2020 г.
9. Раджабов О., Шодиев З., Иноятлов И., Гаппарова М.Х. 2020. Анализ технологического процесса очистки хлопка-сырца от мелкого мусора // Международный журнал новых тенденций в инженерных исследованиях 8 (9) 6022-29.
10. Рахмонов К.С. Применение фито-добавок из лекарственного растительного сырья в производстве лекарственных препаратов // Атамуратова Т.И., Лебедева М.Е. Мухамедова., Н.К. Маджидова., И.Ш. Садыков // Journal of Critical Reviews // 2020, Vol.7, Issue 12, pp. 934-941.

ОБОГАЩЕНИЕ УРАН–ВАНАДИЕВЫХ РУД ЧЁРНОСЛАНЦЕВОГО ТИПА



Санакулов К.С.,
генеральный директор НГМК,
д.т.н., профессор



Петухов О.Ф.,
зам. начальника ЦНИЛ НГМК по
урану, редким и редкоземельным
металлам, д.т.н., доцент



Руднев С.В.,
главный геолог НГМК

Olovga chidamli uran-vanadiyli qora slanes rudalarini boyitish bo'yicha tadqiqotlar natijalari keltirilgan. O'zbekiston Respublikasi zarur mineral va texnogen xom ashyoga, shuningdek ishlab chiqarishni tashkil etish uchun texnologik imkoniyatlarga ega. Qora slanes tipidagi uran-vanadiy rudalari murakkabligi sababli O'zbekistonda noyob metall sanoati uchun istiqbolli xom ashyo hisoblanadi. Ushbu ma'danlarni qayta ishlashga jalb qilishni oldini olishning asosiy sabablaridan biri iqtisodiy jihatdan boyitish texnologiyasining yetishmasligi.

Laboratoriya tadqiqotlari natijasida magnit ajratish, konsentratsiya jadvallardagi tortishish konsentratsiyasi va og'ir suyuqliklardagi konsentratsiya kabi konsentratsiya usullari bu ma'danlar uchun qabul qilinishi mumkin emasligi aniqlandi. Radiometrik ajratish usuli qora slanes tipidagi uran-vanadiy rudalarini boyitish uchun tavsiya etiladi. Maqolada har bir ruda namunasi uchun gamma nurlanishining dozasi o'lchash bo'yicha eksperimental natijalari keltirilgan. Ruda tarkibidagi uran miqdori ta'sir qilish dozasi nisbati bilan to'g'ridan-to'g'ri proporsionaldir.

Tayanch iboralar: qora slanes rudalari, boyitish, uran, vanadiy, magnit ajratish, tortishish kuchini ajratish, og'ir suyuqliklarda ajratish, radiometrik ajratish, gamma nurlanishining dozasi.

Представлены результаты исследований по обогащению упорных уран-ванадиевых чёрносланцевых руд. Республика Узбекистан располагает необходимыми минеральным и техногенным сырьём, а также технологическими возможностями для организации производства. Уран-ванадиевые руды чёрносланцевого типа являются перспективным сырьём для редкометалльной промышленности Узбекистана ввиду их комплексности. Одной из основных причин, сдерживающих вовлечение этих руд в переработку, является отсутствие рентабельной технологии их обогащения.

В результате лабораторных исследований установлено, что такие методы обогащения как магнитная сепарация, гравитационное обогащение на концентрационных столах, обогащение в тяжёлых жидкостях являются неприемлемыми для данных руд. Рекомендован метод радиометрической сепарации для обогащения уран-ванадиевых руд чёрносланцевого типа. В статье приводятся экспериментальные результаты измерений мощности дозы гамма излучения для каждой пробы руды. Содержание урана в руде характеризуется прямопропорциональной зависимостью от мощности экспозиционной дозы.

Ключевые слова: чёрные сланцевые руды, обогащение, уран, ванадий, магнитная сепарация, гравитационная сепарация, разделение в тяжёлых жидкостях, радиометрическая сепарация, мощность дозы гамма-излучения.

Уран–ванадиевые руды чёрносланцевого типа являются перспективным сырьём для редкометалльной промышленности Узбекистана [1], в виду их комплексности и относительно высоких содержаний ценных металлов. Повышение эффективности переработки руд этого типа [2, 3], может быть достигнуто за счёт разработки эффективной технологии их обогащения.

Известно [4], что в технологии обогащения урановых руд используются как классические методы, так и специфический для этих руд метод радиометрического обогащения, широко применяемый для обогащения руд Стрельцовского месторождения (Россия) [5], месторождения Шантобе (Казахстан) [6] и многих др.

В данной статье приводятся данные исследований по обогащению уран–ванадиевых руд чёрносланцевого типа методами гравитационного и магнитного обогащения. Исследования проводили на двух пробах руды, отобранных с месторождения Маъдани (Республика Узбекистан). Химический и минеральный состав проб приведён в табл.1 и 2.

Некоторое различие в составе проб № 1 и № 2 заключается в том, что породы, составляющие рудную массу пробы № 1, представлены в основном углисто-кремнистыми и филлитовидными углисто-глинистыми сланцами, а проба № 2 состоит, главным образом, из углисто-кремнистых сланцев.

Углисто–кремнистые сланцы чёрного и тёмно-серого цвета, сланцеватые и тонкосланцеватые, твёрдые, хрупкие, часто сильно трещиноватые. Чёрный цвет сланцы приобретают за счёт включений в них

органического вещества. В небольшом количестве присутствуют микрокварциты светло-зеленоватого цвета, обусловленного наличием хлоритов, гидрослюдами и др.

Филлитовидные углисто-глинистые сланцы относительно мягкие, пластичные, состоят из кварца, полевых шпатов, слюдистых минералов.

Содержание органического вещества в пробах колеблется от 1,0 до 1,2%. Органическое вещество густо пропитывает породы, образует тончайшие жилки, прослойки, скопления неправильной формы. Основное количество органического вещества находится в распылённом состоянии.

Основная часть ванадия (80-90%) связана с ванадатами, представленными, главным образом, ванадиевой слюдкой – роскоэлитом $KV_2[AlSi_3O_{10}][OH]_2$ и фольбортитом $CuCa[VO_4][OH]$, а также с корвуситом $V_2O_4 \cdot 6V_2O_5 \cdot nH_2O$ и гидроксидами ванадия группы даттонита – $VO(OH)_2$. Меньшая часть ванадия входит в состав уранованадатов. Роскоэлит – ванадий содержащий мусковит, в котором алюминий частично замещён ванадием. Минерал очень устойчив к действию кислот [7]. Для вскрытия урана и ванадия из данного типа руд разработан метод предварительного их спекания с содой и последующего выщелачивания раствором серной кислоты [8].

Основные урановые минералы – уранованадаты, в подчинённом количестве – уранофосфаты, настуран. Кроме того, уран фиксируется в гидроокислах железа, глинистых минералах, органическом веществе. Уранованадаты представлены карнотитом и тьюмунитом, уранофосфаты – торбернитом и отенитом.

Для обогащения проб руды были использованы методы избирательного измельчения (дезинтеграции); магнитной сепарации; обогащения в тяжёлых суспензиях; обогащения на концентрационных столах и радиометрического обогащения.

Для оценки возможности применения метода избирательного измельчения (дезинтеграции) был проведён гранулометрический анализ проб руды. Результаты гранулометрического анализа пробы № 1 приведены в *табл. 3*. Как видно из результатов *табл. 3*, ни один из классов крупности не является отвальным ни по урану, ни по ванадию.

Гранулометрический анализ пробы № 2 проведён на тонкоизмельчённом материале. Результаты приведены в *табл. 4*.

Результаты *табл. 4* показывают, что даже при достаточно тонком измельчении пробы № 2, ни один из классов крупности не является отвальным по урану и ванадию. Следовательно, использование метода избирательного измельчения (дезинтеграции) для обогащения данных руд нецелесообразно.

Магнитное обогащение руд проводили методом полиградиентной магнитной сепарации [9, 10] на магнитном анализаторе со съёмом пяти магнитных фракций. Исследования проводили на пробе № 2, предварительно измельчённой до крупности 95 % класса – 0,1 мм результаты опытов, приведённые в *табл. 5*, показывают, что суммарно в магнитную фракцию с выходом 10,1 % извлекается 38,8 % V_2O_5 и 22,9 % U при содержании 3,67 % и 0,137 % соответственно. Коэффициенты обогащения составили 1,8 для урана и 3,8 для ванадия.

Магнитное обогащение руд проводили методом полиградиентной магнитной сепарации [9, 10] на магнитном анализаторе со съёмом пяти магнитных фракций. Исследования проводили на пробе № 2, предварительно измельчённой до крупности 95 % класса – 0,1 мм результаты опытов, приведённые в *табл. 5*, показывают, что суммарно в магнитную фракцию с выходом 10,1 % извлекается 38,8 % V_2O_5 и 22,9 % U при содержании 3,67 % и 0,137 % соответственно. Коэффициенты обогащения составили 1,8 для урана и 3,8 для ванадия.

Из *табл. 6* следует, что выход фракции с наименьшим содержанием урана (0,012 %) и ванадия (0,388 %) составляет 62,9 % и лежит в очень узкой области удельных весов фракций (<2,7>2,6), что говорит о непригодности этого метода для обогащения данного типа руд.

Оценка метода гравитационного обогащения проводилась на концентрационном столе [9, 10] на пробе № 2, предварительно дроблённой до класса -0,15 мм. Результаты опытов приведены в *табл. 7*.

Как видно из результатов *табл. 7*, метод гравитационного обогащения на концентрационных столах для данного типа руд неприемлем: при коэффициенте обогащения по урану 1,23, содержание его в хвостах лишь немного меньше исходного содержания.

Далее проводилось изучение возможности механического обогащения машинных классов руд методом радиометрической сортировки [12].

В ходе работы были изучены три коллекции кусков машинных классов крупности следующего объема: - 200+100 мм – 8 кусков; - 100+50 мм – 15 кусков; -50+25 мм – 200 кусков.

Измерения мощности экспозиционной дозы гамма-излучения кусков проводились двухсторонними замерами на лабораторном радиометрическом стенде с применением двух радиометров СРП-68-01.

Для определения допустимого расстояния от измерительного блока СРП-68-01 до исследуемого образца замеры проводились как на поверхности образцов, так и на расстоянии 40 мм и 80 мм от измерительного блока до исследуемого образца.

По результатам замеров была проведена группировка каждой коллекции по значениям мощности экспозиционной дозы гамма-излучения, их пробподготовка и выполнены анализы на содержание интересующих компонентов.

Результаты определения средневзвешенных значений мощности экспозиционной дозы гамма-излучения в групповых пробах коллекций кусков машинных классов и результаты анализов по групповым пробам представлены в *табл. 8*.

На *рис. 1* представлены зависимости изменения средневзвешенного расчетного значения мощности экспозиционной дозы

Таблица 1

Данные химического анализа проб

Пробы	Содержание, %											
	U	V ₂ O ₅	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Cu	Fe ₂ O ₃	FeO	Сорг	CaO	MgO	P ₂ O ₅	S
№1	0,133	0,72	83,8	4,7	0,1	2,9	0,3	1,0	0,5	1,2	0,4	0,2
№2	0,076	0,96	76,9	5,2	0,1	4,5	1,1	1,2	1,1	1,8	0,4	0,8

Таблица 2

Минеральный состав проб

Минералы	Содержание, %	
	Проба № 1	Проба № 2
Кварц, халцедон, опал	74,2	69,5
Гидрослюда, мусковит	11,0	12,0
Хлорит	1,2	1,8
Полевые шпаты	0,5	0,5
Амфиболы	1,1	2,0
Минералы глины (каолинит)	1,5	1,6
Пироксен	0,4	0,3
Роскоэлит, фольбортит, корвусит	4,0-4,5	3,6
Карбонаты	0,3	0,4
Флюорит	0,3	0,1
Апатит	0,6	0,7
Сфен, рутил	0,5	0,8
Гипс	-	1,0
Окислы железа	2,0	3,5
Пирит	0,4	0,9
Сфалерит	0,3	0,4
Карнотит, тьямунит, торбернит, настуран, урановые черни	0,2	0,1
Органическое вещество	1,0	1,2
Всего:	99,4	100,0

Таблица 3

Результаты гранулометрического анализа пробы № 1

Класс крупности, мм	Вес, кг	Выход, %	Содержание элементов					
			U, %	Ra, Бк/кг	V ₂ O ₅ , %	CO ₂ , %	Fe общ., %	Fe ³⁺ , %
-200+100	10,5	12,68	0,056		0,38	0,029	0,73	0,059
-100+50	3,9	4,71	0,011		0,39	0,026	0,76	0,091
- 50+25	11,3	13,65	0,063		0,49	0,061	1,26	0,90
-25+10	18,4	22,22	0,059	6616	0,59	0,06	1,84	0,75
-10+5	8,9	10,75	0,119	13902	0,85	1,21	2,11	1,21
-5+3	4,5	5,43	0,160	17960	1,08	1,93	1,67	1,93
-3+2	3,5	4,23	0,236	24171	1,32	1,87	1,87	1,87
-2+1	4,5	5,43	0,353	34264	1,51	2,89	1,25	2,89
-1+0	17,3	20,89	0,254	26928	1,01	1,47	0,81	2,41
Итого:	82,8	100,00	0,133		0,72	0,805	1,295	1,207

Таблица 4

Результаты гранулометрического анализа пробы № 2

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание, %		Распределение, %	
		U	V ₂ O ₅	U	V ₂ O ₅
+0,1	3,2	0,0175	1,080	1,0	3,5
-0,1+0,074	6,9	0,0240	0,860	3,0	6,0
-0,074+0,44	24,0	0,0360	0,740	15,8	17,9
-0,44+0,020	37,2	0,0460	0,670	31,3	25,0
-0,020 (шламы)	28,7	0,1128	1,635	48,9	47,6
Итого:	100,0	0,0760	0,960	100,0	100,0

Таблица 5
Результаты магнитного обогащения пробы № 2

Продукты	Выход, %	Содержание, %		Распределение, %	
		U	V ₂ O ₅	U	V ₂ O ₅
1. Магнитная фракция (I=1A)	1,3	0,292	1,190	6,3	1,6
2. Магнитная фракция (I=3A)	1,7	0,088	4,420	2,5	7,9
3. Магнитная фракция (I=5A)	2,5	0,105	4,470	4,3	11,7
4. Магнитная фракция (I=10A)	3,0	0,125	3,780	6,2	11,9
5. Магнитная фракция (I=15A)	1,6	0,135	3,410	3,6	5,7
Суммарная магнитная фракция	10,1	0,137	3,667	22,9	38,8
Немагнитная фракция	89,9	0,0641	0,650	77,1	61,2
Исходный продукт	100,0	0,076	0,960	100,0	100,0

Таблица 6
Результаты по обогащению пробы № 2 в тяжелой жидкости

Удельные веса фракций, г/см ³	Выход от руды, %	Содержание, %		Распределение, %	
		U	V ₂ O ₅	U	V ₂ O ₅
>2,9	6,8	0,378	2,205	40,1	15,6
<2,9>2,7	8,8	0,073	1,800	10,0	16,5
<2,7>2,6	62,9	0,012	0,388	11,7	25,4
<2,6	14,5	0,019	0,425	5,1	6,4
Класс -2+0,02 мм	93,0	0,046	0,660	66,9	63,9
Шламы -0,02 мм	7,0	0,304	4,945	33,1	36,1
Исходная	100,0	0,0641	0,960	100,0	100,0

Таблица 7
Результаты по обогащению пробы № 2 на концентрационном столе

Продукты	Выход от руды, %	Содержание, %		Распределение, %	
		U	V ₂ O ₅	U	V ₂ O ₅
Концентрат	5,3	0,0789	1,650	6,7	2,0
Хвосты	94,7	0,0632	0,921	93,3	98,0
Исходная руда	100,0	0,0641	0,960	100,0	100,0

Таблица 8
Результаты определения средневзвешенных значений мощности экспозиционной дозы гамма-излучения и результаты анализа в групповых пробах коллекций кусков машинных классов

Класс крупности, мм	Номер группы	Значения расчетного значения МЭД гамма-излучения с вычетом фона по группам для разных расстояний от детектора до объекта			Содержание элементов				
		0 мм	40 мм	80 мм	U, %	V, %	CO ₂ , %	Fe _{общ.} , %	Fe ³⁺ , %
-200+100	1	184,6	85,1	58,0	0,1770	0,28	0,043	0,94	0,15
	2	11,5	8,8	9,1	0,0106	0,21	0,025	0,67	0,02
	3	5,6	4,3	4,0	0,0087	0,18	0,020	0,59	0,04
-100+50	1	7,3	5,2	4,7	0,0159	0,16	0,025	0,79	0,17
	2	3,0	2,6	2,3	0,0094	0,20	0,026	0,68	0,07
	3	1,2	0,2	0,1	0,0086	0,21	0,026	0,80	0,01
-50+25	1	45,4	17,1	13,0	0,2200	0,46	0,093	2,20	0,91
	2	2,7	1,1	0,6	0,0149	0,26	0,068	1,25	0,19
	3	1,3	0,5	0,0	0,0081	0,26	0,038	0,98	0,26
	4	0,6	0	0	0,0054	0,18	0,022	0,90	0,17
	5	0,1	0	0	0,0052	0,22	0,069	0,98	0,27

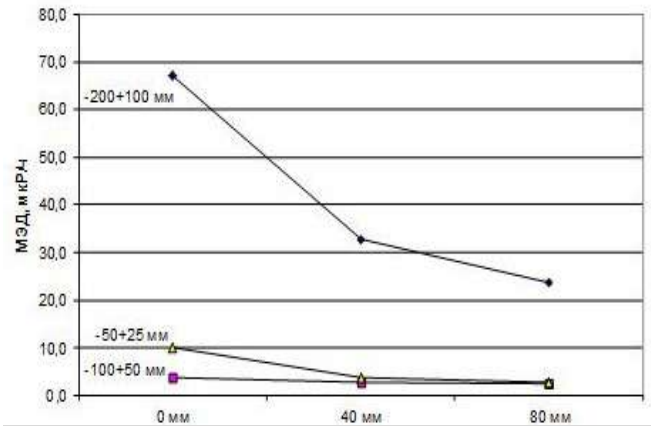


Рис. 1. Графики изменения средневзвешенного расчетного значения мощности экспозиционной дозы гамма-излучения по каждой коллекции в зависимости от расстояния между измерительным блоком и куском

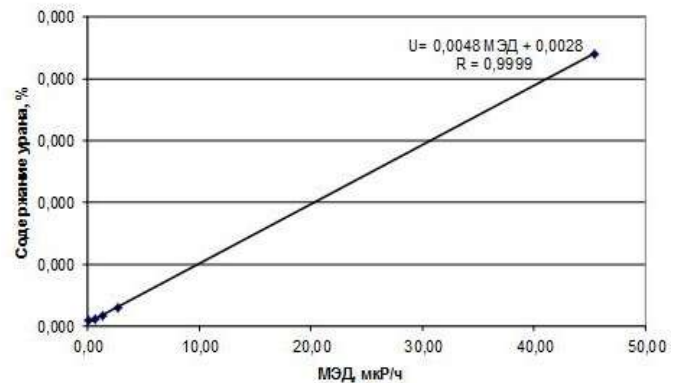


Рис. 2. График линейной регрессионной зависимости содержания урана от значения МЭД (мкР/ч) в групповых пробах коллекции кусков класса крупности -50+25 мм (содержание урана от 0,0052 % до 0,22 %.)

гамма-излучения по каждой коллекции в зависимости от расстояния между измерительным блоком и куском. Как можно видеть из представленных зависимостей, на расстояниях между детектором и куском более 40 мм происходит резкое снижение чувствительности метода для классов крупности менее -100 мм. Это в свою очередь приводит к снижению коэффициента корреляции между измеряемой мощностью экспозиционной дозы гамма-излучения и содержанием урана даже при незначительной вариации коэффициента радиоактивного равновесия между ураном и радием, что имело место в нашем случае. Необходимо отметить, что исследованные пробы представляют равновесный, или близкий к нему тип руд, так как полученные значения $K_{\text{пр}}$ близки к 1.

В принципе, по статистически значимой коллекции кусков класса крупности -50+25 мм получена хорошая корреляция между групповым содержанием урана и расчетными среднегрупповыми значениями мощности экспозиционной дозы гамма-излучения. График линейной регрессионной зависимости для этого класса крупности показан на рис. 2.

По коллекциям кусков классов крупности -200+100 мм и -100+50 мм также получены хорошо коррелирующиеся групповые параметры, но ввиду их статистической незначимости в данном отчете соответствующие графики не приведены.

Вывод. При проведении лабораторных исследований по изучению возможности обогащения уран-ванадиевых руд чёрносланцевого типа различными методами обогащения установлено, что пригодным для обогащения этих руд является метод радиометрической сортировки.

Библиографический список:

1. Санакулов К.С., Петухов О.Ф. Перспективы развития ванадиевого комплекса за рубежом и в Республике Узбекистан // Горный вестник Узбекистана. – 2017. - №3. С. 84-87.
2. Санакулов К.С., Петухов О.Ф., Рузиев Б.Т., Рузиев О.Б. Исследования и разработка на их основе технологии переработки упорных ванадий – урановых руд чёрносланцевого типа // Горный вестник Узбекистана. – 2019. - №2. С. 91-98.
3. Санакулов К.С., Петухов О.Ф., Шарафутдинов У.З. Извлечение ванадия и урана из руд чёрносланцевого типа // Цветные металлы. – 2019. - №10. С. 46-49.
4. Петухов О.Ф., Истомин В.П., Руднев С.А., Хасанов А.С. Уран. – Ташкент: - «Turon Zamin – ziyo». – 2015. С. 162-221.
5. Колесаев В.Б., Култышев В.И. Комбинированная технология переработки бедных урановых руд // Горный журнал. – 2008. - №8. С. 50-53.
6. Петров Р.П., Долгих П.Ф., Бубнов В.К., Баранов. В.М., Евсеев Л.И. Кучное выщелачивание при разработке урановых месторождений. – М.: Энергоатомиздат. 1988. С. 108-126.
7. Киндяков П.С., Коршунов Б.Г. и др. Химия и технология редких и рассеянных элементов. М.: – Высшая школа. - 1976. – Т.3. С. 30-31.
8. Санакулов К.С., Петухов О.Ф., Шарафутдинов У.З. Извлечение ванадия и урана из упорных руд чёрносланцевого типа // Цветные металлы, 2019, №10. С. 46-48.
9. Бедрань Н.Г., Денисенко А.И. и др. Практикум по обогащению полезных ископаемых. – М.: Недра, 1991 г.
10. Справочник по обогащению. Специальные и вспомогательные процессы, испытания обогатимости, контроль и автоматика. Под редакцией Богданова О.С. и Ревнивцева В.И. – М.: Недра, 1983. С. 263, 302-304.
11. Бадеев Ю.С., Гершман М.Д., Энгель Р.И. Показатели эффективности обогащения руд в тяжёлых суспензиях. Обогащение руд. 1975 г., №4. 9 с.
12. Лагов Б.С., Лагов П.Б. Радиометрическая сортировка и сепарация твёрдых полезных ископаемых. – М.: ИД МИСИС, 2007 г. 154 с.

“GORNII VESTNIK UZBEKISTANA” 2021, №1 (85), pp. 60-63

ENRICHMENT OF URANIUM - VANADIUM ORE OF BLACK-SHALE TYPE

¹Sanakulov K.S., Director General, Doctor of Engineering Sciences, Professor.

¹Petukhov O.F., Deputy Head of NMMC's Central Research Laboratory for uranium and rare earth metals, Doctor of Engineering Sciences, Professor.

e-mail: o.petuhov@ngmk.uz

¹Rudnev S.V., Head geologist.

¹Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Navoi, Uzbekistan.

Abstract:

This paper describes the results of a study that looked at beneficiation of uranium – vanadium refractory black shale ores. The Republic of Uzbekistan has at its disposal minerals and technogenic raw materials, as well as processing capabilities necessary for setting up production facilities. Due to their complex nature, uranium – vanadium refractory black shale ores can potentially serve as raw materials for the rare metals industry of Uzbekistan. The main factor impeding the inclusion of such ores in processing cycle includes the lack of feasible processes for their beneficiation. The results of laboratorial investigations of different processes of beneficiation, using magnetic separation, gravity separation, separation in heavy liquids and radiometric separation, are presented. It was established, that methods of magnetic separation, gravity separation, separation in heavy liquids are unacceptable. The methods radiometric separation is recommended for beneficiation of uranium – vanadium refractory black shale ores.

The paper presents the experimental results of measurements dose rate of gamma radiation for every sample of ore. Amount of uranium in the ore is in direct proportion to the gamma radiation exposure dose.

Keywords: black shale ores, beneficiation, uranium, vanadium, magnetic separation, gravity separation, separation in heavy liquids, radiometric separation, dose rate of gamma radiation.

References:

1. Sanakulov K.S., Petukhov O.F. Prospective development of vanadium industry abroad and in the Republic of Uzbekistan // Gorniy vestnik Uzbekistana. – 2017. - №3, pp. 84-87.
2. Sanakulov K.S., Petukhov O.F., Ruziev B.T., Ruziev O.B. Processing of refractory vanadium-uranium pyd black shale ores // Gorniy vestnik Uzbekistana. – 2019. - №2, pp. 91-98.
3. Petukhov O.F., Turesebekov A.Kh. On what is behind the refractory nature of ore with regard to leaching vanadium from the // Gorniy vestnik Uzbekistana. – 2012. - №3, pp. 41-43.
4. Petukhov O.F., Istomin V.P., Rudnev S.A. Uranium. – Tashkent: - «Turon Zamin – ziyo». – 2015, pp. 162-221.
5. Kolesaev V.B., Kultayshv V.I. Combination technology processing of the poor uranium ores // Gorniy zhurnal. – 2008. - №8, pp. 50-53.
6. Petrov R.P., Dolgih P.F., Bubnov V.K., Baranov. V.M., Evseev L.I. Heap leaching ores of the uranium deposits. – Moscow: - Energoatomizdat. – 1988, pp. 108-126.
7. Kindyakov P.S., Korshunov B.G. Chemistry and technology rare and rare earth elements. Moscow: – Vaysshaya shkola. - 1976. – V.3, pp. 30-31.
8. Sanakulov K.S., Petukhov O.F., Sharafutdinov U.Z. Extraction of vanadium and uranium from refractory black shale ores // Tsvetnye Metally. 2019, №10, pp. 46-48.
9. Bedran N.G., Denisenko A.I. Workshop on beneficiation of solid minerals. – Moscow: Nedra.- 1991. P. 442.
10. Handbook on beneficiation. Ad hoc and facilitating processes, analysis of beneficiation, control and automatic. Edited by Bogdanov O.S. and Revnivtsev V.I. – Moscow: Nedra. – 1983, pp. 263, 302-304.
11. Badeev Uy.S., Gershtman M.D., Angel R.I. Performance indicators of beneficiation of ores in heavy liquids // Beneficiation of ores. – 1975. - №4, pp. 9-12.
12. Lagov B.S., Lagov P.B. Radiometric separation of solid minerals. – Moscow: Izdatelstvo MISIS.- 2007. P. 154.

ИЗМЕНЧИВОСТЬ ФОРМЫ И РАЗМЕРА ФРАНКОЛИТОВЫХ ЗЕРЕН И КАЛЬЦИТА В ФОСФОРИТОВЫХ ШЛАМАХ КЫЗЫЛКУМСКОГО ФОСФОРИТНОГО КОМБИНАТА ПОСЛЕ КИСЛОТНОЙ ОБРАБОТКИ



Донияров Н.А.,
декан факультета НГГИ,
д.т.н., доцент



Тагаев И.А.,
доцент кафедры НГГИ,
к.с.-х.н.



Асроров А.А.,
старший преподаватель
кафедры НГГИ



Муродов И.Н.,
докторант кафедры НГГИ

Ushbu maqolada fosforitlar tarkibidagi asosiy minerallar hisoblangan - frankolit va kalsitning morfologik tuzilishining o'zgaruvchanligini tadqiq qilish natijalari keltirilgan. Kerakli komponentning asosiy miqdori - P_2O_5 (70% dan yuqori) frankolit mineralida to'plangan. Frankolit mineralini destruksiya qilish fosforli komponentlarning ochilishiga olib kelishi mumkin, bu esa o'z navbatida kelajakda fosforit boyitmalari olish uchun hozirda qo'llanilayotgan issiqlik bilan ishlov berish usulidan voz kechilishiga imkon beradi. Kalsit minerali ($CaCO_3$) ham yana bir muhim mineral hisoblanadi va termik ishlov bilan boyitish, boyitish tamoyilini belgilaydigan kalsitni yo'q qilish va undan tarkibidagi CO_2 ajralib chiqishini o'z ichiga oladi. Kislotali ishlov berishdan olingan namunalardagi frankolit va kalsit shakllarini mikroskop ostida o'rganish ushbu minerallarning tashqi tuzilishining o'zgaruvchanligini baholashga imkon beradi.

Tayanch iboralar: reaktorlar, och kulrang va shaffof kristallar, mikroskopik tahlil, gips, fosfogips.

В статье представлены результаты изучения изменчивости морфологической структуры основных минералов в фосфоритах – франколита и кальцита. Основное количество полезного компонента – P_2O_5 (более 70%) сосредоточено в франколите. Деструкция франколита может привести к высвобождению соединений фосфора, что в свою очередь позволит в будущем избежать возможной термической обработки для получения концентрата. Минерал кальцит ($CaCO_3$) также является важным минералом и термическое обогащение предусматривает деструкцию кальцита и высвобождение из него CO_2 , которое обуславливает принцип обогащения. Изучение формы франколита и кальцита под микроскопом после кислотной обработки позволяет дать оценку изменчивости внешней структуры этих минералов.

Ключевые слова: реакторы, светло-серые и полупрозрачные кристаллы, микроскопический анализ, гипс, фосфогипс.

В Республике Узбекистан особое внимание уделяется утилизации техногенных отходов, появившихся в результате переработки минеральных ресурсов с попутным вовлечением их в производство и созданию рентабельных методов их переработки, снижению себестоимости производства, разработке и внедрению в практику перспективных современных технологий [1-2].

С каждым годом увеличивается спрос на фосфорсодержащие удобрения, а количество и качество добываемых в настоящее время легкообогатимых фосфатных руд ухудшается. В связи с этим возникла необходимость вовлечения в переработку руд худшего качества или отходов производства, изыскивая эффективные способы их обогащения [3-4].

На Кызылкумском фосфоритном комбинате (КФК) получают концентрат, обогащением фосфоритных руд методами разделительной дезинтеграции, сухим грохочением, применением отмывки руды для обеспыливания с последующим обжигом. После отмывки фосфоритовой руды выделяются тонкие шламовые отходы, с которыми уходит от 12 до 16% полезного компонента в виде P_2O_5 . Химический и минералогический состав вымываемых мелких фракций принципиально идентичен с фосфоритовой рудой, в которой концентрируются кальцитовый цемент и глинистые алюмосиликаты. Сюда же попадают наиболее мелкие фосфатные раковины и обломки костей морских организмов [2].

К настоящему времени на трех хвостохранилищах КФК скопилось более 3 млн. т отходов в виде фосфоритовых шламов, которые были отделены в процессе отмывки шихтованных фосфоритовых руд перед термическим обогащением. Основная причина отделения тонких, пылевидных шламовых фракций заключена в том, что самая мелкая, пылевидная часть фосфоритной руды при термической обра-

ботке (900-1000°С) уносится в атмосферу вместе с отходящими газами и сильно загрязняет атмосферу. Предварительное выделение шламов по составу, идентичных с фосфоритовыми рудами, вызывает большие потери P_2O_5 (более 15%), а высокая концентрация солей жесткости, образующихся в технологической воде, приводит к большим расходам реагентов для ее умягчения и повторного использования.

Предложен принципиально новый способ, который возможно осуществить с минимальными затратами, позволяющий в производственных условиях КФК на Центральных Кызылкумах провести утилизацию фосфоритовых шламов, не сбрасывая их на хвостохранилище. Для осуществления этой технологии необходимы реакторы из обычного черного металла с перемешивающими устройствами, шнеками для подачи пульпы, устройством для разбавления в воде серной кислоты и сгустителей, позволяющих легко отделить раствор от осадка. Обогащенный полезным компонентом осадок возможно использовать для прямого получения фосфорного удобрения или добавки в фосфоритный концентрат.

Химический анализ показал, что в шламах содержание P_2O_5 составляло 15,1%. Максимальное количество представлено оксидом кальция – CaO , которого в руде было от 42 до 48,1%. Оксид кальция в фосфоритах в процессе эволюции, связываясь углекислым газом (8-15) привел к образованию минерала кальцита, который представлен в виде карбонатов $CaCO_3$. Максимальное количество таких карбонатов в фосфоритах Джерой-Сардаринского месторождения может составлять до 28%, что в свою очередь приводит к увеличению щелочности фосфоритовых руд. Количество оксида кремния SiO_2 находится в пределах от 6,0 до 8,0%. Обнаружены минимальные количества оксида алюминия (1,5-3,0). Серный ангидрид SO_3 (2,5-3,5%), связывается с органическим остатком и составляет от 2,8 до 3,0%. Фтор, в количестве

от 1,8 до 3,2%, находится преимущественно в составе франколита, фторапатита и органического вещества, образует цементное вещество, которое включает в свой состав до 70% фосфора. Железо и магний, по видимому, органического происхождения, в виде Fe_2O_3 (0,6-0,8%) и оксида магния MgO (2,5-3,5%) также обнаружены в шламовых отходах. Количество радиоактивного элемента U составило 0,0032%, а сумма редкоземельных элементов (РЗЭ) находилась в пределах от 0,04 до 0,089%. Происхождение урана и РЗЭ связано по всей видимости с органическим веществом, которое в далеком прошлом путем взаимодействия образовало металлорганические комплексы. Нерастворимые остатки (8,0-8,2%) представлены отдельными породообразующими и акцессорными минералами в виде кварца, полевого шпата, диккита, каолинита, ильменита и цеолита.

Минералогический состав фосфоритовых шламов также сходен с составом фосфоритовых руд, где большая доля представлена сложным минералом франколитом и достигает 56%. В состав франколита могут входить не только P_2O_5 (более 70%), но и соединения урана вместе с редкоземельными элементами. Франколит под микроскопом часто представлен в частиц коричневого и светло-коричневого цвета. В количественном отношении на втором месте находится минерал кальцит (22,5%). Кварц представлен в виде песка с количеством от 7,5 до 8,0%. Гидрослюдистые минералы и полевые шпаты составляют от 4,0 до 4,5%.

Усредненные пробы фосфоритного шлама с навесками по 100 г и содержанием P_2O_5 - 15,1%, порциями добавляли в 1000 мл подкисленной серной кислотой водой по вариантам в 2, 4, 6, 8, 10, 15, 20, 30 и 40 г/л. Перемешивание проводили в течение 30 минут, при температуре 20°C.

В лабораторных условиях поставленную задачу решили конструированием специальных перемешивающих реакторов с встроенными импеллерами, в которых образцы фосфоритовых шламов последовательно подвергали обработке слабыми водными концентрациями серной кислоты в соотношении Т:Ж=1:10.

Обработка низкими концентрациями H_2SO_4 в 2 и 4 г/л привела к уменьшению исходной массы (100 г) до 98,5 и 99,14 г. Постепенное увеличение концентрации H_2SO_4 до 6 г/л привело к выравниванию массы до 100,98 г. При 8 г/л H_2SO_4 и выше, наблюдается устойчивое увеличение массы осадка с 103,3 г до 124,68 г при концентрации 40 г/л H_2SO_4 , что свидетельствует о начале стадии образования и увеличения количества гипса и фосфогипса.

Микроскопический анализ исходного образца при 100-кратном увеличении показал наличие большого количества мелких, бесформенных, угловатых, коричневых франколитовых зерен, окаймленных со всех сторон светло-серыми, полупрозрачными кристаллами кальцита (рис. 1). Отмечено наличие франколитовых зерен, имеющих неровное строение и темно-коричневую окраску. Размер франколитовых зерен варьировал от 500 до 1200-1500 микрон. Франколитовые зерна имели четко сформированные края, не подверженные никакому воздействию. Их окружали мелкие полупрозрачные и светло-серые кристаллы кальцита. Размер кальцитовых зерен был намного меньше размера франколитовых зерен и составлял от 20 до 60 микрон. Форма кальцитовых зерен имела кристаллическую структуру и отсвечивала неярким блеском в объективе микроскопа.

Для дальнейших микроскопических анализов был отобран самый эффективный вариант с H_2SO_4 - 8 г/л, где на микроскопических снимках при 100-кратном увеличении отмечено существенное уменьшение размеров франколитовых зерен (рис. 2). Произошло растворение более мелких франколитовых зерен, а крупные зерна франколита были разделены на несколько мелких кусочков, приобрели светло-коричневый оттенок, что говорит об их разреженности и рыхлости. Размер зерен франколита находился в пределах от 40 до 150 и 160 микрон. Количество полупрозрачных кристаллов кальцита существенно увеличилось и они приобрели неровную форму, покрывая зерна франколита припудренным светло-серым налетом.

Таким образом, микроскопический анализ перспективного варианта с H_2SO_4 в 8 г/л показал, измельчение и разрыхление франколитовых зерен и уменьшение размера кристаллов кальцита

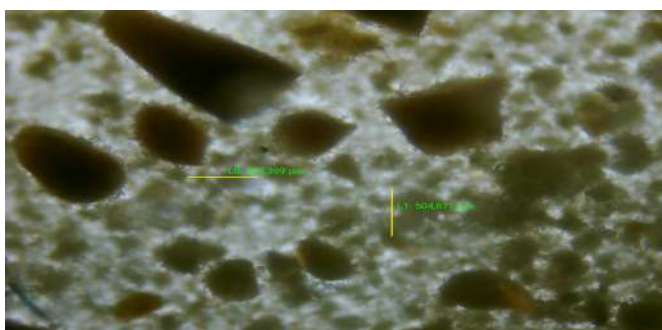


Рис. 1. Строение франколита и других минеральных составляющих исходного фосфоритного шлама

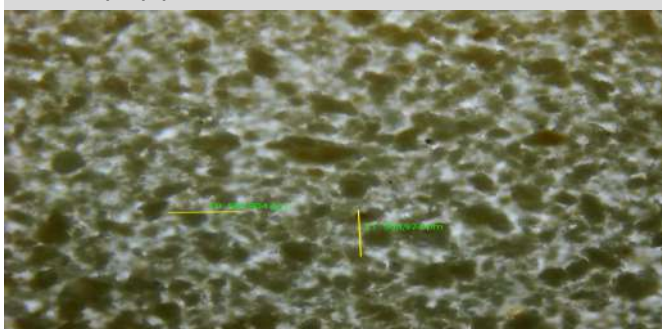


Рис. 2. Микроскопическое строение франколита и других минеральных составляющих фосфоритного шлама после обработки серной кислотой 8 г/л.

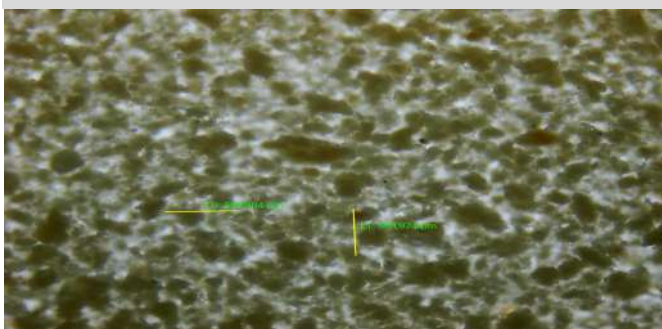


Рис. 3. Микроскопическое строение франколита и других минеральных составляющих фосфоритного шлама после обработки серной кислотой 40 г/л

При увеличении концентрации H_2SO_4 до 30 и 40 г/л на микроскопических снимках появились кристаллы гипса, напоминающие по своей структуре кристаллы кальцита с полупрозрачной, удлинённой и многогранной формой (рис. 3) при увеличении объектива микроскопа в 100 раз. Большое количество франколитовых зерен имели светло-коричневую окраску с разреженной структурой, их размер составлял от 20 до 50 микрон. Количество крупных зерен франколита, размером более 500 микрон в основных полях зрения составляли всего несколько штук. Минерал кальцит, по всей видимости, полностью разложился и превратился в кристаллы гипса. Эти кристаллы впоследствии стали объединяться в конгломераты (комки, сгустки), а некоторые превращались в удлинённые, тонкие нитевидные структуры, которые хорошо просматриваются.

К настоящему времени, удалось получить представление о морфологическом облике фосфоритов и о расположении основных минералов в их составе.

В заводской технологии предусмотрена подготовка шихты, которую формируют путем перемешивания руды из 1 и 2 пластов с добавлением минерализованной массы (чаще 10% P_2O_5 , реже 12% P_2O_5). Далее производится промывка шихты, которая осуществляется в 3 этапа на 3 гидроциклонах.

На первом гидроциклоне, после отмывки выходит фракция крупностью +5 мм, которая считается забалансовой, которую отправляют на специальное хранение.

На втором гидроциклоне продолжают отмывать фосфоритную руду, после которой выходит фракция крупностью +0,5 мм, которую называют минерализованной массой. Ее накопилось свыше 1,5 млн. т. Эту минерализованную массу добавляют при шихтовке к основному исходному материалу.

На третьем гидроциклоне, после отмывки выходит тонкая фракция фосфоритового шлама, которая откачивается в хвостохранилище.

Продукт после 3 гидроциклона высушивается и называется мытым кеком. Кек бывает 2 видов: 1 – мытый концентрат после ленточного фильтра с содержанием до 19% P_2O_5 ; 2 – вид кека, мытый сушеный, содержит до 23% P_2O_5 .

Для выполнения вышеизложенных этапов технологической схемы предварительно подготавливается раствор слабой водной концентрации серной кислоты от 6 до 8 г/л, которая добавляется для отмывки фосфоритной шихты в гидроциклонах в соотношении Т:Ж=1:10, перемешивается в них в течение 30 мин, затем из смеси

извлекается крупная фракция забалансовой руды, оставшаяся смесь перемещается для дальнейшей отмывки на 2 и 3 гидроциклонах, после чего производится отделение раствора от осадка.

Осадок, с содержанием P_2O_5 более 19,1% отправляется на переработку и получение концентрата. Предлагается дополнить основной продукт с фосфоритовым шламом и минерализованной массой, не выводя их из процесса, так как в них также образуется высокое содержание P_2O_5 .

Из технологической схемы следует, что отмывка руды осуществляется на гидроциклонах подкисленной сернокислотной водой. После первого гидроциклона, отбирается забалансовая руда, осадки второго и третьего гидроциклона вместе с минерализованной массой шлама, отправляется на сушку и обжиг, а из растворенных в воде мешающих и вредных примесей, извлекается уран селективными смолами. Появляется возможность внедрения безотходной технологии.

Технологическую воду с высокой жесткостью предлагается регенерировать и повторно использовать в процессе.

Библиографический список:

1. Tagaev I.A., Doniyarov N.A., Asrorov A., Murodov I.N., Usanbaev N.KH., Temirov U. Distinctive IR-Spectroscopic Features of Functional Groups of LowGrade Phosphorites After Microbiological and Acid Processing. IDEAS SPREAD: Land Science; V: 2. № 1; 2020 pp. 43-54. URL: <https://doi.org/10.30560/ls.v2n1p43>.
2. Murodov I.N., Tagayev I.A. The central Kysylkum phosphorites' origin character and conditions of determination of rare earth elements and uranium in them. XVI International FORUM-CONTEST of students and young researchers "Topical issues of rational use of natural resources". 17-19 June 2020. pp. 250-251.
3. Спиридонов В.С., Генкин М.В. Способ кислотной переработки бедных фосфоритов. URL: <https://patents.google.com/patent/RU2389712C2/ru>
4. Комарова З.А. Вещественный состав и обогатимость пробы микрозернистой фосфоритовой руды 1 месторождения Коксу (Казахстан) 2012, 11 с.

“GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA” 2021, №2 (85), pp. 64-66

VARIABILITY OF THE FORM AND SIZE OF FRANCOLITE GRAIN AND CALCITE IN PHOSPHORITE SLUDGE OF THE KYZYLKUM PHOSPHORITE PLANT AFTER ACID TREATMENT

¹Doniyarov N.A., Dean of the Faculty, Doctor of Technical Sciences, Associate Professor.

¹Tagaev I.A., Associate Professor, Candidate of Agricultural Sciences.

¹Asrorov A.A., Senior Lecturer.

¹Murodov I.N., doctoral student.

¹Navoi State Mining Institute, Navoi, Uzbekistan.

Abstract:

The article presents the results of studying the variability of the morphological structure of the main minerals in phosphorites - francolite and calcite. The main amount of the useful component - P_2O_5 (more than 70%) is concentrated in francolite. The destruction of francolite can lead to the formation of phosphorus compounds, which in turn may allow avoiding possible thermal treatment to obtain a concentrate in the future. The mineral calcite ($CaCO_3$) is also an important mineral and thermal enrichment involves the destruction of calcite and the release of CO_2 from it, which determines the principle of enrichment. The study of the shape of francolite and calcite under a microscope after acid treatment makes it possible to assess the variability of the external structure of these minerals.

Keywords: reactors, light sulfur and translucent crystals, microscopic analysis, gypsum, phosphogypsum.

References:

1. Tagaev I.A., Doniyarov N.A., Asrorov A., Murodov I.N., Usanbaev N.KH., Temirov U. Distinctive IR-Spectroscopic Features of Functional Groups of LowGrade Phosphorites After Microbiological and Acid Processing. IDEAS SPREAD: Land Science; V: 2. No. 1; 2020 pp. 43-54. <https://doi.org/10.30560/ls.v2n1p43>.
2. Murodov I.N., Tagayev I.A. The central Kysylkum phosphorites' origin character and conditions of determination of rare earth elements and uranium in them. XVI International FORUM-CONTEST of students and young researchers "Topical issues of rational use of natural resources". 17-19 June 2020. pp. 250-251.
3. Spiridonov V.S., Genkin M.V. Method for acid processing of poor phosphorites. URL: <https://patents.google.com/patent/RU2389712C2/ru>.
4. Komarova Z.A. The material composition and washability of a sample of micro-grained phosphorite ore 1 of the Koks deposit (Kazakhstan) 2012, 11 p.

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ МЕДНОГО ПРОИЗВОДСТВА УЗБЕКИСТАНА



Толипов Н.У.,
доцент кафедры филиала НИТУ
«МИСиС», г. Алматы,
канд. тех. наук



Косимов М.О.,
доцент кафедры филиала
НИТУ «МИСиС», г. Алматы,
канд. экон. наук



Аскарлов А.М.,
начальник ПТО рудоуправления
«Кальмакыр»

Maqolada Olmaliq kon-metallurgiya kombinati "Qolmaqir kon boshqarmasi"ning mis-porfirli rudalarini ochiq usulda qazib olish, xom ashyo bazasini istiqbolli rivojlantirish va past navdagi rudalardan kompleks foydalanish masalalari ko'rib chiqilgan.

Tayanch iboralar: geologiya, tektonika, kon ishlab chikarish, burg'ulash, portlatish ishlari, yuklash, karyer suvlari, tashish ishlari, balansdan tashqari agdarmalar, xomashyodan kompleks foydalanish.

В статье освещены основные направления деятельности рудоуправления «Кальмакыр» АО «Алмалыкского ГМК» по добыче медно-порфировых руд открытым способом, рассмотрены вопросы перспективного развития сырьевой базы и комплексного использования низкосортных забалансовых руд месторождения.

Ключевые слова: Геология, тектоника, производство горных работ, бурение, взрывные работы, погрузка, водоотлив, транспортировка, забалансовые отвалы, комплексное использование сырьевых ресурсов.

В 1954 г. институтом Гипроруда был выполнен технический проект разработки Кальмакырского месторождения медных руд, на базе которого намечалось создание крупнейшего в цветной металлургии горнодобывающего предприятия. Отработка месторождения была предусмотрена в течение 15 лет с годовой производительностью 8 млн. т руды в год от отметки +644 м с применением на погрузке горной массы 15 экскаваторов с емкостью ковша 3 м³, 20 буровых станков канатно-ударного бурения с вывозкой горной массы 10 самосвалами. График работы планировался трехсменный, восьмичасовой, при шестидневной рабочей неделе. Доставка руды на обогатительную фабрику и пустую породу на отвалы планировалась железнодорожным транспортом. Так и началось строительство рудника. Первые сотни т медной руды были добыты в 1956 г. Их заскладировали у борта центрального карьера, который назывался тогда горным участком № 1. Первым начальником строящегося рудника «Кальмакыр» был Бикинеев М.М. Вскоре его сменил Тарасов В.Н., затем начальником рудника стал Богатырев С.М. Акт приемки в эксплуатацию этого горнодобывающего предприятия был подписан 1 июля 1959 г.

Месторождение «Кальмакыр» расположено на северном склоне Кураминского хребта и сложено интрузивными и вулканогенными породами различного состава и возраста. Осадочные породы сохранились в виде осадков среди интрузивных пород.

Вулканогенно-осадочная толща прорвана и в значительной степени ассимилирована Алмалыкским сиенито-диоритовым интрузивом. Интрузив представлен серией постепенных переходов диорита, сиенито-диорита и сиенита с преобладанием сиенито-диоритовых разновидностей пород.

Сиенито-диориты пронизаны штокообразными и дайкообразными телами гранодиорит-порфира алмалыкского типа. Все перечисленные породы прорваны дайками аплита, сиенито-диорит-порфира, сиенит-порфира, гранодиорит-порфира, диоритового и диабазового порфира. Кварцевые порфиры в пределах месторождения сохранились в виде небольших ксенолитов, приуроченных к приконтактовым частям сиенито-диоритов-диоритов или сиенито-диоритов-известняков. При процессе метаморфизма кварцевые порфиры превращаются в кварц-серицитовые осветленные породы [1, 2, 3].

Андезито-дацитовые порфиры на месторождении залегают в виде пласта мощностью до 280 м.

Для локализации медного оруденения андезито-дацитовые порфиры нижнего девона по сравнению с кварцевыми порфирами являются менее благоприятными.

Песчано-карбонатные отложения живетского яруса на месторождении представлены переслаиванием песчаников и известняков мощностью до 120-130 м. Известняки мраморизованы и в значительной степени серпентизированы. Для локализации оруденения осадочные породы в условиях Кальмакырского месторождения неблагоприятны.

Сиенито-диориты Алмалыка слагают массив площадью около 50-55 км². Гранодиорит-порфиры алмалыкского типа прорывают диориты и сиенито-диориты и представлены четырьмя штокообразными телами общей площадью 1,5 км², имеющей в плане овальную форму, вытянутую в северо-западном направлении.

Общее падение рудного штокаверка подчинено падению контактов штока гранодиорит-порфира. В западной части Большого Кальмакыра он падает на юго-восток под углом 45-60°, а в восточной части Большого Кальмакыра и Малом Кальмакыре - на северо-восток под углом 25-70°.

На месторождении выделяются три природных типа руд: окисленные, смешанные и первичные сульфидные руды.

В настоящее время окисленные и смешанные руды сохранились главным образом в юго-восточной части месторождения. При подсчете запасов они отнесены к забалансовым.

Первичные сульфидные руды представлены прожилково-вкрапленной минерализацией. Рудоконтролирующая трещиноватость имеет разноориентированный характер без преобладания какой-либо системы.

Проведенные технологические исследования проб руд флангов и глубоких горизонтов месторождения в лабораторных и полупромышленных условиях подтвердили идентичность их перерабатываемым медным рудам на действующей обогатительной фабрике. Из них получены кондиционные медные и пиритные концентраты, медные продукты.

Плотность в массиве вмещающих интрузивных пород изменяется незначительно от 2,54 до 2,66 т/м³. Для сульфидных руд она составляет 2,65 т/м³, смешанных - 2,55 т/м³ и окисленных - 2,50 т/м³.

Одним из факторов, определяющих физико-механические свойства горных пород и соответственно параметры бортов карьера является их обводненность. Обводненные породы имеют прочностные характеристики на 10-30% меньше сухих.

Породы месторождения «Кальмакыр» претерпели сложные и многократные тектонические подвижки, которые характеризуются проявлениями нескольких эпох тектогенеза: каледонского, герцинского, альпийского. Тектонические движения этих эпох выражены складчатостью и разрывными нарушениями разного масштаба.

Исходя из тектонической схемы района, месторождение «Кальмакыр» расположено на перегибе двух крупных линейно-вытянутых в северо-западном направлении складчатых структур второго порядка. На самом месторождении в останцах карбонатных пород можно выделить три брахиформные складчатые структуры более низкого порядка.

Самой структурой месторождения является Западно-Алмалыкский долгоживущий глубинный разлом северо-западного направления. Наличие этой структуры обусловило внедрение штоков гранодиоритпорфиров Алмалыкского типа.

В пределах месторождения этот разлом сечется крупными разломами субширотного простирания: Карабулакским, Кальмакырским, Северо-Каратагским, Бургундинским и др. разломами.

Бургундинский разлом субширотного простирания ограничивает рудное поле с юга. Собственно штокерковое оруденение месторождения «Кальмакыр» к нему не приурочено. В районе месторождения разлом имеет падение 55-77° и выражен зоной дробления мощностью от 2 до 20 м среди пород висячего бока.

Карабулакский разлом имеет крутое падение (80-85°) и представлен мощной 20-95 м зоной дробления, сложенной сильно измененными развальцованными породами кварц-серицитового состава. Кроме того, выделяются полосы глинистого материала, четко ограниченные тектоническими поверхностями мощностью от 0,8 до 13 м [1, 2].

Кальмакырский разлом имеет выдержанное падение 65-75° на юг и характеризуется зоной рассланцованных, серицитизированных и хлоритизированных пород. Разлом является естественной границей между Малым и Большим Кальмакыром, образующих единый рудный штокерк. Указанный штокерк прослежен в северо-западном направлении.



Рис. 1. Общий вид карьера «Кальмакыр».



Рис. 2. Производство взрывных работ на карьере «Кальмакыр»

С северо-запада он ограничен Карабулакским разломом, а юго-западная, юго-восточная и северо-восточная границы условные и определяются по данным опробования.

В блоке между Карабулакским и Кальмакырским разломами медно-порфировые руды к западу соединяются с рудными штокерками месторождения «Дальнее».

Строительство рудника началось в 1954 году, в эксплуатацию рудник сдан 1 июля 1959 года.

Общая характеристика руды и породы карьера «Кальмакыр»:

– категория крепости - коэффициент Крепости по Протодьяконову - 10-14;

– коэффициент разрыхления - 1,5;

– объемный вес руды составляет 2,62 т на 1 м³.

С начала ввода в эксплуатацию по сегодняшний день с карьера «Кальмакыр» вывезено 1 113 054 300 м³ горной массы, добыто 1 311 957 400 т руды, вывезено во внешние отвалы 610 340 800 м³ вскрышных пород.

В настоящее время карьер имеет следующие размеры:

– длина по поверхности - 4000 м;

– ширина - 2000 м;

– глубина по верхней отметке до дна карьера - 545 м;

– отметка дна карьера - 370 м;

– угол наклона бортов - 35-40°.

Проектом принята транспортная (комбинированная) система разработки с вывозкой вскрыши во внешние отвалы. Перемещение фронта работ в карьере - параллельное, а при переходе на спиральный съезд - веерное с поворотным пунктом уступных путей у съездной траншеи.

Карьер имеет грушеобразную форму с утолщением его в восточной части. Горизонты выше отметки +680 м – Г-образной формы с параллельным подвиганием забоев, ниже +680 м – П-образной формы.

В настоящее время на руднике нарезаны 24 уступа, постоянно в работе находятся 16-17. Минимальная ширина рабочих площадок составляет 40-60 м, длина рабочего фронта экскаватора на верхних горизонтах 800-1000 м, на нижних 600-800 м. Высота уступов от верхней отметки до гор. +670 м – 22,5 м, ниже – 15 м predetermined применяемым погрузочным оборудованием.

Месторождение разрабатывается транспортной системой. Автомобильный транспорт применяется на вскрышных работах на участках отм. +827 м, а также при проведении капитальных и разрезных траншей при вскрытии новых горизонтов. В карьере ежемесячно работают порядка 10-12 автосамосвалов БелАЗ-75131 грузоподъемностью 130 т. Среднее расстояние откатки на автоотвалах 3,2 км, на перегрузочный узел 3,5 км. В комплексе с автотранспортом работают всего 2 экскаватора - ЭКГ-12,5 и ЭКГ-10 (последний - на вывозе вскрыши), на нарезке новых горизонтов и транспортировки руды с них на перегрузочный узел - 4 экскаватора ЭКГ-10 и ЭКГ-8И. В комплексе с автотранспортом работают всего 2 экскаватора - ЭКГ-12,5 и ЭКГ-10 (последний - на вывозе вскрыши), на нарезке новых горизонтов и транспортировки руды с них на перегрузочный узел - 4 экскаватора ЭКГ-10 и ЭКГ-8И.

Подготовка горной массы к выемке ведется буровзрывным способом.

Бурение взрывных скважин на руднике производится буровыми станками СБШ-250 МН-32 в количестве 18 единиц. На карьере «Кальмакыр» на каждом уступе работает, как правило, один буровой станок, обеспечивающий бурение для добычи 1 млн. м³ горной массы в год. Добычные и вскрышные работы ведутся на 25 уступах. По проекту 16 уступов имеют высоту 15 м, 9 уступов - 22,5 м. Угол откоса уступа 70-80°.

Режим работы карьера - круглосуточный, в две смены по 12 ч, для взрывного участка - односменный с двумя выходными днями в неделю. Взрывы производятся один раз в неделю.

Бурение скважин производится шарошечными долотами диаметром 244,5 мм.

Производительность одного списочного бурового станка составляет 20-21 км/год. Глубина скважин зависит от высоты уступа и составляет: на уступе высотой 22,5 м - 28 м, на уступе высотой 15 м - 18 м.

В зависимости от категории пород применяется различная сетка скважин. В породах I категории, сетка - 9,5 x 9; II категории - 8,5 x 8; III категории - 7 x 6,5 м.

Для заряжения скважин применяются смесительно-зарядные машины, имеющие три емкости: для эмульсии, гранулированной селитры и дизельного топлива. В определенном соотношении в скважину подается по шлангу эмульсия АНФО.

В качестве основного метода ведения взрывных работ принят метод вертикальных скважинных зарядов рыхления. Способы взрывания последних - с помощью детонирующего шнура (ДШ) и электрический. Для достижения требуемой степени дробления горной массы предусмотрены две схемы короткозамедленного взрывания (КЗВ). Иницирование скважинных зарядов - бескапсюльное с помощью детонирующего шнура (ДША, ДШЭ-12), пиротехнических реле замедлений (РП-8) и электродетонаторов мгновенного (ЭД-8-Э, ЭД-8-Ж) и короткозамедленного (ЭДКЗ-ПКМ-15, ЭДКЗ-П-25) действия.

Устойчивость бортов карьера на его проектном контуре обеспечивается предварительным щелеобразованием: взрывают контурные заряды с опережением во времени по отношению к взрыву зарядов рыхления.

Погрузка горной массы в транспортные средства производится экскаваторами циклического действия типа - прямая механическая лопата. В настоящее время на руднике «Кальмакыр» эксплуатируется 28 единиц экскаваторов типа ЭКГ, объемом ковша 8-15 м³, плюс 13 экскаваторов типа ЭКГ, объемом ковша 5-10 м³ на Накпайсайских и Алмалыксайских железнодорожных отвалах (включая буферный склад МОФ и балластную базу).

Экскаватор отгружает вынимаемую за одну заходку горную массу в направлении от приходной части горизонта в сторону тупика, дойдя до которого возвращается в приход, подбирая развал от произведенного взрыва, либо вхолостую. После этого с прихода осуществляют передвижку путей в новое положение и экскаватор начинает отработку следующей заходки. Поскольку передвижка пути занимает определенное время (не менее 24 ч), планово-предупредительный ремонт экскаватора на практике стараются совместить с ней по времени и вести параллельно.

Перевозка вскрышных пород и руд производится электрифицированным железнодорожным транспортом широкой колеи. Тяга на постоянном токе напряжением 3,3 кВ, локомотивы марки ПЭ-2 м сцепным весом 360 т. при двух моторных думпкарах, грузоподъемность думпкаров 2ВС-105 - 105 т. Обычно в работе находится 32-35 локомотивов с 13 думпкарами в каждом.

Общая протяженность железнодорожных путей на руднике составляет порядка 55 км, из них 43 км - внутрикарьерные и 12 км на отвалах. Среднее расстояние транспортировки по железной дороге составляет:

- руды - 15 км;
- вскрыши - 8 км.

На 2020 год прогнозом производства установлена перевозка железнодорожным транспортом 23,9 млн м³ горной массы рудника «Кальмакыр», в том числе 11 млн³ вскрышных пород.

Перевозка вскрыши с верхних горизонтов (+760 м и выше) в отвал и руды на перегрузочные узлы осуществляется автомобильным транспортом, откуда руда (порода) перегружается в железнодорожный транспорт и доставляется на обогатительные фабрики либо на железнодорожные отвалы, в зависимости от классификации горной массы.

За контур карьера вскрыша вывозится:

- автомобилями «БелАЗ» 75-131 грузоподъемностью 130 т.
- автомобилями «БелАЗ» 75-307 грузоподъемностью 220 т.

На 2020 год объем вывоза пустых пород за контур карьера на автомобильные отвалы составляет 5 млн. м³.

На перегрузочные узлы руда вывозится автомобилями «БелАЗ» 75-131 грузоподъемностью 130 т.

На 2020 год объем перевозки горной массы на перегрузочные узлы, составляет 9,8 млн. м³.

Всего по руднику «Кальмакыр» имеется 5 перегрузочных узлов, на каждом из которых установлен экскаватор типа ЭКГ объемом ковша 10-15 м³, посредством которых осуществляется перегрузка горной массы, отгруженной автомобильным транспортом, в железнодорожные составы.

К северо-востоку от борта карьера размещается производственный участок по приемке вскрышных пород № 1 или Накпайсайские железнодорожные отвалы. На отвалах размещается пустая порода и забалансовая руда с верхних горизонтов месторождения. Отвалы - экскаваторные, на каждом железнодорожном тупике находится один экскаватор ЭКГ - 8И, всего 4 экскаватора.

Производственный участок по приемке вскрышных пород № 2 или Алмалыксайские железнодорожные отвалы расположены к западу от борта рудника на расстоянии около 10 км, на котором размещается пустая порода и забалансовая руда.

По мере переноски железнодорожных путей в новое положение одновременно переносится и контактная сеть.

Рудничная и отвальная контактная сеть имеет боковую подвеску контактного провода, в связи с характером погрузочно-разгрузочных работ в карьере и на отвалах.

Вода в карьер поступает от трех источников: атмосферные осадки (в основном в декабре-июне); трещинные воды палеозойских пород; грунтовые воды речных долин. Согласно расчетам, возможный водопиток со стороны долины Накпайсай составляет 100 м³/ч, из палеозойских пород - около 300 м³/ч, динамический поток из аллювиальных отложений Алмалыксай - 80-100 м³/ч. Таким образом, максимальный суммарный приток подземных вод в карьер равен 480-500 м³/ч. Питание подземных вод происходит за счет инфильтрации атмосферных осадков.

В 1984 г. русло Алмалыксай перекрыли в верховьях плотиной, а воду отвели в тоннель, пройденный под хребтом и выходящий в долину реки Накпайсай. Длина тоннеля 600 м, площадь поперечного сечения 6 м². Воду из карьера откачивают следующим образом. В северной части карьера, на самом нижнем горизонте (в настоящее время - на отм. +370 м) имеется зумпф вместимостью 250 м³, глубиной 8-10 м. Выше уровня воды на 0,6-1 м установлены 4 насоса ЦНС-300/320 (подача 300 м³/ч, мощность двигателя 250 кВт, напряжение 6 кВ). От каждого насоса проложены трубопроводы диаметром 219 мм на расстоянии 150-200 м друг от друга во избежание одновременного повреждения их взрывными работами, экскаваторами и т. д.

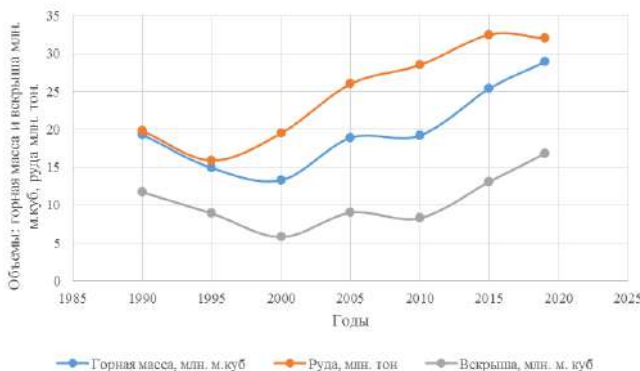


Рис. 3. Добыча руды, вскрыши и горной массы по руднику «Кальмакыр»



Рис. 4. Погрузка горной массы на автомобиль «БелАЗ» 75-307

Откачиваемые воды дополнительно осветляются в очистных сооружениях, осветленная вода поступает самотёком через трубу диаметром 500 мм в насосную станцию и по трубопроводу перекачивается на медную обогатительную фабрику № 2 для производственных нужд.

В соответствии с Постановлением Президента Республики Узбекистан от 1 марта 2017 г. «О мерах по расширению производственных мощностей АО «Алмалыкский ГМК» на базе месторождения «Дальнее» на комбинате реализуется инвестиционный проект «Освоение месторождения Дальнее».

Согласно протоколу Государственной комиссии по запасам полезных ископаемых при Кабинете Министров Республики Узбекистан, это месторождение было переименовано в «Ёшлик I».

На АО «Алмалыкском ГМК» ведется масштабная работа по реализации этого многогранного проекта, который обеспечит дальнейшее сбалансированное развитие комбината с расширением его производственных мощностей и укреплением сырьевой базы за счет разработки медно-молибденовых руд нового месторождения.

Месторождение «Ёшлик-I», расположено на северном склоне Кураминского хребта, в одном километре от города Алмалык по соседству с действующим рудником «Кальмакыр». Разработка месторождения осуществляется карьером, входящим в структуру рудоуправления «Кальмакыр». На сегодняшний день на данном месторождении ведутся вскрышные, горно-капитальные и строительно-монтажные работы.

Генеральным проектировщиком этого грандиозного строительства определено АО «Гипроцветмет» (Россия). В перспективе планируется создать более 6 000 новых рабочих мест и 4 000 новых рабочих мест по смежным предприятиям республики.

Вовлечение в обработку месторождений «Дальнее», «Северо-Западный Балыкты» и «Карабулак» практически в два раза увеличивает обрабатываемые запасы района и дает возможность увеличить в 2 раза мощности медного производства Алмалыкского ГМК, по сравнению с проектной. Такое увеличение масштаба производства должно примерно на 15% снизить себестоимость производства продукции. Следовательно, если всю разницу в себестоимости продукции отнести на счет месторождений, обеспечивающих рост масштаба производства, то окажется, что вовлечение в разработку месторождений «Дальнее», «Северо-Западный Балыкты» и «Карабулак» снижает удельные эксплуатационные затраты на производство готовой продукции меди. Если к тому же учесть, что обработка месторождений «Дальнее» и «Северо-Западный Балыкты» снижает объем вскрышных работ на месторождении «Кальмакыр» на сотни миллионов кубометров и способствует уменьшению удельных капитальных затрат за счет комплексного решения вопросов транспорта, энергоснабжения и целого ряда других, то высокая эффективность вовлечения в разработку этих месторождений становится очевидной.

Таким образом, совместная обработка пяти месторождений района («Кальмакыр», «Сарычеку», «Дальнее», «Северо-Западный Балыкты» и «Карабулак») дает возможность значительно (в 2-3 раза) увеличить мощность медного производства Алмалыкского ГМК.

Выявленные к настоящему времени суммарные запасы этих месторождений практически равны запасам Кальмакыра («Дальнее» - 78%, «Северо-Западный Балыкты» - 10% и «Карабулак» - 12%). Среднее содержание меди в руде данных месторождений в 1,1 раза выше, чем в Кальмакырской. Однако в связи с тем, что содержание попутных компонентов (молибдена и золота) в руде этих месторождений ниже, чем на Кальмакыре, содержание условной меди в их руде практически равно таковому же по Кальмакыру (при современном уровне комплексности использования сырья).

Горно-геологические условия данных месторождений благоприятные, что дает возможность практически полностью обработать их открытым способом: месторождения «Дальнее» и «Северо-Западный Балыкты» до глубины 700 м, «Карабулак» - до глубины 400 м [4].

Сближенность данных месторождений между собой и с месторождением «Кальмакыр» позволяет разработать их комплексно, единым карьерным полем, которое со временем должно превратиться в единый гигантский карьер протяженностью по поверхности: по длинной оси - 7 км, по короткой - 3 км.

Коэффициент вскрыши при обработке указанных месторождений несколько выше, чем при обработке Кальмакыра, но значительно ниже предельного. Если принять средний эксплуатационный коэффициент вскрыши при обработке месторождения «Кальмакыр» за единицу, то для остальных месторождений он составит: «Дальнее» - 2, «Северо-Западный Балыкты» - 5, «Карабулак» - 1,8.

Учитывая, что погашение горно-подготовительных работ в себестоимости добычи на Кальмакыре должно составлять примерно 50% (в настоящее время оно составляет 45%), то превышение коэффициента вскрыши должно увеличить себестоимость добычи руды на месторождении «Дальнее» в 1,5 раза, на месторождении «Северо-Западный Балыкты» в 3 и на месторождении «Карабулак» - в 1,4 раза. Удельная себестоимость добычи руды на месторождении «Кальмакыр» составляет примерно 25% от общей себестоимости добычи руды и извлечения из нее полезных компонентов.

Эффективность обработки месторождения «Кальмакыр» может быть повышена за счет вовлечения в переработку забалансовых руд.

Вовлечение в переработку забалансовых руд месторождения «Кальмакыр», расположенных в проектном контуре карьера, дает возможность медному производству АО «Алмалыкский ГМК» увеличить выпуск меди на 6,5% и условной меди на 8% при равных эксплуатационных и более низких (в 1,75 раза) удельных капитальных затратах. Поскольку эксплуатационные затраты на переработку руд и концентратов имеют тенденцию к снижению во времени, а извлекаемая из них ценных компонентов возрастает, то в перспективе экономичность переработки забалансовых руд, расположенных внутри карьера, будет непрерывно возрастать.

Еще более значительным резервом повышения эффективности обработки месторождения «Кальмакыр» является расширение границ карьера и увеличение на этой основе его производительной мощности.

Запасы полезных компонентов, находящиеся за пределами проектного контура карьера, по категориям В+С₁+С₂ по отношению к таковым же запасам в балансовых рудах в контуре карьера составляют 110% (медь) и 118% (условная медь). В том числе за пределами карьера находится 34% балансовых запасов меди от таковых же в контуре карьера. Отношение средних содержаний полезных компонентов в руде за пределами карьера и в контуре его составляет 0,65 (медь) и 0,70 (условная медь).

На основании изложенного можно сделать вывод, что медное производство АО «Алмалыкский ГМК» имеет все предпосылки для сохранения высоких темпов повышения комплексности использования сырья. В ближайшие 10-20 лет повышение извлечения условной меди (медь + попутные компоненты) составит около 1% в год от достигнутого к настоящему моменту.

Повышение комплексности использования сырья в цветной металлургии является высокоэффективным мероприятием.

Вовлечение в переработку забалансовых руд, расположенных в проектном контуре карьера «Кальмакыр» снизит затраты на добычу балансовых руд, во-первых, за счет уменьшения объема горной массы, складываемой в отвалы, и, во-вторых, за счет значительного улучшения и упрощения технологии обработки балансовых руд, так как совместная обработка балансовых и забалансовых руд во многих случаях дает возможность перейти от селективной обработки рудных тел к валовой. Последнее дает возможность удлинить фронт работ, увеличить высоту уступа, сократить потери металла при добыче, применить более мощную технику и провести другие мероприятия, обеспечивающие снижение удельных затрат на добычу балансовых руд.

Суммарная извлекаемая ценность из 1 т забалансовых руд при современном уровне извлечения полезных компонентов в готовую продукцию на АО «Алмалыкском ГМК» составляет 57% от таковых же для балансовых руд.

Целесообразность перехода на производство и переработку низкосортных медных концентратов, а также на производство и переработку пиритного концентрата объясняется тем, что действующая на Алмалыкской МОФ технология обогащения не обеспечивает полного извлечения из руды пирита и других рудных минералов в концентраты и тем самым не способствует максимально полному комплексному использованию сырья.

Фактическое извлечение пирита в медный концентрат составляет 35-40%. При переходе же на технологию с производством пиритного концентрата извлечение пирита в концентраты можно довести до 85-90%. Суммарная ценность полезных компонентов, заключенных в пирите, в 1 т добытой руды составляет 45-50% от таковой же в халькопирите, т. е. совершенно очевидно значение повышения извлечения

пирита в концентрат для повышения комплексности использования сырья.

Таким образом, вопросы комплексного использования сырья являются надежной основой дальнейшего значительного расширения и развития медного производства не только АО «Алмалыкский ГМК», но и Республики Узбекистан в целом.

Библиографический список:

1. Моисеева М.И. Минералогия рудных месторождений северо-восточной части Кураминского хребта и сопредельных районов // Ташкент, Издательство «Фан» УзССР, 1969 г. 226 с.
2. Мусин Р.А. Формации рудных метасоматитов и металлогенические особенности Алмалыкского района // Ташкент, Издательство «Фан» УзССР, 1970 г. 191 с.
3. Клиблей Г.Х., Мусин Р.А., Айзенштат В.И. К вопросу о первичной природе сиенито-диоритового массива Алмалыкского района // «Узбекский геологический журнал», № 4, 1972 г. С. 44-50.
4. Туляганов Х.Т., Гарьковец В.Г., Рамазанов М.Р., Бадалов С.Т. и др. Медно-порфировые месторождения Алмалыка // Издательство «Фан» УзССР, 1974 г. 326 с.

“GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA” 2021, №2 (85), pp. 67-71

THE CURRENT STATE AND INCREASING THE EFFICIENCY OF THE RAW MATERIALS BASE OF THE COPPER PRODUCTION OF UZBEKISTAN

¹Tolipov N.U., Associate Professor of the Department, Cand. tech. sciences.
¹Kosimov M.O., Associate Professor of the Department, Cand. econom. Sciences.
²Askarov A.M., Head of PTD.

¹NUST MISIS branch, Almalyk, Uzbekistan.
²Mining department “Kalmakyr”, Almalyk, Uzbekistan.

Abstract:

The main activities of the Kalmakyr Ore Administration of Almalyk MMC AO for the extraction of porphyry copper ores by the open method are highlighted, the issues of the prospective development of the raw material base and the integrated use of low-grade off-balance ores of the deposit are considered.

Keywords: Geology, tectonics, mining operations, drilling, blasting operations, loading, drainage, transportation, off-balance dumps, integrated use of raw materials.

References:

1. Moiseeva M.I. Mineralogy of ore deposits in the northeastern part of the Kuramin ridge and adjacent areas // Tashkent, Publishing House "Fan" UzSSR, 1969. P. 226.
2. Musin R.A. Formations of ore metasomatites and metallogenic features of the Almalyk region // Tashkent, Publishing House "Fan" of the Uzbek SSR, 1970. P. 191.
3. Klibley G.X., Musin R.A., Aizenshtat V.I. To the question of the primary nature of the syenite-diorite massif of the Almalyk region // "Uzbek Geological Journal", 1972, № 4, pp. 44-50.
4. Tulyaganov Kh.T., Garkovets V.G., Ramazanov M.R., Badalov S.T. end etc. Copper-porphyry deposits of Almalyk // Publishing house "Fan" UzSSR, 1974. P. 326

СТАНОК ВЕРТИКАЛЬНЫЙ ФРЕЗЕРНО-РАСТОЧНОЙ

НФ-630



ИЧМБ
ОАО НМЗ
производственное объединение

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

СИСТЕМА СЕРТИФИКАЦИИ
ISO 9001:2008 SGS

ИССЛЕДОВАНИЕ ИЗНОСОСТОЙКОСТИ ПОВЕРХНОСТНЫХ ПОКРЫТИЙ ЛИТЫХ ДЕТАЛЕЙ РАЗЛИЧНЫХ МАШИН И ОБОРУДОВАНИЯ



Тилабов Б.К.,
профессор кафедры
«Технология машиностроения»
Алмалыкского филиала
ТашГУ им. И. Каримова, д.т.н.



Мухамедов А.А.,
профессор кафедры
«Материаловедение»
факультета механики ТашГУ
им. И. Каримова, д.т.н.



Нормуродов У.Э.,
ассистент кафедры
«Материаловедение»
факультета механики
ТашГУ им. И. Каримова

Maqolada metallurgiya va avto traktor qishloq xo'jalik mashinasozligida foydalaniladigan mashina va uskunalarining quyma detallari uchun yeyilishga bardoshli materiallar ko'rilgan. Gazlanuvchi penopolistirolli modellar bo'yicha quymakorlik usulida yeyilishga bardoshli qattiq qotishmali qatlamlar bilan olingan namunalar tavsiya etilgan. Tahlil qilingan har xil markali po'latlarning kimyoviy tarkibi keltirilgan. Namunalarni ikki marta faza qayta kristallanish termik ishlovigacha va termik ishlovdan keyingi abraziv eyilishga sinovlar o'tkazilgan. Quy-ma namunalar va detallarga ikki marta faza qayta kristallanish termik ishlov berilganda eyilishga chidamligi mavjud buyumlarga nisbatan 3-4 barobar yuqori ekanligi ko'rsatilgan.

***Tayanch iboralar:** gazga aylanuvchi penomodel, quyma namunalar, sormaytli qattiq qotishmali qoplamalar, eyilishga bardoshli qattiq qotishma, ikki marta faza qayta kristallanish, termik ishlov berish, toblash, bo'shatish, mikrostrukturalar, namunalar qattiqiligi, abraziv eyilishga bardoshliligi va uzoq muddatli ishlashi.*

В статье рассмотрены износостойкие материалы для литых деталей машин и оборудования, используемых в металлургии и автотракторо-сельхоз машиностроении. Представлены образцы с износостойким твердосплавным покрытием, полученным путем литья по пенополистироловым газифицируемым моделям. Приведены химические составы исследованных различных марок сталей. Проведены испытания на абразивный износ образцов до и после термической обработки с двойной фазовой перекристаллизацией. Показано, что термическая обработка с двойной фазовой перекристаллизацией повышает износостойкость литых образцов и деталей в 3-4 раза по сравнению с серийными изделиями.

***Ключевые слова:** газифицируемая пеномодель, литые образцы, сормайтовое твердосплавное покрытие, термическая обработка с двойной фазовой перекристаллизацией, микроструктура, твердость, абразивная износостойкость.*

Одними из наиболее важных задач сельскохозяйственного машиностроения являются повышение эксплуатационных свойств и качества, а также удлинение сроков службы деталей машин и механизмов [1]. Это требует широкого использования прочных и износостойких материалов на основе твердого сплава типа сормайт ПГ-С27 [2], а также внедрения новых современных технологических методов, улучшающих эксплуатационные свойства и повышающих сроки службы деталей машин и оборудования.

Машины, применяемые в металлургической и автотракторосельхоз-машиностроительной отрасли, выходят из строя вследствие интенсивного абразивно-коррозионного или ударно-абразивного износа [3] основных деталей машин и механизмов. Одним из наиболее простых и результативных способов продления жизни сельхозмашин является изготовление их из износостойких твердых сплавов типа сормайт ПГ-С27 путем литья по пенополистироловым [2, 4] газифицируемым моделям.

В настоящей статье приводятся материалы по исследованию абразивной износостойкости среднеуглеродистых и марганцовистых сталей.

Как показали исследования, сопротивление металлов абразивному износу [2, 3] зависит, прежде всего, от их химического состава и механических свойств, а также оптимальной термической обработки. При этом износостойкость тесно связана с твердостью структурных составляющих и будет тем выше, чем выше их твердость и чем больше в сплаве твердых составляющих. Поэтому абразивную износостойкость сталей можно существенно повысить, легируя твердые растворы и создавая специальные карбиды M_7C_3 , $M_{23}C_6$ и др.

Имеющиеся данные о износостойкости различных сталей [5, 6] в абразивной среде недостаточны для обобщений, поэтому нам при-

шлось исследовать различные марки сталей, чтобы на этой основе выявить зависимость между абразивной износостойкостью стали, её химическим составом, свойством и микроструктурой [7, 8].

Знание таких закономерностей позволило бы обоснованно выбирать марку стали и назначать оптимальную термическую обработку для деталей машин, работающих в тяжелых условиях абразивного изнашивания.

Для исследования были выбраны следующие марки сталей: среднеуглеродистые (сталь 20, 25, 30, 35ГЛ, 40ГЛ) и марганцовистые (сталь 65Г).

Стали для исследования поставлялись в отожженном и закаленном состоянии диаметрами 70x30x15 и 70x35x15. Размеры и форма образцов для абразивного износа представлены на рис. 1.

Химический состав сталей приведен в табл.1. Из всех указанных в ней сталей изготавливались специальные образцы для испытания на абразивный износ. Для этого были выбраны образцы из углеродистой стали (20, 25, 30) и литые образцы из качественной среднеуглеродистой стали (35ГЛ, 40ГЛ), полученные путем литья по пенополистироловым газифицируемым моделям, а также из марганцовистой стали (65Г) и подвергали различным режимам термической обработки (закалка от 900° до 1150°С) и (отпуск от 200° до 600°С).

Все образцы с твердосплавным покрытием до и после термической обработки с двойной фазовой перекристаллизацией были проверены на абразивную износостойкость [8, 9]. Эти образцы по очередности испытывались на абразивное изнашивание на машине трения ПВ-7 с незакрепленным абразивным материалом. Время испытания для каждого образца 30 мин. Для экспериментальных литых образцов с покрытием испытания повторялись 5-6 раз, а для стандартных сталей (образцов) – 6-8 раз. Твердосплавное покрытие резко увеличивает

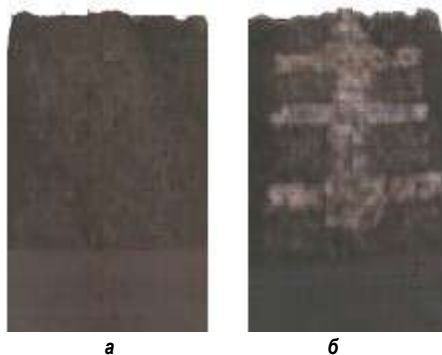


Рис. 1. Специальные образцы с толщиной твердосплавного покрытия 2,0-2,5 мм для испытания на абразивный износ на машине трения ПВ-7: а – до испытаний; б – после испытаний

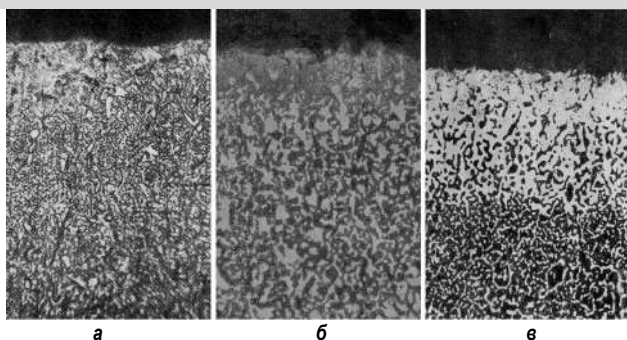


Рис. 2. Микроструктура литых стальных образцов, полученных с износостойким твердосплавным покрытием с толщиной слоя: а – 2,0 мм; б – 2,5 мм; в – 3,0 мм X500

износостойкость: чем больше толщина покрытия, тем меньше величина износа. Результаты испытания абразивного износа образцов из стали 20, 25, 30 и литого образца 35 ГЛ, 40 ГЛ, а также 65 Г до и после термической обработки приведены в *табл. 2-3*.

Результаты испытания абразивного износа образцов после термической обработки приведены в *табл. 3*.

Как видно из *табл. 2-3*, проведенные нами испытания на абразивное изнашивание образцов с толщиной слоя обмазки 2,0 и 2,5 мм полностью соответствуют результатам полевых испытаний (*табл. 4*), которые действительно повышают износостойкость литых деталей после термической обработки с двойной фазовой перекристаллизацией в три и четыре раза [8, 9].

На основании выполненных исследований для проведения полевых испытаний были изготовлены четыре опытные партии деталей по 20 шт. в каждой партии. Первая партия была изготовлена по серийной технологии из стали 20, вторая - из стали 35 ГЛ без твердосплавных покрытий, третья - из стали 35ГЛ с износостойким твердосплавным покрытием, четвертая - из стали 35ГЛ с износостойким твердосплавным покрытием после термической обработки с двойной фазовой перекристаллизацией. Величина износа образцов определялась весовым методом, после работы культиватора в течение времени для

Таблица 1

Химический состав исследованных сталей							
Марка стали	Содержание элементов, в % (не более)						
	C	Si	Mn	Cr	Ni	P	S
углеродистые стали							
20	0,17-0,24	0,17-0,37	0,35-0,65	0,25	0,25	0,040	0,040
25	0,22-0,29	0,17-0,37	0,50-0,80	0,25	0,25	0,040	0,040
30	0,27-0,34	0,17-0,37	0,50-0,80	0,25	0,25	0,040	0,040
качественные среднеуглеродистые и марганцовистые стали							
35ГЛ	0,32-0,39	0,17-0,37	0,70-0,95	0,28	0,27	0,040	0,040
40ГЛ	0,37-0,44	0,17-0,37	0,75-1,0	0,28	0,27	0,040	0,040
65Г	0,62-0,70	0,17-0,37	0,90-1,20	0,28	0,27	0,040	0,040

Таблица 2

Абразивный износ углеродистых сталей

№ п/п	Марка стали	Время испытания, мин	Износ до испытания, г	Износ после испытания, г	Разница износа до и после испытания, г
Абразивный износ углеродистой стали №01 до термической обработки					
1.	20	30	141,2263	141,2230	0,0033
2.	20	30	141,2230	141,2202	0,0028
3.	20	30	141,2202	141,2179	0,0023
4.	20	30	141,2179	141,2161	0,0018
5.	20	30	141,2161	141,2148	0,0013
6.	20	30	141,2148	141,2140	0,0008
7.	20	30	141,2140	141,2136	0,0004
8.	20	30	141,2136	141,2136	0,0000
Абразивный износ углеродистой стали №02 до термической обработки					
1.	25	30	142,2854	142,2824	0,0030
2.	25	30	142,2824	142,2800	0,0024
3.	25	30	142,2800	142,2781	0,0019
4.	25	30	142,2781	142,2767	0,0014
5.	25	30	142,2767	142,2757	0,0010
6.	25	30	142,2757	142,2750	0,0007
7.	25	30	142,2750	142,2747	0,0003
8.	25	30	142,2747	142,2747	0,0000
Абразивный износ углеродистой стали №03 до термической обработки					
1.	30	30	143,4897	143,4770	0,0027
2.	30	30	143,4770	143,4748	0,0022
3.	30	30	143,4748	143,4731	0,0017
4.	30	30	143,4731	143,4718	0,0013
5.	30	30	143,4718	143,4708	0,0010
6.	30	30	143,4708	143,4701	0,0007
7.	30	30	143,4701	143,4698	0,0003
8.	30	30	143,4698	143,4698	0,0000
Абразивный износ литого образца №1 с толщиной покрытия 2,0 мм до термической обработки					
1.	35ГЛ	30	144,4095	144,4078	0,0017
2.	35ГЛ	30	144,4078	144,4064	0,0014
3.	35ГЛ	30	144,4064	144,4054	0,0010
4.	35ГЛ	30	144,4054	144,4048	0,0006
5.	35ГЛ	30	144,4048	144,4045	0,0003
6.	35ГЛ	30	144,4045	144,4045	0,0000
Абразивный износ литого образца №2 с толщиной покрытия 2,5 мм до термической обработки					
1.	40ГЛ	30	144,5498	144,5482	0,0016
2.	40ГЛ	30	144,5482	144,5469	0,0013
3.	40ГЛ	30	144,5469	144,5459	0,0010
4.	40ГЛ	30	144,5459	144,5453	0,0006
5.	40ГЛ	30	144,5453	144,5450	0,0003
6.	40ГЛ	30	144,5450	144,5450	0,0000
Абразивный износ литых экспериментальных образцов					
Абразивный износ марганцовистой стали №04 до термической обработки					
1.	65Г	30	144,4494	144,4471	0,0023
2.	65Г	30	144,4471	144,4451	0,0022
3.	65Г	30	144,4451	144,4433	0,0018
4.	65Г	30	144,4433	144,4419	0,0014
5.	65Г	30	144,4419	144,4409	0,0010
6.	65Г	30	144,4409	144,4403	0,0006
7.	65Г	30	144,4403	144,4400	0,0003
8.	65Г	30	144,4400	144,4400	0,0000

обработки 150-230 га посевных гектаров. Также определяли относительную износостойкость образцов по сравнению с серийными деталями. Полевые испытания были проведены в различных областях (районах) Республики Узбекистан и получены почти одинаковые результаты (*табл. 4*).

Таблица 3
Абразивный износ углеродистых сталей

№ п/п	Марка стали	Время испытания, мин	Износ до испытания, г	Износ после испытания, г	Разница износа до и после испытания, г
Абразивный износ углеродистой стали №01 после термической обработки					
1.	20	30	138,6089	138,6074	0,0015
2.	20	30	138,6074	138,6062	0,0012
3.	20	30	138,6062	138,6053	0,0009
4.	20	30	138,6053	138,6047	0,0006
5.	20	30	138,6047	138,6043	0,0004
6.	20	30	138,6043	138,6041	0,0002
7.	20	30	138,6041	138,6041	0,0000
Абразивный износ углеродистой стали №02 после термической обработки					
1.	25	30	137,7394	138,7390	0,0014
2.	25	30	137,7390	138,7378	0,0011
3.	25	30	137,7378	138,7369	0,0009
4.	25	30	137,7369	138,7362	0,0007
5.	25	30	137,7362	138,7357	0,0005
6.	25	30	137,7357	138,7355	0,0002
7.	25	30	137,7355	138,7355	0,0000
Абразивный износ углеродистой стали №03 после термической обработки					
1.	30	30	136,8498	136,8486	0,0012
2.	30	30	136,8486	136,8476	0,0010
3.	30	30	136,8476	136,8468	0,0008
4.	30	30	136,8468	136,8462	0,0006
5.	30	30	136,8462	136,8458	0,0004
6.	30	30	136,8458	136,8456	0,0002
7.	30	30	136,8456	136,8456	0,0000
Абразивный износ литого образца №1 с толщиной покрытия 2,0 мм после термической обработки					
1.	35ГЛ	30	140,5387	140,5382	0,0005
2.	35ГЛ	30	140,5382	140,5379	0,0003
3.	35ГЛ	30	140,5379	140,5377	0,0002
4.	35ГЛ	30	140,5377	140,5376	0,0001
5.	35ГЛ	30	140,5376	140,5376	0,0000
Абразивный износ литого образца №2 с толщиной покрытия 2,5 мм после термической обработки					
1.	40ГЛ	30	140,5893	140,5887	0,0006
2.	40ГЛ	30	140,5887	140,5883	0,0004
3.	40ГЛ	30	140,5883	140,5881	0,0002
4.	40ГЛ	30	140,5881	140,5880	0,0001
5.	40ГЛ	30	140,5880	140,5880	0,0000
Абразивный износ литых экспериментальных образцов					
Абразивный износ марганцевистой стали №04 после термической обработки					
1.	65Г	30	140,6196	140,6186	0,0010
2.	65Г	30	140,6186	140,6178	0,0008
3.	65Г	30	140,6178	140,6172	0,0006
4.	65Г	30	140,6172	140,6168	0,0004
5.	65Г	30	140,6168	140,6166	0,0002
6.	65Г	30	140,6166	140,6165	0,0001
7.	65Г	30	140,6165	140,6165	0,0000

В соответствии с поставленной задачей, целью данной работы является разработка технологии получения пенополистироловых моделей и литых деталей с высокой абразивной износостойкостью. Объектом исследований были детали металлургических и почвообрабатывающих машин, таких как зубья бороны, наральника, лапы культиваторов, так и роликов металлургического прокатного оборудования, испытывающих интенсивный абразивный износ при скольжении по металлу и почве.

Таблица 4
Результаты полевых испытаний

№	Марки испытуемых деталей	Относительная износостойкость
1.	Серийная сталь 20	1,0
2.	Опытно-экспериментальная сталь 35ГЛ без покрытия	1,3
3.	Опытно-экспериментальная сталь 35ГЛ с покрытием	2,5-3,0
4.	Опытно-экспериментальная сталь 35ГЛ с покрытием после термообработки с двойной фазовой перекристаллизацией	3,5-4,0

В работе исследуется состав износостойких твердых сплавов типа сормайт. Выбор состава наносимого покрытия производился по двум критериям: 1 - покрытие должно отвечать требованию 3-5 – кратного увеличения износостойкости по сравнению с износостойкостью стальной основы; 2 - покрытие должно включать доступные и недорогие компоненты и отличаться простотой технологии его нанесения. Исходя из этого, в качестве покрытия на рабочей поверхности детали выбрали твердые сплавы типа сормайт марки ПГ-С27. Данный сплав повышает износостойкость и особенно эффективен в условиях абразивного изнашивания. При заливке металла пеномодель выгорает, а поверхность отливки насыщалась углеродом до 0,7% на глубину 0,30,6 мм. При контакте обмазки из порошков сормайта с жидким металлом происходит образование твердой корочки отливки. Затем обмазка расплавлялась и после кристаллизации на поверхности отливки формировалось износостойкое твердосплавное покрытие с толщиной слоя 2,0-2,5-3,0 мм и со структурой [7] высоколегированного сплава эвтектического и заэвтектического состава (рис. 2). В результате термической обработки поверхностный слой должен иметь структуру мелкоугольчатого мартенсита (рис. 3) с мелким карбидом или изолированных участков (наименьшего количества) остаточного аустенита.

Таким образом, на рабочей поверхности формировалась многослойная композиция, состоящая из высоколегированного слоя сплава заэвтектического и эвтектического состава, переходящего по глубине в зоны заэвтектидной и эвтектидной стали и основного металла стали 35 ГЛ. Для проверки поверхностной толщины слоя отливки взяли готовую деталь с износостойким твердосплавным покрытием, вырезали кусок шлифа для макро - и микроисследования, затем его отшлифовали и отполировали, а потом промыли и травили специальным травителем для выявления поверхностного твердосплавного покрытия толщины слоя обмазки от 2 до 4 мм.

Более явно и визуально макроизображение поверхностных твердосплавных сормайт-покрытий из вырезанных образцов представлено на (рис. 4 а, б, в, г). Твердость поверхностных слоев образцов и готовых деталей HRC58-62, а микротвердость достигает до 1800-2200 HV.

Исходя из вышеизложенного, можно сделать следующие выводы: самым эффективным способом повышения абразивной износостойкости является нанесение на рабочие поверхности изделия твердосплавного покрытия при литье по газифицируемым моделям. Термическая обработка твердосплавного покрытия из высокохроми-

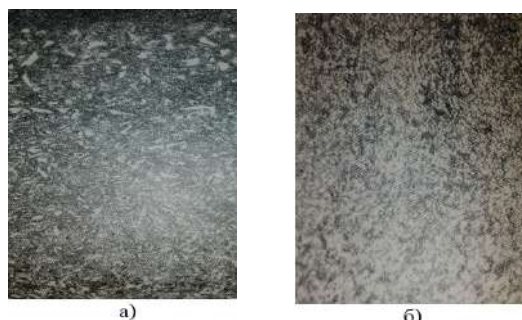


Рис. 3. Микроструктура мелкоугольчатого мартенсита: а – нормальная закаленная структура Х300; б – после закалки и отпуска структура мелкоугольчатого мартенсита с включениями глобулярных мелких карбидов, х500

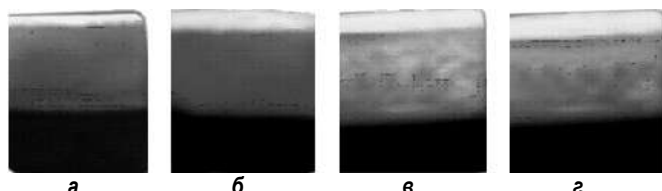


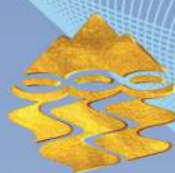
Рис. 4. Специально приготовленные стальные образцы с износостойким твердосплавным покрытием типа сормайт ПГ-С27 с толщиной слоя: а – 2,0 мм; б – 2,5 мм; в – 3,0 мм; г – 4,0 мм

стого твердого сплава типа сормайт, проведенная с двойной фазовой перекристаллизацией, формирует оптимальную структуру с высокой плотностью дислокаций, дисперсными вторичными и скоагулированными первичными карбидами.

Из приведенных данных видно, что термическая обработка с двойной фазовой перекристаллизацией повышает [10] абразивную износостойкость и долговечность литых деталей машин в 3-4 раза выше по сравнению с серийными изделиями. Данная технология внедрена в АО «Узметкомбинат» с хорошим экономическим эффектом.

Библиографический список:

1. Гамольская З.М., Гутерман В.М. Износостойкость сталей в условиях гидроабразивного износа. – М.: Mashgiz, 1986. 179 с.
2. Тилабов Б.К. Износостойкость наплавочного твердого сплава типа ПГ-С27 с метастабильным аустенитом и мартенситом // Актуальные вопросы в области технических и социально-экономических наук: Республиканский межвузовский сборник научных трудов. – Ташкент. Вып. 1. 2011. С. 359-362.
3. Махкамов К.Х. Ударно-абразивный износ деталей машин. – Т.: ТашГУ, 2013. 223 с.
4. Кирпиченков В.П. Технологический процесс литья по газифицируемым моделям. – М.: НИИМАШ, 2006. 224 с.
5. Меськин В.С. Основы легирования стали. – М.: Металлургиздат, 1987. 316 с.
6. Гудремон Э.Г. Специальные стали. Т.1,2. – М.: Металлургиздат, 1989. 237 с.
7. Тилабов Б.К., Мухамедов А.А. Микроструктура и механические свойства литых металлокомпозиционных материалов и их применение в машиностроении // Материалы научно-технической конференции с участием зарубежных ученых. ГУП, «Фан ва тараққиёт» 27-27 июня 2008 г. – Ташкент, 2008. С.101-103.
8. Tilabov B.K. Wear resistance of constructional materials and structure of the built-up firm alloys // Science, Technology and Higher Education. Materials of the X International research and practice Conference. April 28-29, 2016. Westwood. – Canada, 2016, pp. 180-187.
9. Mukhamedov A.A. Heat treatment with double phase recrystallization for improving service properties of machine parts and tools // Heat treatment and technology of surface coating. Materials of the Congress. Vobume v. MOTO. December 11-14. – Moscow, 2009, pp. 38-39.
10. Tilabov B.Q., Sherbo'tayev J.A., Isaev S.I. Methods of Manufacturing Cast Details with a Solid-Alloy Coating and Heat Treatment. International Journal of Advanced Research in Science, Engineering and Technology. – India. Vol. 7, Issue 5, May 2020, pp. 13720-13723.



Ташкентский государственный технический университет Межотраслевой Центр стратегических инноваций и информатизации, Узбекское отделение Международной Академии наук Высшей школы, Навоийский горно-металлургический комбинат, АО «Алмалыкский ГМК», АО «Узметкомбинат» проводят 26-27 октября 2021 года в г.Ташкенте юбилейную 25-ую Международную научно-практическую конференцию «Инновация-2021».

Специалистов, желающих принять участие в Конференции, просим направлять тезисы докладов, оформленные в соответствии с прилагаемыми требованиями, акт экспертизы и справку об авторах до 30 июня 2021 года на электронный адрес:

conference@innovation.uz

Оргкомитет конференции "Инновация-2021"
100095, г. Ташкент, Вузгородок, ул. Университетская, 2
Центр Стратегических Инноваций и Информатизации,
Тел.: (+99871) 227-10-06, (+998 90) 352-34-68
email: conference@innovation.uz
www.innovation.uz

ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРЫ ЭКОНОМНОЛЕГИРОВАННОГО БЕЛОГО ЧУГУНА ИЧХ29НЛ



Абдуллаев К.С.,
главный инженер
ПО «НМЗ» НГМК



Рахманов У.Ж.,
начальник отдела
инновационных технологий
ПО «НМЗ» НГМК



Улугов Г.Д.,
инженер-металловед
ПО «НМЗ» НГМК

Ushbu maqolada NMZ ICHB mutaxassislari tomonidan ishlab chiqilgan 280X29NL markali yeyilishga bardoshli oq cho'yan strukturasini tadqiqoti bayon qilingan va olingan, natijalar tahlil qilingan. Qotishma tarkibidagi uglerod va xrom elementlarining o'zaro muvofiqligi uning mikrostrukturasiga va bu orqali qotishma xossalari ta'siri ko'rsatilgan.

Tayanch iboralar: abraziv va gidroabraziv yeyilish, oq cho'yan, quyma, karbid, qattqlik, kristallanish, mikrostruktura, kimyoviy tarkib, yeyilishga bardoshlilik.

Исследовано влияние микроструктуры сплава 280X29НЛ, разработанного специалистами ПО НМЗ, на износостойкость деталей, работающих в условиях интенсивного абразивного и гидроабразивного износа. Установлено, что при оптимальном соотношении углерода и хрома чугуны имеют высокую твердость, износостойкость и удовлетворительные литейные свойства, позволяющие изготавливать литые детали различные по массе, геометрии и габаритным размерам.

Ключевые слова: абразивный и гидроабразивный износ, износостойкий белый чугун, карбид, твердость, кристаллизация, микроструктура, химический состав, износостойкость.

Процессы добычи и переработки руды в подразделениях НГМК связаны со значительным абразивным и гидроабразивным изнашиванием деталей оборудования. Наиболее перспективные материалы для работы в подобных условиях – белые износостойкие чугуны, которые вследствие наличия в их структуре карбидов по износостойкости превосходят любые стали. Однако отсутствие систематических исследований и рекомендаций по оптимизации составов износостойких чугунов для работы в различных условиях абразивного изнашивания ограничивает их применение.

В настоящей работе исследовали структурные составляющие белого износостойкого чугуна марки 280X29НЛ, разработанной специалистами ПО НМЗ, не содержащие дорогих и дефицитных легирующих элементов и по свойствам не уступающие сплавам других систем, например $Fe - C - V$, $Fe - C - W$ и др.

Химический состав сплава 280X29НЛ регламентирован стандартом предприятия TS 07521395-031:2015 и содержит следующие элементы в процентах: 2,4 – 2,7% С; 27 – 30% Cr; до 1,5% Si; 0,5 – 1,5% Ni; 0,4 – 0,8% Mn; до 1% P; до 0,06% S. Сдаточной характеристикой для отливок из чугуна 280X29НЛ является помимо химического состава, твердость HB 470 – 550 или HRC 47 – 53. Практика показывает, что отливки разных плавов из этого чугуна обладают разной твердостью и износостойкостью – срок службы некоторых достигает до 300 ч и более, а у др. не превышает 300 и даже 200 ч.

В настоящее время из сплава 280X29НЛ отливается более 60 наименований отливок для оборудования, гидрометаллургических заводов, работающих в условиях ударно-абразивного изнашивания. Образцы отливок, приведены на рис. 1.

Исследования химического состава промышленных плавов чугуна 280X29НЛ показало различное содержание в них С и Cr. Подавляющее большинство плавов содержит 2,4 – 2,7% С соответственно TS 07521395-031:2015, но есть и плавки, отклоняющиеся от требований НТД на 0,1 – 0,3% С, что не является браковочным признаком.

Исследование микроструктуры чугунов промышленных плавов на серийных пробах 10x10x60 мм, отливаемых в песчаные формы для контроля твердости отливок, выявило наличие в отливках трех видов структуры – доэвтектической (рис. 2, а), эвтектической (рис. 2, б) и

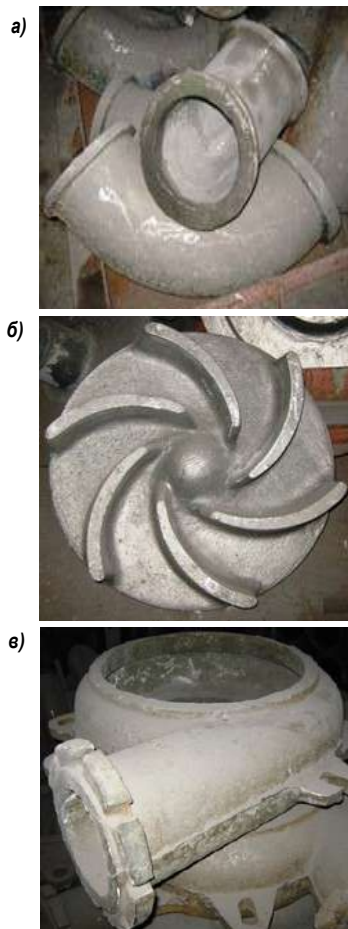


Рис. 1. Отливки отливаемые на ПО НМЗ из сплава 280X29НЛ: а – отвод, 8 кг; б – колесо рабочее, 26 кг; в – корпус насоса, 70 кг

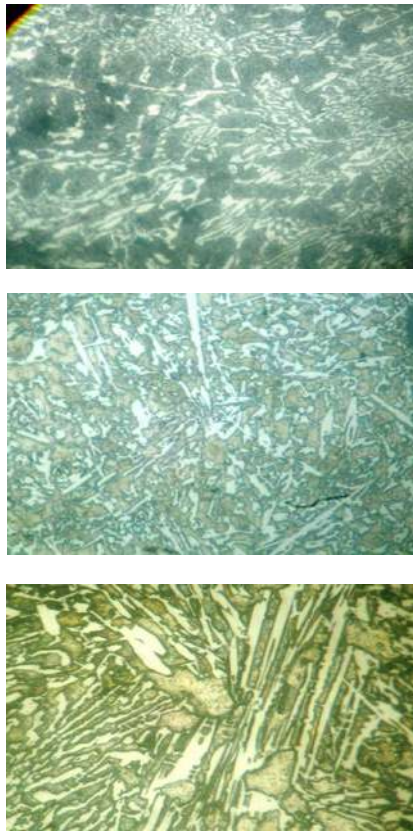


Рис. 2. Микрофотография чугуна марки 280X29НЛ доэвтектической, эвтектической и заэвтектической структурой, содержащей 2,4% С и 30,2% Cr; 2,6% С и 29,5% Cr; 2,7% С и 27,2% Cr; соответственно

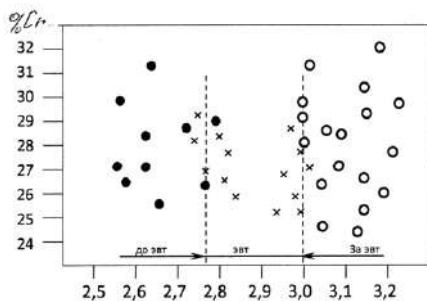


Рис. 3. Структурные классы системы Fe – C – Cr

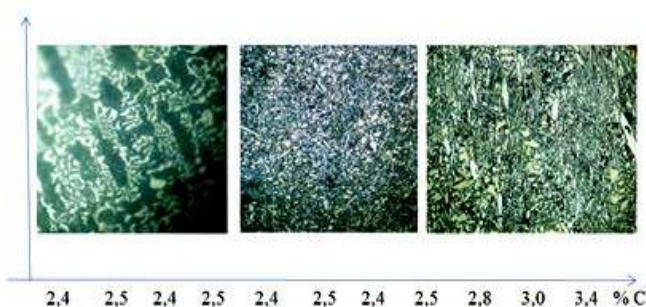


Рис. 4. Структурная диаграмма сплава 280X29НЛ

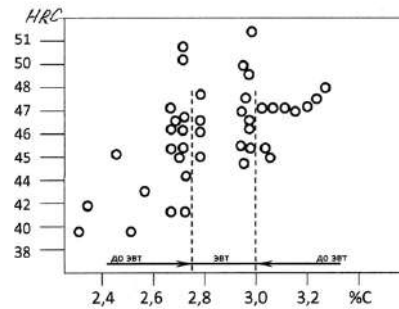


Рис. 5. Значение твердости в зависимости от содержания углерода

заэвтектической (рис. 2, в). Из 56 изученных плавков 13 имели доэвтектическую структуру с первичным аустенитом и эвтектикой, 17 – эвтектическую и 24 заэвтектическую с первичными карбидами и эвтектикой. Это согласуется с диаграммой фазового равновесия системы Fe – C – Cr, из которой также следует уменьшение количества углерода в двойной эвтектике с увеличением содержания хрома.

Анализ микроструктуры отливок установил определенную ее зависимость от содержания C и Cr. На рис. 3 черными кружочками отмечены чугуны с доэвтектической структурой, крестиками – с эвтектикой, а светлыми кружочками – заэвтектические. Границы между структурными зонами сравнительно четкая. Так, чугуны с эвтектической структурой располагаются в области 2,85 – 3% C, доэвтектическую структуру имеют чугуны, содержащие менее 2,85% C, а заэвтектическими оказываются чугуны, содержащие более 3% C. На рис. 3 видно, что основное влияние на микроструктуру оказывает углерод: при одинаковом содержании Cr при изменении C от 2,4 до 3,0% проходят три структурные области, а отклонение этого элемента на 0,1% от границ структурных областей уже переводит чугун из одного структурного класса в другой. В то же время отклонение в содержании хрома на $\pm 5\%$ от номинала при неизменном содержании углерода не меняет структурный класс чугунов.

Данные рис. 3 послужили основой для построения структурной диаграммы чугуна марки 280X29НЛ при нормальной температуре (рис. 4). Как видно, полоса чисто эвтектических структур сдвигается влево с увеличением содержания Cr, т.е. количество C для образования эвтектики уменьшается.

На рис. 5 показано значение твердости в зависимости от содержания углерода в отливках промышленных плавков. Как видно, однозначной, пропорциональной зависимости твердости от содержания углерода нет. Зависимость криволинейная, с максимумом в эвтектической области. С превышением количества углерода в 3% наблюдается тенденция к снижению твердости. Одну и ту же твердость могут иметь сплавы всех структурных классов – доэвтектические, эвтектические и заэвтектические, что связано в основном с дисперсностью фаз и структурных составляющих. Можно только констатировать, что максимальная твердость все же характерна для эвтектических сплавов.

Таким образом микроструктура чугуна 280X29НЛ в отливках определяется в основном содержанием углерода. По структурной диаграмме чугунов этого типа можно, зная их химический состав, определять с достаточной достоверностью структурный класс и микроструктуру чугунов типа 280X29НЛ. Химический состав чугуна 280X29НЛ не может обеспечить однотипной структуры, следовательно, и свойств, так как при этом возможно получение всех трех структурных классов. Желательно не допускать выплавки чугунов с заэвтектической структурой, т.е. содержащих $>3\%$ C. Твердость чугунов 280X29НЛ не может служить косвенной характеристикой микроструктуры отливок, поскольку одну и ту же твердость могут иметь доэвтектические, эвтектические и заэвтектические чугуны.

Библиографический список:

1. Дадабаев К.К., Камипов Ж.М., Улугов Г.Д. Металлографическое исследование белых износостойких чугунов. // Материалы международной научно-технической конференции «Современные техника и технологии горно-металлургической отрасли и пути их развития». Наои. 12 -14 мая 2010 г. С. 238-239.
2. Цылин И.И. Белые износостойкие чугуны. Структура и свойства. М.: Металлургия, 1983. 347 с.
3. Гарбер М.Е. Износостойкие белые чугуны: свойства, структура, технология, эксплуатация. М.: Машиностроение, 2010. 429 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ОТРАБОТКИ ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ



Куролов А.А.,
начальник ЦПБ НГМК,
к.т.н., PhD



Идрисов М.А.,
руководитель горной группы
ЦПБ НГМК



Файзиллаев М.Ф.,
руководитель группы
ТЭР ЦПБ НГМК



Шарипов Л.О.,
старший преподаватель
НГГИ

Maqolada 7-gidrometallurgiya zavodi xomashyo majmuasi 1-uyumli rudalarni mavjud va taklif etilayotgan texnologik sxemalar bilan qazib olish usullari ko'rib chiqildi. Grafik chizmalar bilan uyumni qazib olish ishlari ketma-ketligi ko'rsatib berildi. GMZ-7 xomashyo majmuasi 1-uyumli rudalarini qiya magistral konveyerlar vositasida yuqori pog'onalardan boshlab qazib olish, zavodga ruda yetkazib berish ekspluatatsiya xarajatlarning sezilarli kamayishiga olib kelishi haqida xulosa qilindi.

Tayanch iboralar: uyumni qazib olish, texnologik sxema, qiya magistral konveyer, yuqori pog'onalardan boshlab qazib olish, kirish.

В статье рассмотрены способы отработки руды штабеля № 1 сырьевого комплекса Гидрометаллургического завода № 7 существующими и предлагаемыми технологическими схемами, указаны последовательности отработки штабеля графическими схемами, сформулирован вывод о том, что отработка штабеля № 1 сырьевого комплекса ГМЗ-7 начиная с верхних ярусов расположением наклонных магистральных конвейеров может привести к снижению эксплуатационных затрат отработки и транспортирования руд.

Ключевые слова: отработка штабеля, технологическая схема, наклонный магистральный конвейер, отработка с верхних ярусов, заходка.

Согласно Постановлению Президента РУз. № ПП-2713 от 03.01.2017 г. «Программа по увеличению производства драгоценных металлов на 2017-2021 годы» и №ПП-2806 от 01.03.2017 г. «Программа дополнительных мер по увеличению производства драгоценных металлов до 2026 года» комбинатом НГМК осуществляется инвестиционный проект «Строительство комплекса по переработке техногенных отходов ЦКВЗ».

В соответствии с инвестиционным проектом ТЭО «Строительство комплекса по переработке техногенных отходов ЦКВЗ» принято

решение построить перерабатывающий завод мощностью 15,0 млн. т в год, отработывающий многоярусный штабель № 1 техногенных запасов (отходов кучного выщелачивания) сырья объемом 215 млн. т.

К настоящему времени благодаря сплоченной работе руководства и инженерно-технических работников комбината произведен успешный запуск перерабатывающего завода и завод получил название «Гидрометаллургический завод № 7» (ГМЗ-7).

Комплекс технологических процессов обеспечения завода ГМЗ-7 рудой называется «Сырьевым комплексом», который согласно проекту

ТЭО состоит из работы: бульдозера, фронтального погрузчика, питателя-ленточно модульного (ПЛМ-2000) и конвейеров (рис. 1).

Работа системы (базисный) состоит из следующих процессов:

- бульдозер перемещает руду на рабочий горизонт сверху вниз по откосу штабеля № 1, чем достигается шихтовка руды по высоте слоя;

- фронтальный погрузчик доставляет перемещенную бульдозером руду к приемному бункеру ленточного самоходного питателя ПЛМ-2000 установленного на нулевом горизонте;

- руда из ленточного самоходного питателя ПЛМ-2000 самоходными модулями (перегрузчиками-кузнечиками) перегружается на магистральный конвейер;

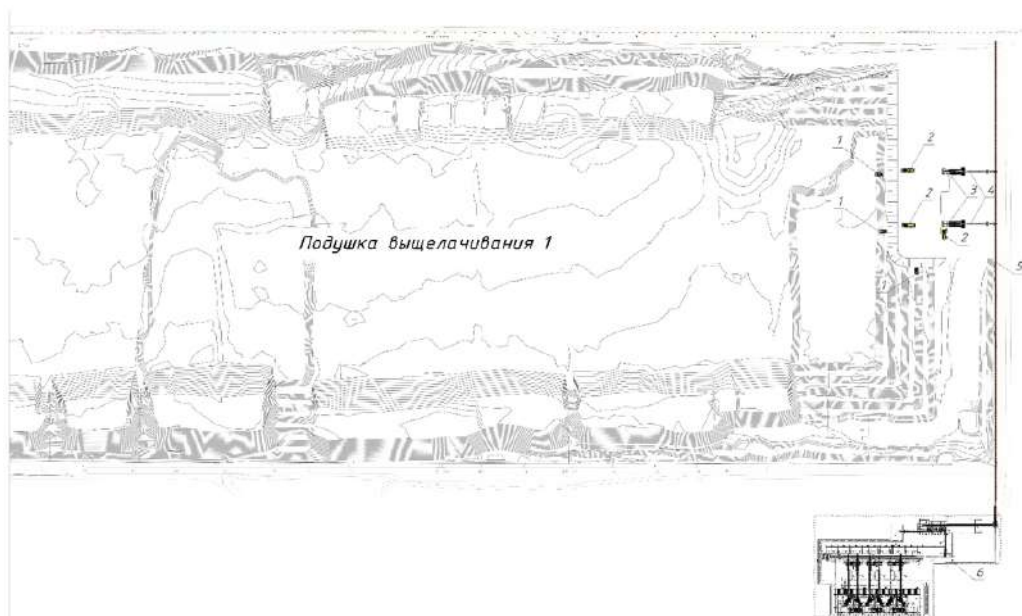


Рис. 1. План расположения технологической схемы сырьевого комплекса завода ГМЗ-7: 1 – бульдозер, 2 – фронтальный погрузчик, 3 – ПЛМ-2000, 4 – перегружатель (кузнечик), 5 – магистральный конвейер, 6 – территория завода ГМЗ-7

4. Магистральный конвейер длиной 1100 м транспортирует руду до следующего конвейера, который транспортирует руду на территорию завода.

Анализируя данную технологическую схему было выявлено что самые затратные эксплуатационные расходы имеются у бульдозеров, причина которых объясняется низким коэффициентом полезного действия данного оборудования и высоким расходом дизтоплива. При работе на откосе штабеля бульдозеры перемещают руду на расстояние до 150 м (при высоте штабеля 60 м).

Для первого приближенного варианта отработки предлагается рассмотреть и в дальнейшем изучить две схемы заключающиеся в следующем:

1-я схема. Базовая схема основывающаяся на разработке технологической схемы, рассматривающая исключение бульдозерного смещения.

2-я схема. Оработка штабеля с помощью роторных экскаваторов.

Для улучшения технико-экономических показателей технологической схемы и снижения себестоимости транспортирования руды до завода ГМЗ-7 в статье рассматривается расположение наклонных магистральных конвейеров на борту штабеля и отработка штабеля начиная с верхних ярусов (сверху вниз) фронтальными погрузчиками с исключением работы бульдозеров.

Предлагаемая технологическая схема (без бульдозеров) состоит из следующих процессов (рис. 2.):

1. Работа начинается с установкой наклонных магистральных конвейеров на восточном борту штабеля № 1. Для этого необходимо пройти полутраншею шириной 10 м под углом не более 10° с шестого яруса вниз на нулевую отметку. Длина конвейерной линии составляет около 300 м.

В связи с тем, что наклонно-магистральным конвейером планируется транспортирование руды с верхних ярусов вниз потребляемая мощность двигателей будет относительно небольшой.

2. На 5 ярусе создается минимальная рабочая площадка для работы фронтального погрузчика, ПЛМ-2000, перегружателя (кузнечика).

3. Фронтальный погрузчик доставляет руду к приемному бункеру ПЛМ-2000, который перегружает руду на перегружатели (кузнечики).

4. Руда перегружается на наклонный магистральный конвейер, который доставляет руду через перегружатели (кузнечики) на существующий магистральный конвейер № 1.

5. Далее руда конвейерными системами доставляется на завод ГМЗ-7 (рис. 3).

Оработка штабеля № 1 сырьевого комплекса предусматривается отдельными заходками длиной около 400 м и на всю ширину штабеля № 1 сверху вниз (рис. 4). В целях усреднения содержания металла в рудах, отработка предусматривается спаренными ярусами. Сначала обрабатываются 6 и 5 ярусы, потом 4 и 3 ярусы и в конце 2 и 1 ярусы длиной 400 м на всю ширину штабеля № 1.

Основным преимуществом данной схемы транспортировки руды является исключение работы бульдозера на штабеле. Штабель обрабатывается по ярусам высотой 10 м, что создает возможность демонтажа имеющих дренажных систем и производственных отходов.

Штабель предлагается отработать 6 заходками. При завершении отработки каждой заходки формируется разравненная площадь 40-45 га. По мере удаления забоя отработки штабеля № 1 на освобожденной площади с восточной стороны к западу можно будет параллельно вести работы по отсыпке подушки из забалансовых руд для выщелачивания по ранее существующей схеме. Общая площадь основания штабеля составляет около 252 га. Схема формирования подушки выщелачивания приведена на рис. 5.

Основными преимуществами предлагаемой технологической схемы отработки являются:

- экономия капитальных вложений за счет исключения бульдозера из технологической схемы;
- уменьшение себестоимости транспортирования руды до завода ГМЗ-7 за счет исключения работы бульдозера;
- возможность упрощения работы по удалению инородных материалов и дренажных систем между слоями за счет ярусной отработки штабеля № 1 сверху вниз через каждые 10 м;

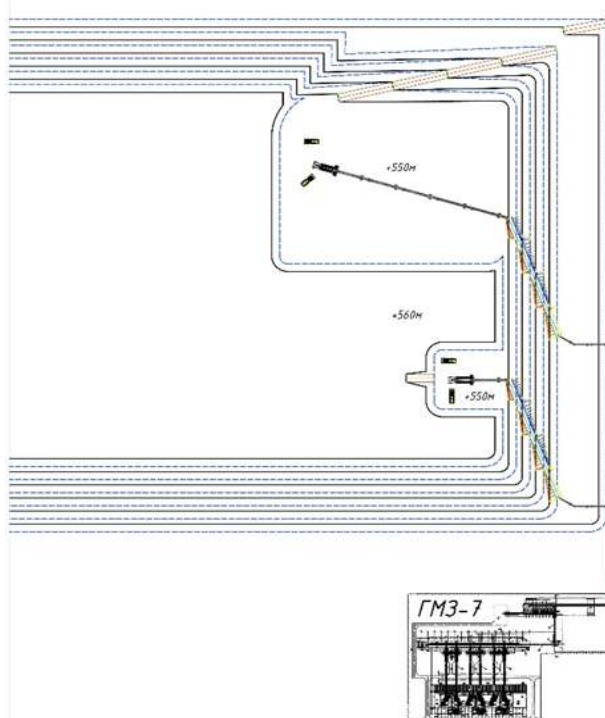


Рис. 2. План расположения технологической схемы первой заходки сырьевого комплекса завода ГМЗ-7 по предлагаемому варианту

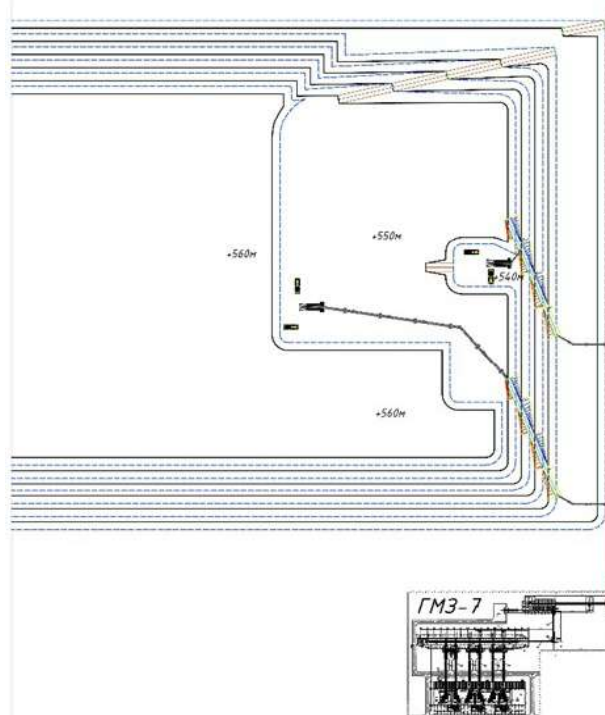


Рис. 3. Продвижение горных работ на первой заходке отработки сырьевого комплекса завода ГМЗ-7

– возможность формирования нового штабеля кучного выщелачивания параллельной отсыпкой на образуемой разравненной площади.

Наряду с преимуществами предлагаемая технологическая схема отработки имеет возможные недостатки, это неравномерное содержание металла по ярусам штабеля, особенно если содержание на верхних ярусах ниже чем на нижних.

Решение данного вопроса для обеспечения завода рудой со стабильным содержанием металла в руде возможно за счет усреднения руды штабеля № 1 с забалансовыми рудами карьера Мурунтау после дробления.

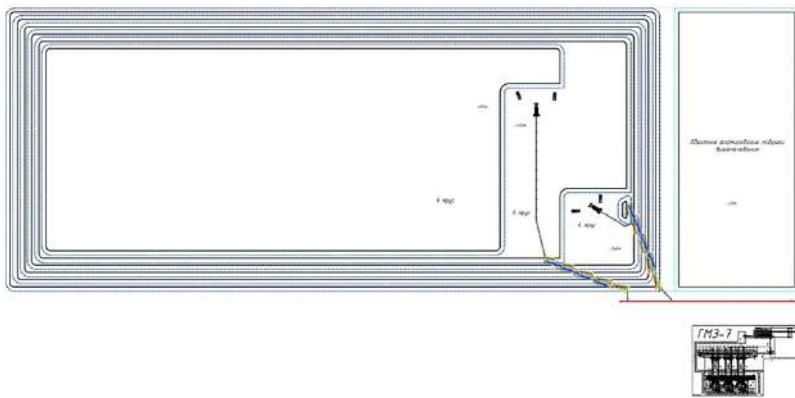


Рис. 4. Вторая заходка обработки сырьевого комплекса завода ГМЗ-7

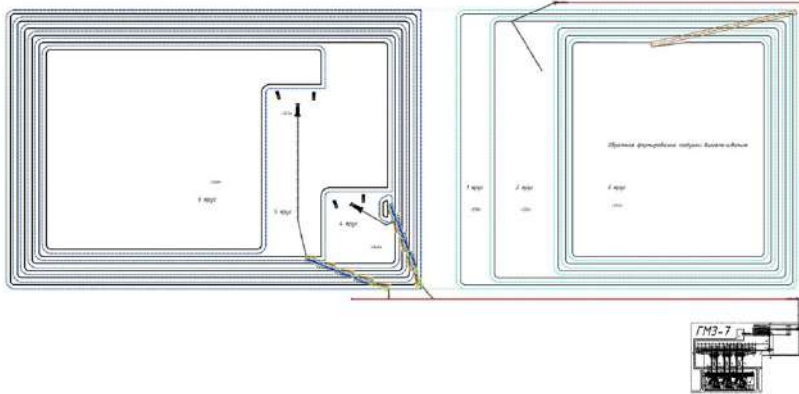


Рис. 5. Продвижение обработки штабеля и формирование подушки выщелачивания

Тогда технологическую схему без бульдозеров можно разделить на два подварианта:

1а. Оптимистический вариант развития – среднее содержание металла в руде на уровне 0,7 г/т. Тогда остается вышерассмотренная технологическая схема – расположение наклонных магистральных конвейеров на борту штабеля и отработка штабеля начиная с верхних ярусов фронтальными погрузчиками с исключением работы бульдозеров, работы ведутся в двух ярусах;

1б. Пессимистический вариант развития – среднее содержание металла в руде ниже 0,5 г/т. Тогда для усреднения содержания металла в руде предлагается на магистральный конвейер вместе с рудами штабеля № 1 подавать руду из забалансовых руд карьера Мурунтау.

При подварианте «1б» шихтовку руды предлагается обеспечить за счет забалансовых складов карьера Мурунтау. Это можно выполнить с применением действующих технологических линий рудника ЦКВЗ, так как с забоя складов Мурунтау до завода ГМЗ-7 все магистральные конвейеры на сегодняшний день действуют.

Данные технологические схемы, как с помощью погрузчика, так и с применением роторных экскаваторов не являются законченными вариантами и требуют дальнейших исследований с учетом вопроса управления качеством поставляемого техногенного сырья, безопасности ведения отработки рудного штабеля, экономической целесообразности не только исследуемых технологических схем, но и всей цепочки в целом.

Библиографический список:

1. Ржевский В.В. Процессы открытых горных работ. – М.: Недра, 1978. 442 с.
2. Правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. СТХ 09-69-09. Ташкент 2010 г. 40 с.
3. Санакулов К.С. Концептуальные основы проблем переработки техногенного сырья. – Горный вестник Узбекистана №2-2019 г. С. 42-56.
4. Томаков П.И. Интенсификация использования оборудования на карьерах. – М.: Недра, 1980 г. 321 с.

“GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA” 2021, №2 (85), pp. 78-80

RESEARCH OF THE TECHNOLOGICAL SCHEME OF PROCESSING TECHNOGENIC FORMATIONS

¹Kurolov A.A., Head of the Central Design Bureau, Candidate of Technical Sciences, Ph.D.

¹Idrisov M.A., head of the mining group of the Central Design Bureau.

¹Fayzillaev M.F., head of the group of fuel and energy resources.

²Sharipov L.O., Senior Lecturer.

¹Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Navoi, Uzbekistan.

²Navoi State Mining Institute, Navoi, Uzbekistan.

Abstrac:

The article discusses the methods of ore mining of the pile # 1 of the raw materials complex of the Hydrometallurgical Plant (HMP) # 7 by the existing and proposed technological schemes; the sequence of working off the stack is indicated by graphic diagrams; the conclusion was formulated that the development of stack No. 1 of the HMP-7 raw material complex starting from the upper tiers by the location of inclined main conveyors can lead to a decrease in the operating costs of mining and transportation of ores.

Keywords: pile mining, flow diagram, inclined main conveyor, mining from the upper tiers, entry.

References:

1. Rzhvesky V.V. Open pit mining processes. - M.: Nedra, 1978. P. 442.
2. Safety rules for the development of mineral deposits by the open method. STX 09-69-09. Tashkent 2010. P. 40.
3. Sanakulov K.S. Conceptual foundations of the problems of processing technogenic raw materials. - Mountain Bulletin of Uzbekistan No. 2-2019, pp. 42-56.
4. Tomakov P.I. Intensification of the use of equipment in quarries. - M.: Nedra, 1980. P. 321

ОСНОВНЫЕ ФАКТОРЫ ОБОГАТИМОСТИ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЙ РУ «ГМЗ-1»



Холмуродов Б.О.,
начальник СТК НГМК



Джураева М.Ш.,
инженер СТК НГМК

Ushbu maqolada Besheshi, Adjibugut, Umid va Aristantau konlarining tabiiy hilmahilligi aniqlangan va sanoat (texnologik) turlari oldindan belgilab qo'yilgan bo'lib, tanlab olinadigan qazib olish va alohida ishlov berishni talab qiladi, oltinning ruda tarkibida paydo bo'lish shakli oqilona tahlil yordamida o'rganilgan bo'lib, u oltinni boshqa ruda va tosh bilan bog'lanish oldindan bo'shatilgandan so'ng, rudadan oltinugurtini tsianid eritmasi bilan ketma-ket yuvishga asoslangan standart texnika asosida amalga oshirildi.

Foydali qazilmalarning texnologik xususiyatlarini o'rganish natijalari asosida konning ma'danlarini o'rganish geologik va texnologik tipirovkalash ishlari rudalarning sanoat (texnologik) turlari va navlarini ajratish bilan amalga oshiriladi, geologik va texnologik xaritalar va kesishmalar tuzib chiqilyapti.

Tayanch iboralar: kiyinish qobiliyati, fizik xususiyatlar, rudalar navlari, sanoat mahsulotlari, oksidlar, sulfidlar, tabiiy oltin.

В данной статье приводятся результаты проведенных предварительных исследований руд месторождений Бешеши, Аджибугут, Умид и Аристантау, устанавливаются их природные разновидности и предварительно намечаются промышленные (технологические) типы, требующие селективной добычи и рационального анализа, который проводился по стандартной методике, основанной на последовательном выщелачивании из руды золота цианистым раствором после предварительного его освобождения от связи с другими рудными и породообразующими компонентами.

По результатам изучения технологических свойств полезных ископаемых проводится геолого-технологическая типизация руд месторождения с выделением промышленных (технологических) типов и сортов руд, составляются геолого-технологические карты и разрезы.

Ключевые слова: обогатимость, физические свойства, сорта руд, промпродукты, окислы, сульфиды, золото.

При исследованиях полезных ископаемых на обогатимость для оценки и утверждения запасов месторождения преимущественно используются стандартной схемой, отдельные операции которой могут видоизменяться в зависимости от вида полезного ископаемого и особенностей его залегания [1-2].

На первой стадии производится выбор методов (геологических, геофизических) и способов опробования, исходя из конкретных геологических особенностей месторождения, физических свойств полезного ископаемого и вмещающих пород, применяемых технических средств разведки.

Обработка проб производится по схемам, разработанным для каждого месторождения, или принятым по аналогии с однотипными месторождениями. Основные и контрольные пробы обрабатываются по одной схеме. На стадии предварительных исследований проводятся изучения химического состава руд. Целью этих исследований является выявление всех основных, попутных полезных компонентов, вредных примесей и шлакообразующих компонентов.

Содержания их в руде определяются анализами проб химическими, спектральными, физическими, геофизическими и другими методами. Минеральный состав руд, их структурно-текстурные особенности и физические свойства должны быть изучены с применением минералого-петрографических, химических, физических и др. видов анализов. При этом, наряду с описанием отдельных минералов производится количественная оценка их распространенности [3-4].

В результате проведенных предварительных исследований руд устанавливаются их природные разновидности и предварительно намечаются промышленные (технологические) типы, требующие селективной добычи и раздельной переработки. Окончательное выделение промышленных (технологических) типов и сортов руд производится по результатам технологического изучения выявленных на месторождении природных разновидностей.

Технологические свойства полезного ископаемого – совокупность признаков, характеризующих дробимость, измельчаемость полезного ископаемого, раскрываемость минеральных ассоциаций, эффективность разделения минеральных комплексов и отдельных минералов на черновые и товарные концентраты, промпродукты для специальных видов переработки и отвалы хвосты различными методами механического, физико-химического, химико-металлургического, биологического обогащения. На стадии изучения технологических свойств полезных ископаемых при имеющемся опыте промышленной переработки легкообогащаемых руд допускается использование аналогии, подтвержденной результатами лабораторных исследований. Для труднообогащаемых или новых типов руд, опыт переработки которых отсутствует, технологические исследования руд и, в случае необходимости, продуктов их обогащения, проводятся по специальным программам.

Бешаши. Руда месторождения Бешаши представляет собой окисленную руду бурого цвета, что обусловлено наличием окислов и гидроксидов железа.

Сульфидная минерализация представлена в виде редких зерен пирита, и арсенопирита неправильной формы. Находится в сростании с кварцем в виде тонких вкраплений. Размеры пирита и арсенопирита варьируют от 0,05-0,25 мм.

Гетит представлен в виде натечных форм и корочек. Лимонит в виде корковидных пористых, охристых и землистых образованиях, в виде плотно угловатых и в различной степени окатанных зерен. Цвет коричнево-бурый. Гематит представлен в окатанных различной степени зернах и в виде кристаллических сростков.

Первичные сульфиды замещены вторичными минералами-гидроокислами железа и представляют собой продукт разрушения сульфидов, сохранившие свою первоначальную изометрическую форму в виде пентагондекаэдра.

Содержание окисленного железа от общего железа в пробе составило 87,1 %. Содержание окислов и гидроокислов в исходной пробе, видимое самородное золото не обнаружено.

На участке Бешаши выделены три основные группы пород: I – метатерригенные, II – метавулканогенные, III – жильные. Эти типы являются природными типами руд (ПТР).

В пределах зоны окисления основными минералами концентратов являются гётит, лимонит, скородит, ниже зоны окисления – пирит, арсенопирит, а участками – антимонит.

Содержание As в концентратах 0,69-2,6 %. В остальных продук-

тах от <0,05 до 0,65 %. Содержание Fe_2O_3 от 3,28 до 10,44 в пром. продуктах; в легкой фракции от 2,67 до 4,83; в шламе от 3,17 до 7,56 %. Содержание сульфидной серы в концентратах ниже зоны окисления 4,37-31,74 %.

Результаты химических исследований продуктов обогащения говорят о том, что значительная часть рудных компонентов не извлекаются в концентрат, а уходят в хвосты.

Содержание золота в концентратах, отмытых из хвостов, по скважинам с глубин 14-16 до 74-76 м варьирует от 0,8 до 118,8 г/т. Преобладают содержания до 10 г/т (40,5 %); минимальная частота встречаемых содержаний >100 г/т (3,7 %); остальные содержания находятся в пределах 11,2-95 г/т.

В пром. продуктах содержание Au 0,42-6,5 г/т; в легкой фракции 0,33-4,6 г/т; в шламе 0,5-6,8 г/т; Содержание Au в исходных пробах 0,74-6 г/т.

В концентратах, отмытых из хвостов скважин с глубин 110-162 (скв. 115 и 116) содержание Au 0,88-80 г/т. Преобладают содержания от 10 до 80 г/т (90 %).

В продуктах обогащения были исследованы сопутствующие элементы. В концентратах содержание ($n \cdot 10^{-3} \%$): As от 300 до >1000; Mn 70=>1000; Ba 50-150; Co 7-30; Cu 7-30; Ni 7-50; Pb 20-70; Sb 15-20; Ti 20-500; Cr 10 (25 % проб) Zn 30-100; Nb 7-15.

В результате минералого-петрографических исследований на участках Бешаши и Умид выявлено более 30 минералов. Часть из них являются гипогенными, а остальные гипергенными, развитыми в зоне окисления. Минеральный состав складывается из минералов пород, руд и аксессуарных минералов.

Ведущими промышленно значимыми минералами являются: самородное золото, которое устанавливается достаточно редко, пирит, арсенопирит. К второстепенным по распространенности относятся: халькопирит, пирротин, магнетит. Эти минералы встречены лишь микроскопически и встречаются в пределах развития главных сульфидов; в зоне окисления ведущая роль принадлежит гётиту, лимониту, скородиту; вторичные сульфиды меди, сульфаты Pb, Zn отмечаются редко и устанавливаются лишь по наличию тех или иных элементов в руде.

Железо самородное. Встречено в концентрате Бш-63. В аншлифе, изготовленном из концентрата этот минерал белого цвета с высоким отражением (~60%), мягкий, края неровные, форма ксеноморфная.

Пирит. Широко распространенный минерал пород и жильных образований. Встречается ниже зоны окисленных руд в ассоциации с арсенопиритом. В зоне окисления встречается в виде реликтов в гётите.

Арсенопирит. Встречается ниже зоны окисления. Установлен в аншлифах, концентратах в форме тонкоигловчатых кристаллов размером 0,02x0,1 мм. В зоне окисления переходит в скородит, образует вроски в пирите. С увеличением содержания арсенопирита растет и содержание золота. По-видимому, в арсенопирите золото находится в тонкодисперсном состоянии.

Халькопирит отмечается в виде единичных зерен в аншлифах; встречается в виде включений в пирите. Размер 0,01-0,02 мм, форма ксеноморфная.

Пирротин. Встречается ниже зоны окисления, установлен в аншлифах в виде микровключений овальной, каплевидной формы в пирите, реже отмечаются свободные зерна. Размер 0,005-0,01 мм. Оптические характеристики стандартные.

Галенит. Встречается в виде единичных зерен в аншлифах.

Магнетит. Постоянно присутствует в концентратах в виде окатанных, полуокатанных зерен; редко октаэдрических кристаллов. Размер до 0,03-0,05 мм. Иногда совместно с ним встречается самородное железо.

Алтаит. Минерал похожий на алтаит встречается в пробе Бш-48 в алевросланце с вкрапленностью гётита. Цвет белый с розоватым оттенком, двуотражение слабое, отражение высокое, слабая анизотропия, форма фаселевидная, размер 0,02x0,015 мм.

Теллуrowисмутит. Минерал похожий на теллуrowисмутит встречается в аншлифе Бш-44, представленным кварцем с обломками ожелезненных пород. Минерал желтовато-розоватого цвета, слабо анизотропный, размер 0,02 мм, форма изометричная.

Таблица 1
Результаты полного химического анализа проб руды

№ п.п.	Наименование элементов и соединений	Содержание в пробе, %	
		Проба №Б-1	Проба №Б-2
1.	Кремнезем	68,0	67,0
2.	Глинозем	13,23	14,18
3.	Оксид железа (II)	0,86	0,65
4.	Железо общее	4,80	3,67
5.	Оксид титана	0,67	0,58
6.	Оксид кальция	0,56	<0,50
7.	Оксид магния	1,21	0,81
8.	Оксид калия	2,36	1,35
9.	Оксид натрия	2,16	2,63
10.	Сера общая	0,27	0,60
11.	Сера сульфатная	0,25	0,50
12.	Оксид углерода	0,84	-
13.	Оксид фосфора (+5)	0,12	0,09
14.	Медь	0,0065	0,0050
15.	Свинец	0,0050	0,0045
16.	Цинк	0,0080	0,0065
17.	Мышьяк	0,14	0,030
18.	Кальций карбонат	-	0,90
19.	П.п.п.	3,50	5,56
20.	Вода гигроскопическая	0,70	0,45

Таблица 2
Результаты химического анализа средних проб руды

№ п.п.	Наименование элементов	Содержание в пробах, %		
		№Б-3	№Б-4	№Б-5
1.	Кремнезем	61,00	66,98	67,28
2.	Глинозем	14,47	14,74	11,34
3.	Железо	4,57	3,49	5,90
4.	Оксид железа (2+)	0,77	0,29	0,68
5.	Оксид титана	0,64	0,68	0,56
6.	Оксид кальция	3,64	1,21	1,40
7.	Оксид магния	0,80	1,01	1,62
8.	Оксид фосфора (+5)	0,14	0,14	0,19
9.	Оксид калия	3,73	3,93	1,60
10.	Оксид натрия	1,40	0,84	0,96
11.	Оксид углерода	2,46	0,75	0,92
12.	Сера общая	1,15	0,62	1,07
13.	Сера сульфатная	1,12	0,60	0,46
14.	Мышьяк	0,092	0,13	0,098
15.	Медь	0,0090	0,0045	0,011
16.	Свинец	0,0040	0,0050	0,0085
17.	Цинк	0,0080	0,0030	0,016
18.	Кальций карбонат	6,10	-	-
19.	П.п.п.	5,60	6,80	5,50
20.	Вода гигроскопическая	1,50	1,05	1,0

Антимонит. Встречен в концентратах скв. 115 (гл. 125-129 м) и скв. 116 (гл. 155-162 м). Зерна серые, блестящие с вертикальной штриховкой, мягкие, легко расщепляются на тонкие иглы; отмечаются радиально-лучистые агрегаты, вкрапления в кварце. Размер до 1-2 мм в длину.

Минералы вмещающих пород и жильных образований.

Кварц. Широко распространенный минерал. Отмечается несколько генераций кварца. В зонах метапород развит кварц-1, связанный с проявлениями процесса березитизации пород; ассоциирует с серицитом, полевым шпатом, карбонатом, пиритом ранней генерации.

Серицит является одним из главных минералов. Содержание его в метатерригенных породах от 0-5,3 до 23%; в метаэффузивах от 11 до 36%. Формы проявления – тонкие чешуйки, агрегативные скопления развивается в виде вытянутых по сланцеватости скоплений в цементе породы совместно с кварцем, иногда хлоритом, глинистыми минералами. Серицит в метаэффузивах почти нацело замещает плагиоклаз, часто содержит включения оксидов железа.

Хлорит в метатерригенных породах содержание хлорита от 0 до 10,5%; в метаэффузиве до 2-3,9%. Ассоциирует с серицитом, карбонатом, кварцем, часто замещается биотитом. Цвет розовато-зеленоватый до светло-зеленого; в хлорите часто отмечаются включения рутила, пирита и лимонита.

Амфибол. Встречается в измененных эффузивах в количестве 18-27%. Кристалл удлиненный, часто лучистый агрегат, бесцветный (или слабо окрашенный); с Ng 18-20%; двупреломление высокое. По оптическим характеристикам отвечает актинолиту. Образует сростания с серицитом, кварцем, а также содержит вросстки рутила.

Карбонат. Широко распространенный минерал, хотя количество его невелико. Так, в метатерригенных породах содержание его не превышает 0,2-3,5%. В метаэффузивах достигает 0,5-9%. Образует тонкозернистые скопления в брекчиях; в метаэффузивах развивается совместно с серицитом по полевым шпатам, в метатерригенных породах часто локализуется в виде пятен в цементе.

Биотит. Встречается локально, а содержание его варьирует в широких пределах. Максимальное содержание биотита установлено в филлитах углисто-слюдисто-глинистого состава (пробы Бш-20, Бш-27). Содержание биотита в пробах составляет 12,5-25%.

Лимонит. Является конечным продуктом изменения железосодержащих минералов – гётит, скородит, железосодержащего карбоната, биотит, хлорит.

В зоне окисленных руд лимонит развит в виде охристых, землистых агрегатов, порошковатых скоплений различного цвета. Часто в таких скоплениях отмечается высокое содержание золота, за счет скородита. Обычно лимонитовые скопления представляют собой сложные смеси, в которых присутствуют оксиды рудных минералов.

Гематит. Встречается в виде ксеноморфных зерен размером до 0,05-0,07 мм в гётите.

Ярозит. Встречается в метаалевролитах. Количество от 0,1 до 28%. Локализуется среди охристых скоплений лимонита. Зерна изометричны, ксеноморфны размером до 0,01-0,05 мм; Цвет желто-бурый, высокий рельеф и высокая интерференционная окраска.

Скородит. Встречается в виде аморфных землистых скоплений желто-зеленого с коричнево-зеленым цветом. Диагностируется микроскопически плохо, т.к. повсеместно ассоциируется с лимонитом и сам окисляется до лимонита; является продуктом окисления арсенипирита. В аншлифах отличаются столбчатые образования по форме соответствующие арсенипириту, но нацело выполненные охрами Fe-As состава.

Ковеллин, халькозин. Отмечается в виде единичных микрозерен в аншлифах.

Лейкоксен. Развивается по рутилу в виде мутно грязно-белой смеси. В шлифе непрозрачный, содержит реликты рутила; в отраженном свете белый, желтоватый.

Гунс. Встречается в виде игольчатых кристаллов в виде бесцветных, прозрачных или друзовидных скоплений в пустотах. Оптические характеристики стандартны.

Барит. Установлен в концентратах в виде удлиненных бесцветных кристаллов.

Каолинит. Широко развит в метатерригенных и вулканогенных породах. Является конечным продуктом изменения полевых шпатов. Часто полевые шпаты нацело замещены смесью слюдисто-глинистого состава. Содержание каолина в метатерригенных породах до 2,8-9,5%; в филлитах углисто-глинистого состава – 16-17%; в метатерригенных породах 4-10%.

Форма нахождения золота в руде изучалась с помощью рационального анализа, который проводился по стандартной методике, основанной на последовательном выщелачивании из руды золота цианистым раствором после предварительного его освобождения от связи с другими рудными и породообразующими компонентами. В схему рац. анализа включена операция щелочной обработки, целью которой являлось освобождение золота от ассоциации с минералами сурьмы и мышьяка. Вскрытие оксидов железа и марганца достигалось обработкой кеков II цианирования горячим раствором соляной кислоты. Для высвобождения золота, ассоциированного в тонкодисперсной форме с сульфидами железа и цветных металлов применяли кислотную обработку, а затем выщелачивание раствором цианистого натрия. Результаты рационального анализа проб руды приведены в табл. 1.

Умид. Технологическая проба № Б-3 отобрана с поверхностных выработок из расчистки № 1 весом 300 кг, в интервале 32,0-45,0 м бороздовым способом сечением 10x15. При среднем содержании 2,5 г/т.

Технологическая проба № Б-4 отобрана с подземной горной выработки шахты № 24 из двух стенок расщетки 24-1-2 в интервале 9,0-19,0 м и расщетка 24-1-4 в интервале 0,0-12,0 м бороздой сечением 5x10 см. по рудной залежи № 1 месторождения Умид, весом 2500 кг. При среднем содержании 2,6 г/т.

Таблица 3
Химический состав первичных руд месторождения Аджибугут

Компоненты, %	Компоненты, %
SiO ₂ – 62 - 72,8	MnO–0,03-0,7
Al ₂ O ₃ – 10 - 13,2	CaO–0,26-1,12
TiO ₂ – 0,6 - 2,83	MgO – 1,3 - 6,4
Fe ₂ O ₃ –1,43-4,06	Na ₂ O –1,13 – 2,76
FeO –1,4-3,24	K ₂ O –1,9-3,26
P ₂ O ₅ – 0,12 -0,31	S _{сульф.} –1,5 - 2,67 (сред. 1,87)
CO ₂ –0,0-0,88	As – 0,1 - 0,8 (сред. 0,5)
SO ₃ –0,0-0,17	Au –1,0-5,0г/т

Таблица 4
Результаты сорбционного цианирования проб

Наименование проб	Показатели цианирования				Результаты цианирования				
	Время сорб. циан., ч	Концентрация NaCN, мг/л		pH	Содержание Au, г/т		Извлечение Au, %	Расход реагентов, кг/т (100%)	
		нач.	конеч.		исх.	в хв. сорбц.		NaCN	CaO
«Аджибугут» «Колчиктау» «Бешаши» «Умид»	10,1	350	180	10,8	1,72	0,30	82,6	0,64	1,55
«Аджибугут» «Колчиктау» «Бешаши» «Аристантау»	10,1	350	180	10,8	1,71	0,34	80,1	0,63	1,73
«Аджибугут» «Колчиктау» «Бешаши» «Аристантау»	10,1	350	180	10,7	1,94	0,50	74,2	0,66	1,78
«Аджибугут» «Колчиктау» «Бешаши» «Аристантау»	10,1	350	180	10,8	2,15	0,58	73	0,64	2,1

Технологическая проба № Б-5 отобрано из хвостов проб 4-х колонковых скважин № 105; 107; 112 и 113, месторождения Умид по рудной залежи №1. Пробы отобраны с интервала 110,0-120,0 м по скважине № 105, в интервале 95,0-107,0 м по скважине № 107, в интервале 62,5-81,0 м по скважине № 112, в интервале 69,0-83,0 м по скважине №113, содержание золота отдельных проб колеблется от 0,7 до 5,3 г/т.

Рациональный анализ проб. С целью получения представления о технологических свойствах проб, степени их упорности и формах нахождения золота и серебра в руде, а также оценки гравитационно-цианистого варианта схемы их переработки был выполнен рациональный анализ проб по стандартной методике, заключающийся в последовательном выполнении следующих операций: цианирование, щелочная, соляно-кислотная обработка с последующим цианированием кеков. Рациональный анализ проводился на материале, измельченном до крупности 95% кл. – 0,074 мм. Результаты анализа приведены в табл. 2.

Участки Аджибугут. Минеральный состав первичных руд следующий: кварц (30-65 %), серицит, гидрослюда (15-31 %), полевые шпаты (13-17 %), хлорит (1,0-3,0 %), карбонаты (0,5-1,0 %), пирит (0,1 до 5-7 %), арсенопирит (0,1-5 %), гидроокислы железа (0,01, %).

Иногда встречаются халькопирит, апатит, рутил, сфен, ильменит, углистое вещество. Химический состав руд приведен в табл. 3.

По инженерно-геологическим условиям месторождение Аджибугут относится к сложному типу, что обусловлено чередованием различных разновидностей пород, широким развитием тектонических нарушений с зонами трещиноватости, дробления.

Основной объем горной массы представлен породами бесапальной свиты – метаморфизованными алевролитами, алевросланцами, сланцами, песчаниками, которые в сочетании с трещиноватостью определяют устойчивость бортов карьера. Частично в верхней части карьера распространены верхнемеловые и неоген-четвертичные отложения, представленные гравийными галечниками, песчаниками, алевролитами, песками, супесями, суглинками, общей мощностью от нескольких метров до 13-15 м. Эти отложения не влияют на устойчивость бортов карьера.

Физико-механические свойства пород изучались в ЦЛ ГГП «Узбекгидрогеология».

Физико-механические свойства пород значительно различаются между собой из-за наличия метасоматического прожилкового окварцевания, каолинизации, карбонатизации, сульфидных образований, ожелезнения, но в целом близки.

Наиболее прочными являются песчаники, алевропесчаники, породы рудной зоны; менее прочными – сланцы, алевролиты. Предел прочности пород при сжатии изменяется от 12,5 до 108 МПа с преобладанием в пределах 21-66 МПа. При водонасыщении породы теряют свои прочностные свойства на 20-30 %.

По генезису трещины, в основном, тектонические. По степени трещиноватости распространены породы от слабо до сильно трещиноватых, в основном, средне- и сильно трещиноватые.

Интенсивность трещиноватости вблизи крупных разломов, как

правило, увеличивается.

Минеральный состав рудоносных зон и рудных тел месторождения Аристантау довольно разнообразен и обусловлен развитием ряда эндогенных минеральных парагенетических ассоциаций, краткая характеристика которых приводится ниже. Кварц-арсенопирит-пиритовая ассоциация – единственная золото-продуктивная. Наблюдается в виде прожилков существенно кварцевого состава мощностью от нитевидных до 20-25 см, как правило секущих сланцеватость вмещающих пород. Кроме кварца, составляющего не менее 90% объема ассоциации, имеют развитие карбонаты, калиевый и полевой шпат, серицит, реже альбит. Эти минералы в сумме составляют не более 10%. Сульфиды представлены арсенопиритами и пиритом, количество которых не превышает 3%, пирит всегда превалирует. По данным рационального анализа большая часть золота (80,4%) находится в рудах в свободной форме (23,6%) или связано с хлоридами, сульфатами (56,8%). С гидроокислами железа связано в среднем 3,1% золота. Основными минералами-концентраторами золота на месторождении Аристантау являются кварц со свободным золотом, ярозит (золото связано с сульфатами), гидроокислы железа (гетит).

Минералогический анализ рудных тел показал следующие соотношения ведущих минералов: кварц – 40-50%; слюды (с гидрослюдами) – до 30%; полевые шпаты – 10-15%; карбонаты – 5-10%; сульфиды – до 3%.

Пирит представлен кубическими, кубопентагондодекаэдрическими кристаллами, реже неправильными зернами размером от субмикроскопического до 0,3мм. Арсенопирит уступает пириту в количественном отношении (1:10), не превышает 0,5%. Присутствует в виде призматических, часто удлиненно-призматических зерен неправильной формы размером 0,1-0,6 мм. Идиоморфные зерна редки.

Химические свойства минералов и руд характеризуют растворимость в растворах различных органических и неорганических растворителей в присутствии окислителей с целью последующего применения флотационных, гидрометаллургических, биохимических и электрохимических технологий в схемах комплексной переработки полезных ископаемых. Различие в химических свойствах минералов используется при селективном или коллективном растворении минеральных рудных или породных компонентов.

Эффективность растворения зависит от интенсивности перемешивания пульпы, температуры, минерального состава (самородные металлы, оксиды, карбонаты, сульфаты, сульфиды и т.д.) и применения бактериальных культур.

По результатам изучения технологических свойств полезных ископаемых проводится геолого-технологическая типизация руд месторождения с выделением промышленных (технологических) типов и сортов руд, составляются геолого-технологические карты и разрезы. Производится оценка и утверждение запасов месторождения [5].

Для определения параметров исходного сырья, как объекта обогащения, проводится ряд работ, в состав которых, при необходимости, входят такие виды исследований: минералогический, петрографический, гранулометрический и фракционный анализы; определение физических и технологических характеристик минералов и руд.

Библиографический список:

1. Козин В.З. Исследование руд на обогатимость: учеб. пособие; Урал. гос. горн. ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2008. – 314 с.
2. Порохов Г.С. Разведка и геолого-экономическая оценка месторождений полезных ископаемых: учебник. – Санкт-Петербург: Санкт-Петербург. гос. горн. ин-т, 2004. – 244 с.
3. Козин В.З. Контроль технологических процессов обогащения. – Екатеринбург: Изд-во. УГГУ, 2005. – 302 с.
4. Карпенко Н.В. Опробование и контроль качества продуктов обогащения руд. – Москва: Недра, 1987. – 216 с.
5. Холмуродов Б.О., Джураева М.Ш. Повышение качества рудоподготовки на основе химического анализа гранулометрического состава руд РУ «ГМЗ-1» Горный вестник Узбекистана №1 2021 (84) – С.90 – 92.

ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ РАБОЧИХ ЭЛЕМЕНТОВ ТОРМОЗНОГО МЕХАНИЗМА БУРОВОЙ ЛЕБЕДКИ В РЕЖИМЕ ТОРМОЖЕНИЯ



Нурматов Ж.Т.,
соискатель кафедры
«Технология машин и
оборудования» КарИЭИ



Сатторов Л.Х.,
доцент кафедры
«Разработка и эксплуатация
нефтяных и газовых месторождений»
КарИЭИ



Курбанов А.А.,
проф. кафедры
«Металлургия» НГГИ, д.т.н.



Жиянов А.Б.,
ст. преп. кафедры
«Добыча и переработка руд
редких и радиоактивных металлов»
НГГИ

Maqolada bazaltlarni issiqlik ta'sir ettirib, qayta ishlashda petrugiya jarayonlaridan foydalanish keng tarqalgani yoziladi. Shu bilan bir qatorda petrugiya asosida qilingan quyma detal – neft va gaz sanoatining burg'ulash uskunalarining tormozlash mexanizmi, «tormozlash kolodkasi» va uning ish rejimi, ishchi elementlar bilan ta'sirlashuvi, kolodkani tormozlanish jarayoni va uning oqibatlari hamda e'tiborli faktorlarni aniqlab olishga yo'naltirilgan ma'lumotlarni o'z ichiga oladi. Bazaltlardan issiqlik saqlovchi tolalar, plitkalar, sementlar, armaturalar, to'rlar olinmoqda. Shu sababli ushbu maqolada olinadigan mahsulotlar assortimenti katta emasligi bayon etilgan. Assortimentni oshirish uchun esa bazaltlarni faqat suyultirib qayta ishlash bilan chekanmaslik kerakligi faktlar yordamida isbotlab berilgan. Shu bilan birga bazaltlarning kimyoviy tarkiblari berilgan. Bazaltlarni kimyoviy tarkiblariga qarab ularni qayta ishlash texnologiyasi tanlab, belgilanib olinadi.

Maqolada neft va gaz sanoatining burg'ulash uskunalarini tormozlash mexanizmi, «tormozlash kolodkasi»ga qo'yiladigan talablar, dinamik g'arametrlah va ularni boshqarish imkoniyatlari haqida so'z boradi. Bu parametrlarga asosan esa bazaltlardan quyiladigan tormozlash detallarini yaratish tavsiyalari berilgan.

Tayanch iboralar: tormoz kolodkasi, lebyodka, burg'ulash, baraban, bazalt, lenta, oliven, piroksen, parchalanish, kimyoviy, fizikaviy, mexanikaviy, bo'linish, shlam, gidrooksid, karbonat, diabaz.

В статье отмечается широкое использование петрографических процессов при термической обработке базальтов. Кроме того, окаменевшая литая деталь - для определения механизма торможения бурового оборудования в нефтегазовой отрасли, «тормозной колодки» и режима ее работы, взаимодействия с рабочими элементами, процесса торможения колодки и его последствий, и важные факторы. содержит целевую информацию. Из базальтов добывают теплоизоляционные волокна, плитку, цемент, арматуру и сетки. Поэтому в этой статье сказано, что ассортимент товаров невелик. Для увеличения ассортимента доказано фактами, что базальт не должен ограничиваться жидкой обработкой. Однако приведен химический состав базальтов. В зависимости от химического состава базальтов выбирается и определяется технология их обработки. В статье рассматривается механизм торможения бурового оборудования в нефтегазовой отрасли, требования к «тормозным колодкам», динамическим гарометрам и возможности их реулирования. Исходя из этих параметров, рекомендуются изготавливать детали тормозов из базальта.

Ключевые слова: тормозная колодка, лебедка, дрель, барабан, базальт, лента, оливин, пироксен, разложение, химический, физический, механический, деление, шлам, гидроксид, карбонат, диабаз.

Тяжелые условия работы тормозных колодок буровых лебедок нефтегазовой промышленности, характеризующиеся динамическими нагрузками, где, значительное количество механической энергии в течение короткого периода времени должно преобразовываться в тепловую энергию, будет передаваться в окружающую среду без снижения работоспособности тормоза и лебедки, что в последствии делают систему динамичной, технологичной. В данном случае большое внимание уделяется вопросам повышения надежности, обеспечения прочности, долговечности и эффективности использования элементов тормозных устройств. Для выявления оптимального решения этих задач в настоящее время осуществляются исследования по следующим основным направлениям: разработка и использование новых материалов для рабочей поверхности с повышенными тормозными способностями, конструктивное усовершенствование механической части и привода существующих тормозов и создание новых конструкций и материалов.

Необходимо отметить, что рабочий процесс на буровых лебедках буровых установок разведочного и глубокого бурения является сложномеханическим процессом и поэтому, снабжен достаточно надежными тормозными устройствами. Однако, как показывает специфика работы установок, практика и опыт их эксплуатации, имеет место проблема быстрого износа фрикционных элементов (тормозных колодок и барабанов). В данном вопросе имеет практическое значение надежность, технологичность и эффективность работы тормозных устройств, которые часто зависят от материала тормозной колодки.

Неграмотный выбор материала тормозной колодки приводит к износу колодок вдоль дуги обхвата лентой барабана буровых машин, что происходит вследствие неравномерного распределения контактных давлений. В результате этого тормозные колодки нерационально идут в отброс, и в целом система теряет надежность и как показывает обзор научной литературы, эта проблема на сегодняшний день остается до конца не решенной.

В настоящей работе излагаются результаты исследования ленточного-колодочного тормоза буровой лебедки. Где в качестве материала тормозной колодки буровых машин использован базальтовый, литой сплав. Предлагается способ расчета равномерного распределения контактных давлений вдоль дуги обхвата колодками тормозного барабана с сохранением прочностных характеристик материала литого базальтового сплава и, следовательно, в работе изучены результаты попыток обеспечить минимальный износ базальтовой колодки, что повысит надежность торможения и механизма в целом.

Применение в нашем случае в качестве материала колодки литого сплава базальта аргументируется достаточно высокой прочностью базальтовой породы и базальтовых материалов, сохранением работоспособности в пределах температур от -600 до +800°C, с высоким коэффициентом трения чем традиционные материалы колодок, простотой изготовления т.д.

Применение предложенного материала сплава базальта взамен традиционных фрикционных материалов осуществлялось без изменения конструкторской особенности тормозного механизма лебедки буровой установки. На рис. 1 – 3 представлены предложенные нами расчетные схемы, которые условно описывают расположение отдельных рабочих элементов тормозного механизма лебедки буровых установок таких как: ЛБУ 1200, ЛБУ 1200К, ЛБУ 37-1100Д, ЛБУ 37-1100Д-1, ЛБУ 900-1.

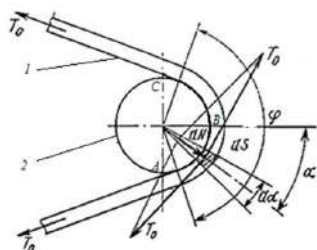


Рис. 1. Условная расчетная схема равновесия традиционной тормозной ленты на шкивах и барабанах (на дугообразной поверхности цилиндра): 1 – тормозная лента, 2 – цилиндр

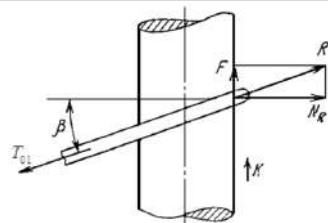


Рис. 2. Условная расчетная схема обгания нити элементарной поверхности барабана буровой установки

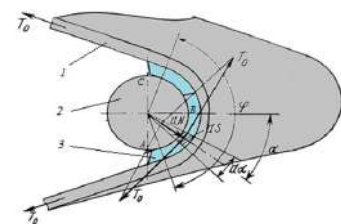


Рис. 3. Расчетная схема тормозной колодки лебедки: 1 – тормозная лента; 2 – барабан; 3 – тормозная колодка

На основе анализа данных отечественной и зарубежной литературы по динамике ленточных и ленточно-колодочных тормозов выявлено, что тормозная система буровой лебедки является устаревшей и нуждается в применении новых технических и технологических решений, что повышает эффективность работы тормозов. В данном случае важное практическое значение имеет физические, химические и эксплуатационные характеристики материалов тормозной колодки [1, 2, 3].

Ленточно-колодочные тормоза – это фрикционные изделия, работающие в тормозных механизмах и предназначенные для создания за счет сил трения сопротивления движению. Применяются для обеспечения необходимой эффективности торможения в тормозных устройствах при кратковременной температуре до $+600^{\circ}\text{C}$ и удельном давлении до $5,0 \text{ МПа}$. Для тормозных колодок буровых лебедок рекомендуют применять стандартные размеры из различных фрикционных материалов: тканевые, из прессованного асбестового волокна с металлической сеткой или специальных пластмасс и др. фрикционных материалов. Материал для изготовления тормозных колодок должен обладать высоким коэффициентом трения (0,4 – 0,5), большой прочностью, теплостойкостью, обеспечивать небольшой износ колодок и тормозного шкива и хороший отвод тепла.

Следует подчеркнуть, что существуют различные типы тормозных колодок: твердые прессованные, мягкие, тканевые и т.д. Имеется также много различных промежуточных типов прессовано-тканевых колодок. Чем больше твердость колодок, тем меньше их износ, но

тем быстрее изнашиваются тормозные шайбы. Мягкие тканевые колодки сами изнашиваются быстрее, но при этом износ тормозных шкивов меньше. Коэффициент мягких колодок обычно выше, чем твердых.

Для лебедок глубокого бурения наилучшими являются прессованные колодки средней твердости. Для колодок применяют асбест каучуковые материалы 6КХ - 1 и ретинакс ФК - 24А, в которой связкой служат фенолформальдегидные смолы. Колодки из ретинакса можно применять при удельной нагрузке $5 - 6 \text{ МПа}$ и скорости торможения $50 - 60 \text{ м/с}$. Теплостойкость поверхности этого материала до 1000°C . Твердость ретинакса НВ 33, плотность 210 кг/с .

Но, несмотря на перечисленные положительные показатели, тормозные колодки, изготовленные из этих материалов долго не выдерживают нагрузки буровых установок. Особенно такое явление наблюдается при глубоких бурильных работах, где материалы композитов быстро изнашиваются, выгорают, ломаются и т.д. Поэтому предлагаемый авторами базальтовый сплав, не является композитом. Он состоит из металлосодержащих оксидов, в совокупности силикатных соединений.

Предложенный в качестве материала тормозной колодки буровых лебедок базальтовый сплав, можно аргументировать следующими показателями. Например: плотность базальтовой породы по шкале Мауса близка к $3000 \div 5000 \text{ кгН/м}^3$; предел прочности на сжатие достигает $2900 \div 3300 \text{ кгН/м}^3$; образовавшийся путем плавления базальтовый сплав, который предложен в качестве материала колодки имеет твердость выше чем ст. 20, которая используется для производства стальных трубопроводов, в отличие от фрикционных материалов, базальтовый сплав в процессах торможения не истирается, а упрочняется.

Экспериментально установлено, что помимо изложенного, базальтовые сплавы при скорости торможения $43 \div 48 \text{ м/с}$, имеют коэффициент трения в пределах $0,54 \div 0,56$. Различия показателей коэффициента трения объясняется различными свойственными показателями базальтовой породы и их сплавов, которые меняются с изменением базальтового месторождения и влияют на показатели коэффициента трения.

Как известно, когда меняются свойственные показатели материала, параллельно меняются технические и технологические параметры объекта и в статике и в динамике. Если так, с учетом последнего рассмотрим изменения углов расположения базальтовых колодок вдоль дуги скольжения, при котором нормальные усилия в местах контакта колодки с барабаном будут равны между собой.

Использование такого способа расположения колодок позволяет, как подчеркивают авторы [3, 4, 5], снизить износ базальтового сплава, и таким образом, увеличить срок службы колодок. Имея в запасе изложенные соображения, приступим к краткому теоретическому обоснованию и анализу результатов изучения состояния тормозной ленты, базальтовой колодки и влияния изменения силовых параметров на качество торможения тормозной системы.

В ранних работах достаточно изучены и проведено подробное исследование динамики ленточного тормоза буровой лебедки. На основании проведенных исследований представлены методики расчетов, результаты которых позволяют получить равномерное распределение контактных давлений вдоль дуги обхвата колодками тормозного шкива с сохранением прочностных характеристик материалов и, следовательно, добиться равномерного износа колодок. Авторы работы [3, 4] по данному вопросу излагают, что результаты исследований показывают, что одним из существенных недостатков ленточного тормоза является неравномерный износ фрикционных колодок вдоль дуги обхвата, что происходит вследствие неравномерного распределения контактных давлений. Вследствие этого тормозные колодки нерационально идут в отброс и в целом система теряет надежность. Оттуда вытекает, что применение в качестве материала колодок «ретинакса» или других фрикционных или пластмассовых составляющих композитов в настоящее время не удастся полностью удовлетворить спрос технологических требований ленточно-колодочной тормозной системы.

Для упрощения решения поставленной задачи, создав расчетную схему, авторы данной статьи принимали следующие допущения:

- тормозная лента условна, принимается как гибкая нить;
- в процессе движения и торможения нить не растягивается;
- в процесс обхвата тормозного барабана нитью, последний обеспечивает равновесию силу торможения.

Анализ данного процесса показывает, что сам поток движения ленточно-колодочного тормоза и постоянное взаимодействие его с тормозным барабаном носит сложный характер. Считаем, что обхватывающая лента тормозного барабана имеет исходное натяжение T_0 и натяжения на выходе T_{01} . Они не могут быть равными, так как при выходе натяжения будет увеличиваться с учетом сопротивления рабочих элементов на ленту. Поэтому установлено, что в тормозных механизмах всегда $T_{01} > T_0$ [3-6].

Для достижения ожидаемых результатов введем параметр β , означающий угол наклона ленты на барабан. Его приближенное значение определим следующим образом. Рассмотрим элемент ленты (условно принято, как нить) dS в произвольном ее сечении α . По рис. 1 элементарную силу трения, действующую на элемент нити напишем, таким образом:

$$dF = dN\mu, \quad (1)$$

где dN – элементарная, нормальная составляющая коэффициента трения нити (для различных материалов ленты)

$$dN = 2T_0 \sin \frac{d\alpha}{2} \cos \beta, \quad (2)$$

Из-за незначительной величины угла $d\alpha$ можно им пренебречь. Тогда можно выразить его через дугу обхвата и записать так,

$$dN = T_0 \cos \beta d\alpha, \quad (3)$$

Поставив выражение (3) в (1), будем иметь

$$dF = T_0 \cos \beta \mu d\alpha, \quad (4)$$

Тогда с учетом изгибной жесткости ленточной колодки последняя формула приобретает следующий вид:

$$dF = T_0 \cos \beta \mu d\alpha + EI + N_{\mu}, \quad (5)$$

где, EI – изгибная жесткость ленточной колодки и N_{μ} – параметры силы и коэффициента трения колодки о поверхности барабана.

Интегрируя последние выражения по углу обхвата лентой барабана и обозначив $T_{01} = EI + N_{\mu}$ получим суммарную силу трения тормозной системы с учетом параметров обхватываемого участка барабана лентой

$$F = T_0 \cos \beta \mu \int_0^{\varphi} d\alpha = T_0 \cos \beta \mu \varphi + T_{01}, \quad (6)$$

Тогда элементарная нормальная составляющая равна

$$dN_R = dN \cos \alpha = T_0 \cos \beta \cos \alpha d\alpha, \quad (7)$$

В таком случае общая нормальная сила выразится как интеграл по углу обхвата захватывающими колодками зоны взаимодействия.

$$N_R = 2T_0 \cos \beta \int_0^{\frac{\varphi}{2}} \cos \alpha d\alpha + T_{01}, \quad (8)$$

Согласно расчетной схеме:

$$N_R = 2T_0 \cos \beta \sin \frac{\varphi}{2}$$

$$\operatorname{tg} \beta = \frac{F}{N_R} = \frac{T_0 \cos \beta \mu \varphi}{2T_0 \cos \beta \sin \frac{\varphi}{2}}, \quad \operatorname{tg} \beta = \frac{\mu \varphi}{2 \sin \frac{\varphi}{2}}$$

Из последней формулы видно, что равновесие положения нити в момент обхвата барабана определяется углом β - угла наклона ленты.

Как было отмечено выше, тормозная лента условно принята как нить. Следовательно, последняя огибает нить по поверхности барабана. Если нить огибает цилиндрическую поверхность барабана по винтовой линии, то силу натяжения тормозной ленты приближенно можно определить по классической формуле Эйлера:

$$T_{01} = T e^{\mu \varphi}$$

где, φ – угол обхвата стержня нитью.

В таком случае, с учетом изложенных параметров для определения силы трения и жесткости материалов колодки и параметров, указанных на рис. 2 и 3 напишем формулу определяющую исходную силу натяжения нити:

$$T_{01} = T_0 + T \cdot e^{\mu \alpha} + F_2 \left(\frac{EJ}{2\rho^2} \right), \quad (9)$$

Тогда с учетом формулы (6) и (9) получим

$$T_0 = T_{01} \cdot e^{-\mu \alpha} + F_1 \left(\frac{EJ}{2\rho^2} \right), \quad (10)$$

Из этого следует, что общее натяжение тормозной ленты равно [4, 5, 6]:

$$\Delta T = T_0 + T_{01}, \quad (11)$$

Таким образом, с учетом некоторых допущении получили формулу для расчета силовых параметров тормозной ленты, где в качестве тормозной колодки предлагается использовать базальтовый сплав. Базальтовый сплав в отличие от действующих фрикционных материалов, имеет свои специфические особенности, свойственные и вещественные показатели, данные о которых не встречаются в современных технических источниках.

Изложенный приближенный метод расчета сил трения и натяжения тормозной ленты помогут теоретически анализировать показатели силовых параметров ленточно-колодочной тормозной системы

В целом, анализ полученных результатов исследования показывает, что рекомендуемые тормозные колодки из местных базальтов литьевым способом могут обеспечить равномерное их расположение на поверхности барабана.

Рекомендуемый материал ленточно-тормозной колодки обеспечивает ускоренные торможения лебедки барабана буровой установки, чем действующие фрикционные и пластмассовые колодки.

Такой показатель можно достичь за счет правильного выбора материала или на основе заданных оптимальных параметров базальтовой колодки, где будут учитываться особенности конструктивной новизны колодок тормозной системы.

Библиографический список:

1. Ахметов С.М., Ахметов Н.М., Абуғалиев С.К., Канатов А.Е. Рабочий орган ленточного тормоза буровой лебедки // Описание изобретения по Патенту РК № А(КЗ) 22843. – Бюл. № 8, 2010. 7 с.
2. Ахметов С.М., Ахметов Н.М., Суюнгариев Г.Е., Канатов А.Е. Ленточно-колодочный тормоз лебедки буровой установки // Описание изобретения по Патенту РК № А(КЗ) 22844. – Бюл. №8, 2010. 8 с.
3. Кузнецов Б.А. Расчет и проектирование петлеобразующей системы основовазальных машин. -М. ЛЕГПРОМБЫТИЗДАТ. 1989, 150 с.
4. Курбанов А.А. Разработка рациональной технологии переработки разнотипных базальтов Узбекистана. Автореферат на соис. уч. степени доктора технических наук. РУз. Академия МВД. Ташкент, 2016. 56 с.
5. Александров М.П. Тормоза подъемно-транспортных машин. Изд.3-е, доп. и перераб. – М.: Машиностроение, 1976. 383 с.
6. URL: metallichecky-portal.ru/marki_metall/ov/stk/20.

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ГОЛОЛЕДООБРАЗОВАНИЯ И ВЫЧИСЛЕНИЕ МАССЫ ЛЬДА НА ЛИНИЯХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ПРОВОДОВ



Худайбердиев О.Ж.,
старший преподаватель кафедры
«Высшая математика и информаци-
онные технологии» НГПИ



Карабекян С.Х.,
ассистент кафедры
«Высшая математика и информаци-
онные технологии» НГПИ



Норов Г.М.,
ассистент кафедры
«Высшая математика и информаци-
онные технологии» НГПИ



Жумабоев Э.О.,
ассистент кафедры
«Автоматизация и управление»
НГПИ

Elektr simlari tarmoqlariga muz og'irligining ta'sirini o'rganish shuni ko'rsatadiki, bu masala sohadagi muhim masalalardan biridir. Muzning paydo bo'lishi favqulodda vaziyatlarga olib keladi. Ularni bartaraf etish uchun ko'pincha elektr tarmoqlarini uzish kerak bo'ladi va bu ushbu tarmoqdagi ko'plab iste'molchilarini hamda korxonalarini to'xtatilishini anglatadi. Muz hosil bo'lishining zararlanshini o'rganish usullaridan biri bu elektr uzatish tarmoqlarining ma'lum bir segmentidagi simlar ustidagi muz massasini hisoblash usulini ishlab chiqish va uning natijasiga asosan favqulodda vaziyatlarga olib kelmaydigan usullarni qo'llashdir.

Ushbu maqola ma'lum vaqt ichida hosil bo'lgan shamol tezligi, havo harorati va havo namligiga qarab elektr simlaridagi muz massasini hisoblash masalasini hal qiladi. Elektr uzatish tarmoqlarining, ayniqsa, zaif joylarida muz hosil bo'lishining natijasiga qarab, muzning qalinligi oshib borishi favqulodda vaziyatlarga olib kelguniga qadar bu jarayonni oldini olish mumkinligi ko'rsatilgan.

Tayanch iboralar: muz, muz shakllanishi, elektr simlari liniyalari, simning og'irligi, muzning og'irligi, shamol tezligi, havo harorati, havo namligi, simlarning zichligi, ko'ndalang kesim yuzasi, hajmi, funktsiyasi, differentsial, integral, o'sish.

Изучение влияния гололедной нагрузки на линии электрических проводов показывает, что эта задача является одним из важных вопросов в этой отрасли. Гололедообразование приводит к аварийным ситуациям, для устранения которых часто приходится отключать линии электрических проводов, а это означает остановку многих предприятий, питающихся по этой магистрали. Одним из способов изучения ущерба гололедообразования является разработка методики вычисления массы льда на проводах на некотором отрезке ЛЭП и в зависимости от массы льда на проводах применяются те или иные методы предотвращения аварийных ситуаций.

В данной статье решается задача вычисления массы льда на электрических проводах в зависимости от скорости ветра, температуры воздуха, влажности воздуха образованного в течение некоторого времени. Зная результат гололедообразования в особенно уязвимых местах ЛЭП, можно предотвратить этот процесс, пока увеличивающаяся толщина льда не приведет к аварийным ситуациям.

Ключевые слова: гололед, гололедообразование, линии электрических проводов, масса провода, масса льда, скорость ветра, температура воздуха, влажность воздуха, плотность провода, площадь поперечного сечения, объем, функция, дифференциал, интеграл, приращение.

Процесс гололедообразования на линиях электрических проводов (ЛЭП) является часто встречающимся явлением. Причинами гололедообразования могут быть в основном климатические условия: скорость ветра, влажность и температура воздуха в регионе, а также рельеф местности, по которой проходит ЛЭП. Гололедообразование на ЛЭП и его последствия приносит много ущерба в тех регионах, где используются электричество из этой линии. Если гололедообразование переходит допустимую норму, то в последствии могут происходить аварийные ситуации в виде обрыва ЛЭП, ломаются изоляторы или могут разрушаться конструкционные опоры. В данной статье решается задача вычисления массы льда на проводе в зависимости от вышеперечисленных условий появления гололедообразования.

Изучение, для прогноза, изменения гололедной нагрузки на линии электрических проводов в различных зарубежных и отечественных источниках [1-4], а также анализ проведенных экспериментальных данных показывает, что эта задача является одним из важных вопросов в этой отрасли. Гололедообразование приводит к аварийным ситуациям, для устранения которых часто приходится отключить ЛЭП, а это означает остановку многих предприятий, питающихся по этой магистрали. Экономический ущерб от гололедообразования в ЛЭП оказался очень высоким. Именно по этой причине рассматриваются различные методы устранения гололедообразования в ЛЭП [3-6]. Одним из способов изучения ущерба гололедообразования является разработка методики вычисления массы льда на проводах на некотором отрезке ЛЭП. Ниже рассматривается математическая модель гололедообразования и приводится алгоритм вычисления толщины льда, образованного в некоторой части ЛЭП.

Пусть, для определенности, рассматривается провод массой m , у которого длина равна l , плотность ρ и площадь поперечного сечения S , т.е. задана взаимосвязь этих параметров с массой в виде:

$$m = \rho l S$$

В процессе гололедообразования масса этого провода изменится. Требуется решить задачу об изменении массы провода в процессе образования на нём льда.

Для решения этой задачи, требуется изучить процесс гололедообразования, т.е. причины, при которых возникает гололедообразование. Возникновение гололедообразования зависит от следующих факторов: увеличение скорости ветра, понижение температуры и увеличение влажности воздуха. Таким образом, эти три фактора являются основными, под их влиянием на проводе начинается процесс гололедообразования. За счёт образования на проводе гололеда увеличивается площадь поперечного сечения, вследствие чего увеличивается масса провода. Таким образом, эта задача сводится к изучению процесса увеличения площади поперечного сечения S . Площадь поперечного сечения S определяется следующим образом. Так как процесс гололедообразования зависит от скорости ветра, температуры и влажности воздуха в течение некоторого времени, то эту взаимосвязь можно написать в виде функции

$$S = S(v, T, p, \tau) \quad (1)$$

где v – скорость ветра, T – температура воздуха, p – влажность воздуха, τ – время.

Теперь определим взаимозависимость параметров v , T , p . Температура изменится при возрастании скорости ветра, поэтому

$$T = \alpha v$$

где α – коэффициент пропорциональности.

Так как температура понижается (по условию задачи она убывающая функция), то она берется с отрицательным знаком. Далее, влажность воздуха зависит от температуры, эта зависимость описывается в виде $p = -\beta T$, где β коэффи-

циент пропорциональности. Из вышеуказанных рассуждений вытекает, что равенство (1) преобразуется в следующее уравнение:

$$S = S(v, T, p, \tau) = \frac{\rho v \tau}{-T}, \quad (2)$$

Уравнение (2) является функцией четырёх переменных. Для определения изменения площади поперечного сечения S приводим её к функции трёх переменных, используя взаимозависимости скорости ветра, температуры и влажности воздуха.

Для этого выразим температуру и влажность воздуха через скорость ветра, т.е.

$$T = -\alpha v \quad \text{и} \quad p = \alpha \beta v$$

Тогда будем иметь следующее уравнение:

$$S = \frac{\rho v \tau}{-T} = \frac{\alpha \beta v \tau}{\alpha v} = \beta v \tau, \quad (3)$$

Из уравнения (3) определим скорость изменения площади поперечного сечения S при изменении скорости ветра

$$S + \Delta s_v = \beta(v + \Delta v)\tau,$$

$$\Delta s_v = \beta v \tau + \beta \Delta v \tau - S = \beta v \tau + \beta \Delta v \tau - \beta v \tau = \beta \tau \Delta v.$$

Отсюда находим предел отношения приращения Δs к приращению Δv , при $\Delta v \rightarrow 0$

$$\lim_{\Delta v \rightarrow 0} \frac{\Delta s}{\Delta v} = S = \beta \tau \quad \text{или} \quad dS = \beta \tau dv, \quad (4)$$

Теперь, интегрируя обе части равенства (4) получим:

$$S_v = \beta \tau v + C_1, \quad (5)$$

где C_1 – постоянная интегрирования. Постоянная C_1 находится из начальных условий

$$S = S_0, v = v_0, \tau = \tau_0. \quad (6)$$

$$C_1 = S_{0v} - \beta \tau_0 v_0 \quad (6a)$$

Далее, выражая S через T и p получим равенства в виде (3), т.е. зависимость площади от температуры и влажности. Рассуждая таким же образом, как для случая v скорости ветра и провода аналогичные операции получим:

$$S_T = \frac{\beta}{\alpha} \tau T + C_2, \quad (7)$$

$$C_2 = S_{0T} + \frac{\beta}{\alpha} \tau_0 T_0, \quad (7a)$$

$$S_p = \frac{1}{\alpha} p + C_3, \quad (8)$$

$$C_3 = S_{0p} - \frac{1}{\alpha} \tau_0 p_0, \quad (8a)$$

Теперь суммируя левые и правые части равенства (5), (7) и (8) имеем:

$$S = S_v + S_T + S_p = \frac{1}{3}(\beta \tau v + C_1 + \frac{\beta}{\alpha} \tau T + C_2 + \frac{1}{\alpha} \tau p + C_3)$$

Или

$$S = \frac{1}{3}(\beta v + \frac{\beta}{\alpha} T + \frac{1}{\alpha} p)\tau + C, \quad (9)$$

где:

$$C = \frac{1}{3}(C_1 + C_2 + C_3)$$

Найденное выражение для площади поперечного сечения (9) подставим в формулу нахождения массы ЛЭП:

$$m = \rho l S = \rho l \left[\frac{1}{3} \left(\beta v + \frac{\beta}{\alpha} T + \frac{1}{\alpha} p \right) \tau + C \right] \quad (10)$$

При вычислении массы учитываются начальные условия для выражений площади поперечного сечения: $S = S_0$
 скорости ветра: $v = v_0$
 температуры: $T = T_0$
 влажности воздуха: $p = p_0$

Постоянную C из (9) определим следующим образом:

$$C = S - \frac{1}{3} \left(\beta v + \frac{\beta}{\alpha} T + \frac{1}{\alpha} p \right) \tau$$

Подставляя в равенство (10) получим:

$$m = \rho l S = \rho l \left[\frac{1}{3} \left(\beta v + \frac{\beta}{\alpha} T + \frac{1}{\alpha} p \right) \tau + C \right] = \rho l \left[\frac{1}{3} \left(\beta v + \frac{\beta}{\alpha} T + \frac{1}{\alpha} p \right) \tau + S - \frac{1}{3} \left(\beta v + \frac{\beta}{\alpha} T + \frac{1}{\alpha} p \right) \tau \right] = \rho l S$$

Тогда получим $m = \rho l S$, что доказывает правдивость полученного результата.

Для определения массы m , находим значения ρ , l и S .

Для нахождения плотности ρ провода длиной 1 м, состоящего из алюминия и стали, воспользуемся формулой нахождения массы этого провода

$$m = m_a + m_c,$$

где m_a – масса алюминия, m_c – масса стали.

Тогда имеем:

$$\rho = \frac{\rho_a V_a + \rho_c V_c}{V_a + V_c} = \frac{\rho_a S_a l + \rho_c S_c l}{S_a l + S_c l} = \frac{\rho_a S_a + \rho_c S_c}{S_a + S_c}, \quad (11)$$

здесь ρ_a – плотность алюминия, ρ_c – плотность стали, V_a – объём алюминия, V_c – объём стали, S_a – площадь поперечного сечения провода из алюминия, S_c – площадь поперечного сечения провода из стали, l – длина провода.

Учитывая справочные данные плотности алюминия и стали [7] находим:

$$\rho_a = 2700 \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}, \quad \rho_c = 7800 \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}$$

$$S_a = 326,56 \text{ мм}^2 = 326,56 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2, \\ S_c = 38,57 \text{ мм}^2 = 38,57 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2.$$

Тогда

$$S = S_a + S_c = 326,56 + 38,57 = 365,13 \text{ мм}^2$$

На основе выражения (11) находим значения

$$\rho = 3238,73 \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}.$$

Окончательно имеем:

$$m_0 = \rho_0 l_0 S_0 = 3238,73 \cdot 1 \cdot 365,13 \cdot 10^{-6} = 1,183 \text{ кг}.$$

После того, как вычислены все параметры, упуская промежуточные элементарные выкладки, напишем общее выражение для массы провода

$$m = 28,987 + 2,16 \alpha \tau + 1,08 T \tau + 0,54 p \tau$$

Теперь вычислим массу льда $m_x = m - m_0$ для $l = 1$ м провода:

$$m_x = m - m_0 = (28,987 + 2,16 \cdot 21,6 \cdot 10800 + 1,08 \cdot 266 \cdot 10800 + 0,54 \cdot 0,81 \cdot 10800) \cdot 10^{-6} - 1,183 = 3,611 - 1,183 = 2,428 \text{ кг}.$$

$$m_x = m - m_0 = (28,987 + 2,16 \cdot 21,6 \cdot 10800 + 1,08 \cdot 266 \cdot 10800 + 0,54 \cdot 0,81)$$



Рис. 1. Гололед образованный на ЛЭП



Рис. 2. Последствие гололедообразования на ЛЭП



Рис. 3. Последствие гололедообразования на опорах ЛЭП

Сопоставляя полученные результаты с результатами полученными экспериментально, убеждаемся, что погрешность составляет менее 0,01%. Процесс гололедообразования и его последствия, приведены на рис. 1-3 (фото взято из интернета). При решении поставленной задачи, проведено тщательное исследование процесса гололедообразования, приводящее к аварийным ситуациям. На основе анализа проведенных исследований опреде-

лена аналитическая зависимость тех параметров, которые приводят к гололедообразованию на линиях и в результате получена формула вычисления массы льда, образованной в определенной части ЛЭП.

Используя исходные данные, получены результаты по готовой формуле. Эти результаты сравнены с результатами, полученными экспериментально. При сопоставлении результатов, выяснено, что погрешность составляет менее 0,01%.

Библиографический список:

1. Степанова Т.Ю., Бойцова В.В. Прикладная механика: учебное пособие, – Иваново, 2018. 156 с.
2. Никитина И.Э., Абдурахманов Н.Х., Никитина С.А. Способы удаления льда с проводов линий электропередачи. Электронный научный журнал «Нефтегазовое дело». 2015. №3.
3. Подрезов О.А. Опасные скорости ветра и гололедные отложения в горных районах-Л.: Гидрометгеоиздат, 2010. 235 с.
4. Глухов В.Г. Метеорологические условия образования гололеда // Тр. ГТО. 2012.
5. Леухина Г.И. Гололедо-изморозевые явления и обледенение проводов в Средней Азии. 3-изд. –Л.: Гидрометгеоиздат, 2012. 136 с.
6. Неймарк Ю.И. Математическое моделирование как наука и искусство: Учебник. – 2-е изд., испр. и доп. – Новгород: 2010. 420 с.
7. Фесик С.П. «Справочник по сопротивлению материалов». Киев «Будівельник» 1982 г. С. 308.
8. <https://www.digitalsubstation.com>

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: infony@ngmk.uz



АНАЛИЗ И ИССЛЕДОВАНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПЕРЕДАТОЧНОГО ОТНОШЕНИЯ ШАРОШЕЧНЫХ ДОЛОТ



Тошов Ж.Б.,
декан факультета
Электроэнергетика, ТашГТУ,
д.т.н., профессор



Санакулов Р.Б.,
и.о. заместителя председателя
правления по транспорту и
логистике АО «Алмалыкский ГМК»



Баратов Б.Н.,
докторант
ТашГТУ

Ushbu maqolada yangi turdagi burg'ulash dolotasi va sharoshkani loyihalash jarayonida uzatma nisbatlarini hisoblash usullari ko'rib chiqilgan. Ushbu yo'nalishda ilmiy ishlarning tahlili, sharoshkalaming venetslarini traektoriyasini hisoblashning tizimli yechimlari, geometrik ko'rsatkichlarning doloto ishiga ta'siri, chet el mualliflarining uzatmalarini aniqlash bo'yicha laboratoriya ishlari natijalari ko'rib chiqilgan. Dolotaning zaboydagi ishi batafsil tahlil qilindi. Dolotaning ish vaqtida reyka hosil bo'lish jarayoni, doloto ishiga ta'sir qiluvchi omillar ko'rib chiqilgan. Tishlarning kirish chuqurligini doloto va sharoshkalaming uzatishlar soniga ta'siri asoslab berilgan. Ma'lum sharoit uchun doloto geometrik ko'rsatkichlari va jihozlanishini takomillashtirish bo'yicha keyingi tadqiqotlar yo'nalishlari aniqlangan. Sharoshka tishlarining tog' jinsiga kirish chuqurligini aniqlash va asosiy yo'naltiruvchi venetslarni aniqlash masalalari ko'rib chiqilgan.

Tayanch iboralar: burg'ulash jarayoni, burg'ulash uchi, tosh bilan dolotoning o'zaro ta'siri, toshning parchalanishi, optimallashtirish, burg'ulash asboblari loyihalash, tishlarning kirish chuqurligi, toj, trayektoriya.

В данной статье рассмотрены методы расчета передаточных отношений шарошек и долота в период проектирования нового оборудования. Проведен анализ научных работ по данному направлению, изучены систематические решения расчета траектории движения венцов шарошки, влияние геометрических параметров на работу долота, рассмотрены данные лабораторных испытаний зарубежных авторов по обоснованию передаточного отношения шарошечных долот. Проведен более детальный анализ работы шарошечного долота в забое. Рассмотрен процесс рейкообразования в период работы долота, проведен анализ факторов влияющих на процесс работы зубьев долота. Обосновано влияние глубины внедрения зуба на передаточное отношение шарошек и долота. Определены следующие направления исследования по усовершенствованию геометрии и вооружения шарошечных долот для определенных условий эксплуатации. Изучены вопросы по определению глубины внедрения зубьев шарошек и приоритеты выбора ведущих венцов.

Ключевые слова: буровой процесс, буровое долото, взаимодействие долота с горной породой, разрушение горных пород, оптимизация, проектирование буровых инструментов, глубина внедрения зубьев, венец, траектория движения.

С обретением независимости Республики выполнен ряд важных работ по освоению новых месторождений, на которых требуется внедрение передовых практических мероприятий для увеличения добычи полезных ископаемых. В стратегии действий по дальнейшему развитию Республики Узбекистан, направленного на дальнейшее развитие и либерализацию экономики, отмечена необходимость поддержания макроэкономической стабильности и высоких темпов экономического роста [1], в частности, для повышения конкурентоспособности национальной экономики особое значение приобретает повышение объема добычи полезных ископаемых при открытом способе разработки, уменьшение себестоимости готовой продукции и достижение увеличения годового объема производства продукции.

Бурение скважин независимо от отраслей промышленности, угольной, горной, строительной или нефтегазовой невозможно представить без буровых долот, которые осуществляют разрушения породы для ее дальнейшей обработки.

В стратегии действий по дальнейшему развитию Республики Узбекистан [1] определены задачи для выполнения программ по сокращению энергоемкости и ресурсоемкости экономики, широкому внедрению в производство энергосберегающих технологий, повышению производительности труда в отраслях экономики, а также продолжению политики стимулирования локализации производства для поднятия в настоящее время на новый экономический уровень горно-металлургической промышленности и повышения эффективности бурения взрывных скважин.

Увеличение объемов горных работ и исследование геологоразведочных работ горной промышленности, а также нефти и

газа соответственно увеличивают потребность на буровые агрегаты в том числе на буровые инструменты. В настоящее время этот вопрос обеспечения качественными буровыми инструментами или хотя бы, частичное замещение буровых инструментов собственного производства становится актуальным.

Успех буровых работ по многим факторам зависит от производительности долота. Буровые долота бывают разных размеров, типов и форм и предназначены для бурения различных горных пород по крепости. Создании оптимальной конструкции долота требует сбалансированности соотношений скорости, стабильности и долговечности бурения, что на сегодняшний день является одной из сложных задач, поставленной перед инженерами [2].

Для проектирования или разработки буровых долот, первым делом приходится изучить полную теорию работы долота, а также методы расчета всех параметров долот. При этом, во время работы долота основной проблемой является рейкообразование долота на забое. Повышение эффективности работы породоразрушающего инструмента в скважинах является задачей выявления и максимизации потенциала в процессе разрушения горных пород. Сюда относятся вопросы максимального облегчения разрушения горных пород при заданной оптимальной схеме размещения зубьев [3]. Во избежание рейкообразования работы долота нужно изучить передаточное отношение, которое дает более детальный анализ работы зубьев, шарошек и долота в целом.

Проектирование работ шаршечных долот без рейкообразования зависит не только от параметров долот, но и от параметров эксплуатации и свойств горных пород. При этом для проектирования шарошечного долота, основное внимание уделяется свойствам

Таблица 1
Значение передаточных отношений в разных работах

Авторы	Тип долота	Передаточные отношения		
		Шарошка №1	Шарошка №2	Шарошка №3
Пяльченков В.А., Смолин Н.И.	III215,9К-ПВ	1,572	1,590	1,525
		1,158 1,210 1,263	1,150 1,200	1,294 1,353
Трушкин О.Б.	III215,9С-ГВ			

передаточного числа между долотом и шарошкой.

Рейкообразование во время бурения это пространство выступов и впадин на забое. Данные параметры отрицательно влияют на показатели бурения, так как при бурении повторное попадание зубьев шарошки увеличивает параметры выступов которое в дальнейшем приводит к изнашиванию зубьев и корпуса шарошки.

Источники по определению передаточных чисел трехшарошечных долот дают разные значения и определения показателей. В некоторых случаях значение передаточного числа не имеет одинаковых значений, хотя долото и показатели эксплуатации одинаковы.

В своей работе [3] авторы дали определение передаточного числа шарошечного долота, зависящее от периферийных венцов.

Аналитически определить передаточное число шарошек весьма сложно. Поэтому в настоящее время его определяют экспериментально путем замера частот вращения шарошек на стенде. Результаты измерений передаточных отношений шарошек некоторых долот, выполненные во ВНИИБТ определили что шарошки долот вращаются не синхронно.

При разрушении твердых горных пород частоты вращения шарошек обратно пропорциональны числам зубьев на периферийных венцах [4]. Такой характер вращения обусловлен тем, что зубья периферийных венцов, разрушая забой, образуют на нем зубчатую рейку, которая в дальнейшем обуславливает закон вращения шарошек. Шаг рейки близок к наибольшему шагу периферийных венцов S_{max} . Это позволяет приближенно оценить число зубьев рейки z_p :

$$z_p = \frac{2\pi R_o}{S_{max}} \quad (1)$$

Полученный результат округляется до целого в большую сторону. Тогда передаточные отношения шарошек приближенно равны:

Таблица 3
Значения i_k для наибольших диаметров венцов и среднего диаметра обратного конуса

№ шарошки	i_k по венцам								обратный конус
	1-1	2-1	3-1	1-2	2-2	2-3	1-3	пери-ферия	
1	1,00			1,18			1,30	1,49	2,00
2		1,10			1,20			1,49	2,00
3			1,12			1,25		1,49	2,00

$$i_1 = \frac{z_p}{z_I} \quad i_2 = \frac{z_p}{z_{II}} \quad i_3 = \frac{z_p}{z_{III}} \quad (2)$$

где I, II, III — индексы, соответствующие номерам шарошек.

По лабораторным данным выполненным в работе [5] можно определить, что вышеуказанная теория верна.

При использовании данной теории в работе [6] автор показал наиболее вероятные числа передаточного показателя. Работая с одной теории у авторов [5] и [6] получились разные значения. Параметры долот с одинаковыми диаметрами дали разные значения передаточных чисел (табл. 1).

Автор работы [7] показал наиболее распространенный вид определения передаточного числа шарошек. Передаточное отношение долот определяется отношением частот вращения долота и шарошки:

$$i = \frac{\omega_o}{\omega_u} \approx \frac{D_o}{d_u} \quad (3)$$

В своей работе автор [8] показал изменение значений передаточного числа зависящий от осевой нагрузки, и сделал расчет по венцам шарошки, значение которых увеличивалось от центра скважины к периферийным венцам (табл. 2, 3).

В работе [9] показано определение передаточного числа по новой методике с использованием математического моделирования процесса перекачивания шарошки бурового инструмента при бурении, которое позволило определить и построить в трехмерном пространстве траектории движения всех зубьев каждого из венцов шарошечного бурового долота. В результате было установлено, что вершинные венцы шарошек работают с пробуксовкой вооружения, а периферийный с подтормаживанием, при этом существует некий средний (ведущий) венец вооружения, зубья которого работают без скольжения. Данный венец обеспечивает передаточное отношение шарошек.

Таблица 2
Числа поражений забоя зубьями долота III 215,9 С-ГВ за один оборот

Осевая нагрузка, кН	№ шарошки	$i \pm \epsilon$	Числа поражения забоя зубьями венцов							
			1-1	2-1	3-1	1-2	2-2	1-3, 3-2	1-4, 2-3, 3-3	
63	1	1,212±0,004								
	2	1,150±0,003	6,06±0,02	9,20±0,02	13,61±0,15	=68 об/мин 15,76±0,05	16,10±0,04	23,03±0,07 23,14±0,25	23,03±0,07 23,00±0,06 23,14±0,25	
	3	1,361±0,015								
72	1	1,264±0,011								
	2	1,209±0,017	6,32±0,06	9,67±0,14	13,46±0,20	16,43±0,014	16,93±0,25	24,02±0,81 22,88±0,31	24,02±0,21 24,18±0,36 22,88±0,31	
	3	1,346±0,018								
130	1	1,174±0,017								
	2	1,157±0,018	5,87±0,08	9,26±0,14	12,91±0,10	15,26±0,22	16,20±0,25	22,31±0,32 21,95±0,17	22,31±0,32 23,14±0,36 21,95±0,17	
	3	1,291±0,010								
67	1	1,209±0,018								
	2	1,149±0,012	6,04±0,09	9,19±0,10	13,53±0,10	=350 об/мин 15,72±0,23	15,72±0,23	22,97±0,34 23,00±0,14	22,97±0,34 22,98±0,24 23,00±0,14	
	3	1,353±0,008								
112	1	1,202±0,012								
	2	1,145±0,009	6,01±0,06	9,16±0,07	13,48±0,10	15,63±0,16	15,63±0,16	22,84±0,23 22,12±0,12	22,84±0,23 22,90±0,18 22,12±0,12	
	3	1,348±0,007								

$$i = \frac{\psi}{\varphi} \quad (4)$$

Где ψ – угол поворота шарошки вокруг своей оси, град;
 φ – угол поворота долота вокруг своей оси, град.

Исследования расчета передаточных отношений буровых долот.

Имеется показатель геометрического значения передаточного числа зависящий от радиусов скважины и венца шарошки.

$$i = \frac{R_o}{r_u} = \frac{\omega_j}{\omega_o} \quad (5)$$

где j – номера шарошек.

Если полностью рассмотреть геометрию движения шарошек внутри забоя, то можно сказать что передаточное число шарошек зависит не только от геометрии и вооружения шарошек, но и от глубины внедрения зубьев ведущего венца в породу.

Для этого рассмотрим двупараметрическое уравнение траектории движения вершины зуба [10]:

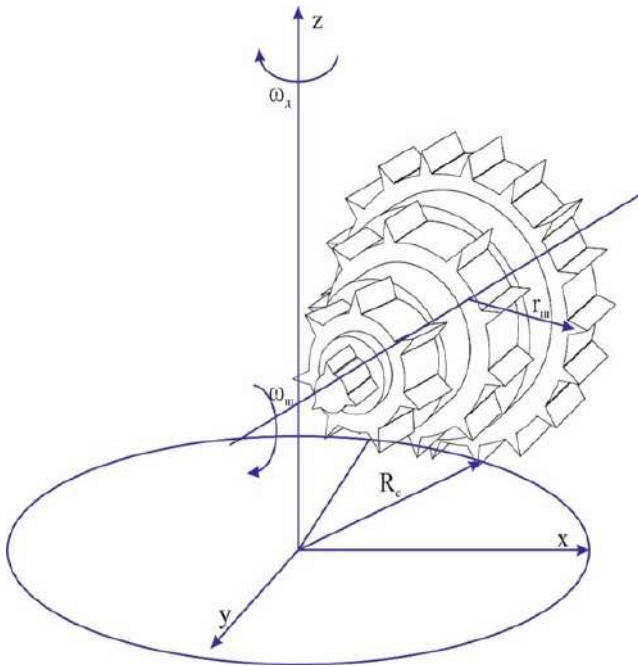


Рис. 1. Схема перекатывания шарошки по забюю

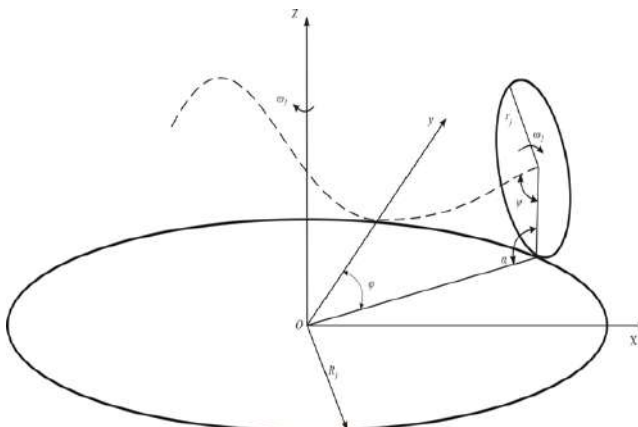


Рис. 2. Схема к построению параметрических уравнений траекторий движения зубьев шарошечных долот в пространстве

$$\left. \begin{aligned} x &= R \sin \varphi - r \sin \psi \cos \varphi - r(1 - \cos \psi) \sin \varphi \cos \alpha, \\ y &= R \cos \varphi + r \sin \psi \sin \varphi - r(1 - \cos \psi) \cos \varphi \cos \alpha, \\ z &= r(1 - \cos \psi) \sin \alpha; \end{aligned} \right\} \quad (6)$$

где R – радиус окружности на забое скважины, по которой перекатывается венец, мм;

r – радиус венца, мм;

α – угол наклона плоскости венца к плоскости поперечного сечения скважины, град.;

φ – угол поворота долота вокруг своей оси, град.;

ψ – угол поворота шарошки вокруг своей оси, град.

Все точки этой кривой находятся на сфере, центр которой определяется точкой пересечения оси венца с осью OZ.

Допущение. Вращение венца вокруг своей оси и оси долота прини-

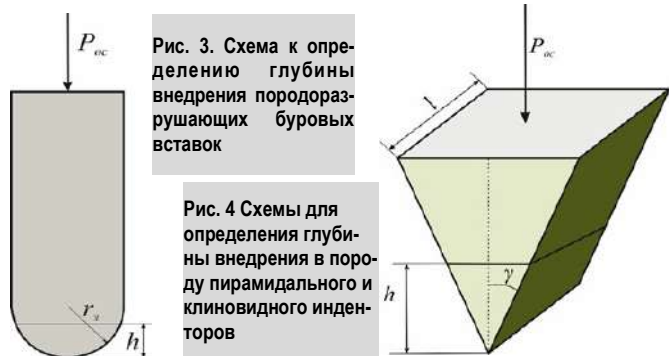


Рис. 3. Схема к определению глубины внедрения породоразрушающих буровых вставок

Рис. 4. Схемы для определения глубины внедрения в породу пирамидального и клиновидного инденторов

маются равномерными, вертикальные колебания за счет зубчатости венца не учитываются.

Как видно из схемы ось z отвечает за показатель внедрения зуба шарошки, но при этом нужно определить ведущий венец:

$$h = r(1 - \cos \psi) \sin \alpha; \quad (8)$$

Используя эту формулу определим угол поворота шарошки вокруг своей оси:

$$\psi = \arccos \left(1 - \frac{h}{r \sin \alpha} \right) \quad (9)$$

Имея значение передаточного числа шарошек $i = \frac{\psi}{\varphi}$ можно определить что:

$$\frac{R_o}{r_o} = i = \frac{\psi}{\varphi} = \frac{\arccos \left(1 - \frac{h}{r \sin \alpha} \right)}{\varphi} \quad (10)$$

Значение глубины внедрения зуба зависит от нескольких параметров, таких как осевая нагрузка, свойства породы, форма зуба и коэффициента трения зуба о породу

Сферическая форма внедряемых инденторов достаточно характерна для породоразрушающих вставок буровых инструментов [11].

$$h = r_s - \sqrt{r_s^2 - \frac{P_{oc}}{\pi \rho_w (1 + \text{tg} \zeta)}} \quad (11)$$

где: P_{oc} – осевая нагрузка на зуб, кН;

ρ_w – твердость горной породы, Па;

ζ – угол внутреннего трения, град;

r_s – радиус режущей части зуба, мм.

Предельное состояние породы при вдавливании пирамиды или клина наступает при малых значениях осевой нагрузки, поскольку вследствие малости площади контакта развиваются высокие значения контактных напряжений в породе и происходит погружение индентора. Далее нагрузка уравнивается поверхностью деформируемого тела, прилегающего к граням клина или пирамиды. При этом по мере погружения поверхность соприкосновения индентора и породы увеличивается, а для дальнейшего внедрения требуются все более высокие осевые нагрузки [11].

$$h = \frac{P_{oc}}{2p_{ш}l \operatorname{tg} \gamma (\mu \cos \gamma + \sin \gamma) + (1 + \operatorname{tg} \zeta)} \quad (12)$$

где: l – ширина зуба, мм;

γ – угол приострения зуба, град;

μ – коэффициент трения резака о породу.

Для измерения твердости горной породы используются также другие методы, в частности вдавливание специального пуансона (метод, разработанный Л.А. Шрейнером). Твердость породы по этому методу определяется по нагрузке на пуансон в момент ее разрушения. Количественно твердость по штампу определяется отношением разрушающей силы к площади штампа. Во время нагружения штампа (пуансона) при определении твердости породы самопишущий прибор регистрирует нагрузку и вычерчивает диаграмму деформации. По диаграмме определяют твердость $\rho_{ш}$, условный предел текучести δ_m , коэффициент пластичности $K_{пл}$ и удельную контактную работу разрушения A_s .

Механические свойства некоторых горных пород (данные Л. А. Шрейнера и др.)

Таблица 4

Горная порода	Твердость $\rho_{ш}$, 10^7Па	Условный предел текучести, δ_m , 10^7Па	Коэффициент пластичности, $K_{пл}$	Модуль упругости первого рода (модуль Юнга), E , 10^{10}Па	Удельная контактная работа разрушения A_s , 10^5Дж/м^2
Гипс	25-40	15-35	1,8-3,7	0,6-1,4	0,2-0,5
Аргиллит и глинистые сланцы	20-75	15-40	1,3-3,3	0,5-0,9	0,3-0,4
Алеврит с карбонатным базальным цементом	70-90	40-50	2,2-3,3	0,4-1,2	0,8-1,3
Мрамор	95-130	65-70	2,2-3,0	3,5	1,3
Ангидрит	105-140	40-95	2,1-4,3	1,8-5,4	0,5-1,2
Известняк плотный	110-200	50-110	1,7-2,8	2-5	0,7-2,8
Песчаник среднезернистый с карбонатным цементом	170-300	140-210	1,7-2,8	1,8-2,5	2,2-2,8
Доломит плотный	250-320	150-220	2,5-4,5	5-8	1,7-3,4
Гранит (уральский)	300-370	220-300	1,4-1,9	4,1-5	2
Базальт	390	140	4,2	3,3	16,9
Диорит кварцевый (Урал)	410	340	1,4	4,5	2,5
Сиенит (Урал)	570	480	2,2	8,8	14,6
Диабаз (Кольский п-ов)	630	500	1,5	10	5,1
Кварцит (Караганда)	580-630	-	1,0	6,9-7,3	4-6
Роговик эгириновый (Кривой Рог)	800	580	2,5	10	8,5
Джеспилит (КМА)	810	-	1,0	10	3,6

Таблица 5

Механические характеристики горных пород

Твердость P_m , 10^7 , Па	Категория	Группа	Тип долота	Порода	Коэффициент трения m_0	
					$r = 1000 \text{ кг/м}^3$	$r > 1000 \text{ кг/м}^3$
< 10	1	1	М	Глина жирная	0,08-0,12	0,06-0,09
10-25	2	1	МЗ	Глина песчаная	0,20-0,26	0,18-0,22
25-50	3	1	МС	Глинистый сланец	0,15-0,20	0,11-0,13
50-100	4	1	МСЗ	Мергель	0,18-0,25	0,2-0,24
100-150	5	2	С	Известняк	0,33-0,38	0,32-0,35
150-200	6	2	СТ	Доломит	0,36-0,40	0,34-0,38
200-300	7	2	СЗ	Ангидрит	0,39-0,45	0,37-0,4
300-400	8	2	Т	Песчаник слабосцементированный, зерна остроконечные	0,27-0,40	0,25-0,35
400-500	9	3	ТЗ	Песчаник слабосцементированный, зерна окатанные	0,2-0,3	0,17-0,25
500-600	10	3	ТКЗ	Песчаник крепкий	0,43-0,45	0,4-0,43
600-700	11	3	К	Кварцит	0,48-0,5	0,42-0,44
> 700	12	3	ОК	Гранит	0,46-0,43	0,45-0,5

Таблица 6

Величины силы сцепления и угла внутреннего трения ряда горных пород

Порода	t_0 , МПа	ζ , град
Уголь	4,6-10	35-37
Аргиллит	18-23	33-34
Алеврит	23-26	27-32
Диорит	68	33
Роговик	85	35
Сиенит порфиновый	45	31,5
Базальт пикритовый	27	34

Данные о механических свойствах некоторых горных пород, определенных по методу Л. А. Шрейнера, приведены в табл. 4.

Сопrotивление породы разрушению зависит от характера нагрузки на буровой инструмент, внедряющийся в нее. Максимальная нагрузка в процессе бурения будет распределена неравномерно, что отрицательно скажется на стойкости долота [12]. При динамической (ударной) нагрузке сопротивление породы внедрению резаца много ниже, чем при статическом давлении.

Коэффициент трения долота о породу находится по формуле:

$$\mu = \frac{\mu_0(1 + 11,2V_P)}{1 + 60V_P}, \quad (13)$$

где m_0 – статический коэффициент трения, зависящий от горной породы (табл. 5);

V_P – радиальная скорость, м/с. $V_P = 2 \pi nR$. (14)

R – радиус долота, м.

Угол внутреннего трения можно определить по формуле:

$$\zeta = 2 \left(\arctan \frac{\tau_0 + 2}{2} \right) - 45^\circ \quad (15)$$

где τ_0 – удельная сила сцепления;

$$\tau_0 = \sqrt{\frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p} + 1} - 1 \quad (16)$$

Где $\sigma_{сж}$ и σ_p – пределы прочности породы на сжатие и растяжение.

Угол внутреннего трения в породах наиболее часто находится в пределах 20–60° и уменьшается с увеличением содержания в породе мелких фракций и минералов, способствующих взаимному скольжению одной части породы относительно другой (например, монтмориллонита в осадочных породах) [13]. В табл. 6 приведены значения силы сцепления и угла внутреннего трения некоторых горных пород [14].

Значение передаточного числа шарошек влияет на работу долота в целом, так как это значение дает основные показатели контакта зубьев с забоем скважины, и определяет процесс движения венца шарошки.

Для более точного определения передаточного числа нужно изучить работу венцов шарошки и определить ведущие и ведомые венцы шарошек при разных условиях эксплуатации.

При измененных параметрах бурения значение передаточного отношения тоже меняется, так как изменение глубины внедрения зуба дает приоритет ведущему венцу.

Шарошечные долота имеют разные показатели передаточного числа, так как показатели притупления зубьев венцов изменяют все показатели бурения и скорости движения.

При бурении с подтормаживанием, скольжением или без скольжения имеют разные показатели передаточного отношения шарошек и долота.

Геометрические параметры, такие как, смещение осей, разность высоты шарошек и радиус венцов шарошечных долот также влияют на передаточное отношение.

Библиографический список:

1. Указ Президента Республики Узбекистан "О стратегии действий по дальнейшему развитию Республики Узбекистан" // Народное слово. - 8 февраля 2017 г. № 28 (6692).
2. Тошов Ж.Б., Тошниёзов Л.Г., Каримов М.И. Применение систем автоматизированного проектирования при разработке породоразрушающих инструментов // Научно-технический и производственный журнал «Горный вестник Узбекистан» – Навои, 2020. № 1. С. 77-79.
3. Тошов Ж.Б., Норкулов М.Б., Тошниёзов Л.Г. Оптимизация вооружения породоразрушающих буровых инструментов / Роль инновационных технологий в решении проблем энергосбережения и повышения энергоэффективности промышленных предприятий: Республиканская научно-практическая конференция. – Карши, 2016. С. 226-227.
4. Сливак А.И., Попов А.Н. Разрушение горных пород при бурении скважин. 3-е. перераб. и доп. – Москва: Недра, 1979. 239 с.
5. Симонов В.В., Выхребцов В.Г. Работа шарошечных долот и их совершенствование. Москва : Недра, 1975. с. 240.
6. Пяльченко В.А., Смоллин Н.И., Пяльченко В.А. Распределение осевой нагрузки и крутящего момента по зубкам шарошечного долота. Современные проблемы науки и образования, Т. II, 2015, № 2, с. 1-8.
7. Трушкин О.Б. Определение наиболее вероятных передаточных чисел шарошек долота. Территория нефтегаз, 2014, №12 г. С. 28-31.
8. Закиров Н.Н. Теория и практика повышения эффективности работы, надёжности и долговечности буровых шарошечных долот. Диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук, Тюмень, 2004. 360 с.
9. Блинков О.Г. Пути повышения эффективности работы буровых шарошечных долот. дист. на соис. уч. ст. док. тех. наук / Москва: 2007. 306 с.
10. Сериков Д.Ю. Повышение эффективности шарошечного бурового инструмента с косозубым вооружением. Диссертация на соис. уч. ст. док. тех. Наук. – Москва, 2018. 433 с.
11. Тошов Ж.Б. Исследования кинематики работы рабочих органов комбинированного долота. Автоматизация: проблемы, идеи, решения: Материалы международной научно-технической конференции (АПИР-14), Тула, 2009. С. 200-204.
12. Toshov J.B., Baratov B., Baynazov U., Method of calculating the gear ratios of the cones of tricone drill bits. E3S Web of Conferences 201, 01012 (2020), Ukrainian School of Mining Engineering. URL: <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202020101012>.
13. Нескоромных В.В. Разрушение горных пород при бурении скважин. Красноярск: Сибирский федеральный университет, 2015. 336 с.
14. Ржевский В., В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. 4-е изд. Москва: Недра, 1984. 359 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕРМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ КОМПОЗИЦИЙ ПОЛИВИНИЛХЛОРИДА С НИЗКОМОЛЕКУЛЯРНЫМ ПОЛИЭТИЛЕНОМ



Жураев И.И.,
доцент кафедры
"Химическая технология"
НГГИ



Мухиддинов Б.Ф.,
профессор кафедры
"Химическая технология"
НГГИ



Жураев Ш.Т.,
доцент кафедры
"Химическая технология"
НГГИ



Джамалов Ж.К.,
магистрант кафедры
"Химическая технология"
НГГИ

Polivinilxloridni quyimolekulyar polietilen bilan olingan kompozitsiyalarini termik xarakteristikalarini derivatografik usul bilan o'rganilgan. Polimer kompozitsiyasining parchalanish temperaturasi, parchalanish tezligi va kompozitsiyaning parchalanishi uchun sarflanadigan energiya miqdorlari keltirilgan. Polivinilxloridni past molekulyar polietilen bilan olingan kompozitsiyasi nisbatan past temperaturalarda, yuqori temperaturalarga qaraganda termik barqarorligi pastekanligi aniqlangan.

Tayanch iboralar: polivinilxlorid, past molekulyar polietilen, termik tasnif, termik barqarorlik, erish harorati, kompozitsiya, termik xossalari, derivatografiya.

Изучены дериватографическим методом термические характеристики композиции поливинилхлорида с низкомолекулярным полиэтиленом. Определены его температура разложения, скорость разложения, количество израсходованной энергии, для разложения полимерных композиций. Установлено, что композиции поливинилхлорида с низкомолекулярным полиэтиленом при низких температурах менее термостабильны, чем при высоких температурах.

Ключевые слова: поливинилхлорид, низкомолекулярный полиэтилен, термическая характеристика, термостабильность, температура плавления, композиция, термические свойства, дериватография.

Поливинилхлорид (ПВХ) - один из самых крупнотоннажных синтетических полимеров, которые по объему выпуска занимают третье место в мире. В 2020 годы по статистическим данным объем потребления полимеров в мире превысил 265 млн. т. Наибольшая доля потребления приходится на полиэтилен 100,0 млн т, на втором месте - полипропилен 72,0 млн т, на третьем - поливинилхлорид 46,0 млн т. На полистироли акрилонитрил-бутадиенстирольные (АБС) пластики приходится около 23,0 млн т мирового спроса [1-5].

ПВХ характеризуется высокой универсальностью, долговечностью, безопасностью, огнестойкостью, энергоэффективностью, экономичностью, гигиеничностью, экологичностью, погодостойкостью и др. свойствами. Несмотря на такие уникальные свойства, он имеет также недостаток – низкую стойкость к различным энергетическим воздействиям, что выражается в повышенной склонности получаемых материалов к старению во время эксплуатации и

в процессе переработки. Важнейшими требованиями к добавкам, вводимым в ПВХ композиции с целью обеспечения получения стабилизированных и пластифицированных высококачественных композиционных материалов, являются их технологичность, доступность, не токсичность и химическая стойкость.

Исследована [6-10] закономерность влияния низкомолекулярных пластификаторов на физические, механические и диэлектрические свойства пластифицированных поливинилхлоридных композиций.

Многие низкомолекулярные соединения, используемые в качестве пластификаторов, не отвечают некоторым требованиям, предъявляемым к их летучести, миграции и стойкости к действию органических жидкостей. Это обуславливает необходимость применения полимерных пластификаторов. Мы с этой целью использовали низкомолекулярный (олигомер) полиэтилена (ПЭ) полученный в Шуртанском газохимическом комплексе.

Объектом исследования служил ПВХ, полученный в водно-суспензионной полимеризацией винилхлорида в присутствии гетерогенного катализатора хлорного ртута пропитанного активированного угля.

Композиции готовили следующим образом: низкомолекулярный полиэтилен растворяли в бензоле и смешивали с порошком ПВХ, после чего растворитель удаляли в вакуум-сушильном шкафу до постоянной массы.

Дериватографический анализ образцов проводили на приборе «LabsyveoSETARAM ТГ ДТА ДСК+1600» в интервале температур 30-700°C со скоростью нагрева 5 град/мин.

Дериватографическим методом исследованы термические характеристики разработанных композиции на основе ПВХ и низкомолекулярным полиэтиленом (НМПЭ). На рис. 1 приведены результаты анализа динамических термогравиметрических кривых (ДТГА), термогравиметрических производных (ТГП) и дифференциальной сканирующей калориметрии (ДСК) композиции на основе ПВХ и НМПЭ.

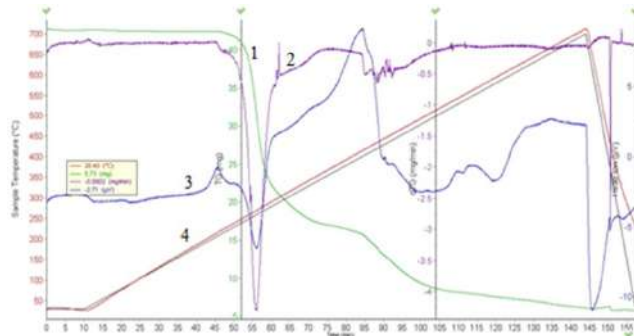


Рис. 1. Дериватограмма композиций поливинилхлорида с 5 масс. % низкомолекулярным полиэтиленом: (1 – кривая ДТГА; 2 – кривая ТГП; 3 – кривая ДСК; 4 – кривая (линия) температура)

Анализ результатов исследования кривых ДТГА (рис. 1) показывает, что кривая состоит в основном из двух сигмидов, которые в процессе происходят в две стадии.

Первая стадия происходит в интервале температур от 240°C до 345°C, при этом потеря массы составляет 59,24%. Вторая стадия происходит в интервале температур от 405°C до 510°C, при этом потеря массы составляет 76,25%.

Разложение начинается, в основном, при 100°C у исходного ПВХ, который составляет 0,289 масс.%. С возрастанием температуры возрастает скорость разложения исходного полимера. Интенсивное разложение полимера в основном происходит после 300°C и достигает максимума при 350°C, при этом потеря массы составляет 31,22 масс.% и 48,08 масс.%, соответственно. Сравнения результатов исследования (табл. 2) показывают, что при введении в состав ПВХ низкомолекулярного полиэтилена термостабильность композиции снижается. Например, у композиций поливинилхлорида, содержащих 1,0; 3,0; 0,5; 10,0 и 20,0 масс.% низкомолекулярного полиэтилена, термостабильность композиции с увеличением содержания последнего при 500°C составляет 79,14; 78,08; 75,12; 73,91 и 71,97 масс.%, соответственно. Это, по-видимому, обусловлено тем, что с увеличением содержания низкомолекулярного полиэтилена, приводящего к снижению термостабильности композиции, связанного интенсифицирующим действием продуктов разложения низкомолекулярного полиэтилена из-за образования карбонилаллильных, хлораллильных, пероксидных и гидропероксидных групп.

Производная термогравиметрии заключается в наблюдении скорости массы исследуемой навески вещества при изменении её температуры. В частности, производная от ТГ-сигнала (скорость изменения массы), представляемая кривой ДТГА, позволяет установить момент времени или температуру, при которой изменение веса происходит наиболее быстро.

Анализ кривых результатов исследования ТГП состава, содержащих ПВХ:НМПЭ=95:5 (рис. 1, табл. 1) показывает, что кривая состоит из двух пиков, которые в процессе происходят в основном в двух температурных интервалах при разных скоростях деструкции полимера. Первый пик появляется в интервале 250-300°C с большой скоростью - 5,22 мг/мин, а второй пик появляется в интервале 405-430°C относительно с меньшей скоростью - 2,32 мг/мин.

Анализ скорости разложения исходного полимера и композиции на их основе показывает (табл. 2), что скорость разложения протекает в интервалах температур от 50°C до 700°C со скоростью 1,25 – 6,73 мг/мин. Из результатов исследования видно, что скорость разложения, в основном, протекает с большой скоростью в области от 250°C до 500°C.

Дифференциальная сканирующая калориметрия (ДСК) - это термоаналитический метод, в котором разница в количестве тепла, необходимого для повышения температуры образца и эталона, измеряется как функция температуры. И образец, и эталон поддерживаются при практически одинаковой температуре в течение всего эксперимента.

Таблица 1
Результаты анализа кривых ТГП поливинилхлорида с низкомолекулярным полиэтиленом

№ п/п	Температура, °C	Скорость разложения, мг/мин				
		ПВХ+НМПЭ 1 масс. %	ПВХ+НМПЭ 3 масс. %	ПВХ+НМПЭ 5 масс. %	ПВХ+НМПЭ 10 масс. %	ПВХ+НМПЭ 20 масс. %
1.	50	1,55	1,56	1,87	1,48	1,25
2.	100	2,56	1,81	1,78	2,91	2,89
3.	150	4,62	2,01	4,19	2,02	1,09
4.	200	1,36	3,02	2,15	5,18	2,08
5.	250	3,45	3,93	6,73	4,90	3,83
6.	300	5,68	2,15	6,17	5,22	5,03
7.	350	3,81	5,75	3,70	3,70	4,80
8.	400	2,68	2,86	2,32	2,38	3,02
9.	450	3,05	3,01	3,98	2,96	4,62
10.	500	3,22	4,98	5,02	3,09	4,12
11.	550	2,98	2,21	3,12	1,30	3,12
12.	600	2,02	1,16	2,18	3,15	2,09
13.	650	3,45	2,24	3,87	2,29	3,28
14.	700	2,78	1,48	2,23	2,36	2,29

Как правило, температурная программа для анализа ДСК разработана таким образом, что температура держателя образца линейно увеличивается как функция времени. Контрольный образец должен иметь хорошо определенную теплоёмкость в диапазоне температур, подлежащих сканированию.

Исследованы дифференциальной сканирующей калориметрией композиции поливинилхлорида с низкомолекулярным полиэтиленом, результаты которой приведены в табл. 3. Анализ результатов исследования (табл. 3) показывает, что для ПВХ и композиции на их основе, количество израсходованной энергии ($\mu V \cdot s/mg$) для разложения полимеров изменяется экстремально. Например, композиции поливинилхлорида содержащие 1,0; 3,0; 5,0; 10,0 и 20,0 масс.% низкомолекулярного полиэтилена, количество израсходованной энергии для разложения полимерных композиций с увеличением содержания последнего при 300°C составляют 0,648; 0,981; 0,618; 1,251 и 0,414 $\mu V \cdot s/mg$, соответственно.

Сравнение табличных значений количества израсходованной энергии для разложения композиций полимеров (табл. 3), показывает что большая энергия затрачивается, в основном, в интервале температур 400-500°C, которые составляют 1,436-5,365 $\mu V \cdot s/mg$, соответственно.

Также определена температура начала разложения, соответствующая 10 и 20%-ной потери массы и $T_{50}(ipdt)$ — температура, носящая название «интегральная процедурная температура разложения», соответствующая 50%-ной потери массы.

Таблица 2
Результаты анализа кривых ДТГА композиции поливинилхлорида с низкомолекулярным полиэтиленом

№ п/п	Температура, °C	Потеря массы, мг					Потеря массы, %				
		ПВХ+НМПЭ 1 масс. %	ПВХ+НМПЭ 3 масс. %	ПВХ+НМПЭ 5 масс. %	ПВХ+НМПЭ 10 масс. %	ПВХ+НМПЭ 20 масс. %	ПВХ+НМПЭ 1 масс. %	ПВХ+НМПЭ 3 масс. %	ПВХ+НМПЭ 5 масс. %	ПВХ+НМПЭ 10 масс. %	ПВХ+НМПЭ 20 масс. %
1.	50	0,887	0,754	0,621	0,598	0,458	0,894	0,754	0,658	0,620	0,587
2.	100	0,985	0,789	0,654	0,644	0,598	1,087	1,007	0,987	0,887	0,784
3.	150	1,873	1,361	1,241	0,705	0,654	1,104	1,051	1,012	1,001	1,001
4.	200	1,903	1,441	1,652	1,032	1,001	2,007	1,928	1,865	1,447	1,254
5.	250	1,441	1,211	1,121	1,065	1,009	3,202	3,112	3,102	3,074	3,031
6.	300	13,47	12,91	12,21	12,06	11,99	29,79	29,68	27,55	26,33	25,88
7.	350	27,62	27,06	26,98	25,99	25,49	63,14	62,05	60,25	58,23	57,84
8.	400	29,04	28,81	28,10	27,71	25,94	64,54	63,14	61,28	59,88	58,99
9.	450	31,95	31,57	31,48	30,51	29,93	71,14	69,69	67,20	65,53	66,93
10.	500	35,94	35,11	35,09	35,07	33,43	79,14	78,08	75,12	73,91	71,97
11.	550	36,01	35,98	35,11	35,01	34,21	80,14	79,25	77,22	74,64	72,14
12.	600	36,49	36,10	35,88	35,44	34,97	81,54	80,25	79,12	76,84	75,32
13.	650	37,45	36,91	36,02	35,99	35,24	82,87	81,96	80,25	79,54	78,12
14.	700	37,91	37,46	37,04	36,88	35,42	83,19	82,05	81,89	80,83	80,42

Таблица 3
Результаты анализа кривых ДСК композиции поливинилхлорида с низкомолекулярным полиэтиленом

№	Температура, °С	Количество израсходованной энергии (μV*s/mg)				
		ПВХ+НМПЭ 1 масс.%,	ПВХ+НМПЭ 3 масс.%,	ПВХ+НМПЭ 5 масс.%,	ПВХ+НМПЭ 10 масс.%,	ПВХ+НМПЭ 20 масс.%,
1	50	0,325	0,020	0,023	0,012	0,067
2	100	0,147	0,054	0,025	0,021	0,085
3	150	0,256	0,069	0,079	0,095	0,144
4	200	0,203	0,041	0,091	0,045	0,265
5	250	0,408	0,325	0,562	0,565	0,644
6	300	0,648	0,981	0,618	1,251	0,414
7	350	0,093	0,083	0,073	0,025	0,233
8	400	2,449	1,436	3,689	4,321	2,549
9	450	3,714	4,214	2,534	5,412	1,824
10	500	3,602	5,365	1,643	4,652	2,543
11	550	0,556	0,147	1,549	1,549	0,219
12	600	0,550	1,649	0,532	0,569	0,222
13	650	0,639	0,653	0,450	0,623	0,540
14	700	1,644	1,632	0,515	1,653	0,215

Анализ результатов исследования показывает, что с увеличением содержания низкомолекулярного полиэтилена, термостабильность ПВХ снижается. Например, для исходного ПВХ температура начала разложения составляет 250°C, а содержание НМПЭ 1,0; 3,0; 5,0; 10,0 и 20,0 масс.% этот показатель соответствует 231°C; 238°C; 241; 245 и 247, соответственно. По температуре разложения 10; 20 и 50%-ная потеря массы композиции ПВХ:НМПЭ= 95:5 соответствует 273; 280 и 309°C.

Таблица 4
Результаты динамического термогравиметрического анализа поливинилхлорида с низкомолекулярным полиэтиленом

Композиции поливинилхлорида	Температура разложения, °С				Потеря массы при определенной температуре, %	
	T ₀	T ₁₀	T ₂₀	T ₅₀ (ipdt)	T ₄₀₀	T ₆₀₀
ПВХ (исх)	250	280	289	424	49,21	63,25
ПВХ +1,0 масс., % НМПЭ	231	281	293	324	64,71	82,76
ПВХ +3,0 масс., % НМПЭ	238	275	284	312	64,13	81,96
ПВХ +5,0 масс., % НМПЭ	241	273	280	309	62,15	80,01
ПВХ +10,0 масс., % НМПЭ	245	268	274	307	60,43	77,05
ПВХ +20,0 масс., % НМПЭ	247	260	268	304	59,04	76,95

Также определена потеря массы при температурах 400 и 600°C. Результаты показывают, что у исходного ПВХ этот показатель соответствует 49,21 и 63,25 масс.%. А в композициях ПВХ:НМПЭ с увеличением содержания последнего термостабильность возрастает. Например, содержание НМПЭ 1,0; 3,0; 5,0; 10,0 и 20,0 масс.%, потеря массы составляет при температуре 400°C 64,71; 64,13; 62,15; 60,43 и 59,04, соответственно. Это связано с тем, что при низких температурах образованные карбонилаллильные, карбоксильные и пероксидные групп распадаются, а дальнейшее повышение температуры приводит к возрастанию термостабильности композиций поливинилхлорида.

Таким образом, низкомолекулярный полиэтилен можно успешно использовать в процессе переработки поливинилхлорида из расплава.

Библиографический список:

1. Волкова А. В. Рынок крупнотоннажных полимеров/ Национальный исследовательский университет. Высшая школа экономики / Центр развития. 2020 г.
2. Шураков А. Пластичные перспективы. Прогноз развития производства полимеров в России. 2020 г.
3. URL: <https://www.statista.com/statistics/720296/global-polyvinylchloride-market-size-in-tons>.
4. URL: <https://www.statista.com/statistics/887934/polyvinyl-chloride-consumption-volume-worldwide>.
5. URL: <https://ukrchem.dp.ua/2012/09/29/prognoz-k-2020-godu-v-mire-ozhidaetsya-dvukratnyj-rost-proizvodstva-polivinilorida-pvx.html>.
6. Абдулризо Визвои, Халиков Д.Х. Действие пластификатора на физико-механические характеристики смеси суспензионного и эмульсионного поливинилхлорида. Доклады Академии наук Республики Таджикистан. 2013, том 56, №1. С. 48-52.
7. Файзуллина Г.Ф. Разработка маслобензостойких ПВХ пластикатов на основе новых несимметричных фталатных пластификаторов. Дисс. на соиск. уч. степени канд. техн. наук, Уфа, 2017 г. 25 с.
8. Ахметханов Р.М., Захаров В.П., Мазина Л.А. и др. Термическая и термоокислительная устойчивость поливинилхлорида пластифицированного диоктилтерефталатом. Вестник Башкирского университета, 2017, т. 22, №4. С. 991-994.
9. Лирова Б.И., Лютикова В.И., Русинова Е.В., Сафронюк Н.Р. Полимерные композиции на основе поливинилхлорида, содержащие пластификаторы и антипирены. Пожаровзрывоопасность, 2010, том 19, №4. С. 27-32.
10. Лирова Б.И., Лютикова В.И., Мельник А.И. и др. ИК-спектроскопическое изучение миграции пластификатора из композиции на основе поливинилхлорида. Высокомолекулярные соединения. 2002, т. 77, №10. С. 1707-1713.

УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ РЕМОНТА ВАЛА ПОВОРОТА ЭКСКАВАТОРОВ ЭКГ-5А И ЭКГ-10



Собиров Т.О.,
заместитель главного механика
НГМК



Султонов А.Н.,
главный конструктор
НГМК



Бобокулов А.Н.,
ведущий инженер отдела
главного механика НГМК

Maqolada EKG-5A va EKG-10 ekskavatorlarining asosiy burilish milining konstruksiyasi o'zgarishi, ishlab chiqilgan loyiha hujjatlari, ishlatilgan burilish milini qayta ko'rib chiqish uchun ishlab chiqarish texnologiyasi va belanchakning olinadigan tishli g'ildiragi ishlab chiqarish haqida gap boradi. Xulosa shundan iboratki, tebranish reduktoridagi yechib olinadigan mexanizmni demontaj qilmasdan al-mashtirish va ta'mirlash uchun vaqtni tejaydi va asosiy burama valni ishlab chiqarish xarajatlarini kamaytiradi.

Tayanch iboralar: asosiy burama val, olinadigan vites, burilish reduktori, profilaktik xizmat, asosiy burilish milining o'qi, olinadigan uzatma.

В статье рассмотрено изменение конструкции главного вала поворота экскаваторов ЭКГ-5А и ЭКГ-10, разработана конструкторская документация, технология изготовления как на доработку б/у вала поворота, так и на изготовление съемной шестерни вала поворота. Сформулирован вывод о том, что с заменой съемной шестерни на редукторе поворота без её демонтажа экономится время на проведение ремонта и снижается расход на изготовление главного вала поворота.

Ключевые слова: главный вал поворота, съемная шестерня, редуктор поворота, планово-предупредительный ремонт, ось главного вала поворота, съемная шестерня.

Открытый способ добычи неоспоримо лидирует сегодня как в мировой горной промышленности, так и в Узбекистане. Основным видом горно-выемочной техники на открытых горных работах в НГМК и АГМК стали электрические экскаваторы ЭКГ-5А, ЭКГ-10, ЭКГ-15М и ЭКГ-20К. На сегодняшний день в карьерах комбинатов эксплуатируются: ЭКГ-5А с вместимостью ковша 5 м^3 – 21 ед., ЭКГ-10 с вместимостью ковша 10 м^3 – 27 ед., ЭКГ-15М с вместимостью ковша 15 м^3 – 11 ед. и ЭКГ-20К с вместимостью ковша 20 м^3 – 9 ед. Преимуществом электрических экскаваторов является простота в конструкции, возможность изготовления запасных частей на базе предприятий Республики Узбекистан, надежность и долговечность электрических двигателей относительно в сравнения с двигателями внутреннего сгорания. Недостатками экскаваторов являются отсутствие мобильности при перегонах и зависимость от электроэнергии.

Конструкция электрических экскаваторов состоит из механизма подъема, механизма поворота, механизма напора и механизма хода. Приводом вышеуказанных механизмов являются мощные электродвигатели с оборото-понижающими редукторами.

Редуктор поворота совместно с электродвигателем и тормозным механизмом представляет собой важную часть механизма, отвечающую за поворот экскаватора. Механизм поворота экскаватора предусмотрен для вращения поворотной части вокруг вертикальной оси и предназначен для эксплуатации в самых различных погодных условиях (от -25 до $+40^\circ\text{C}$). Назначение редуктора поворота в данной цепи довольно простое и вполне обусловленное – изменять крутящий момент и частоты вращения. Сам редуктор поворота представляет собой корпус, отлитый из стали, с внутренними шестернями зацепления. Внутри корпуса редуктора расположен насос, который снабжает детали редуктора необходимой смазкой. На экскаваторах ЭКГ-5А и ЭКГ-10 имеются два поворотных редуктора с трёхступенчатой передачей и выходом главного вала поворота на венцовую шестерню.

На рис. 1 а, б представлены редукторы поворотов ЭКГ-5А и ЭКГ-10. На рис. 1 номером 17 (ЭКГ-5А) и 13 (ЭКГ-10) показаны валы шестерни поворота экскаваторов.

В Республике Узбекистан главный вал поворота изготавливается из дорогостоящих поковок, импортированных с зарубежья (рис. 2).

В условиях комбината наработка главного вала поворота составляет для ЭКГ-5А около 7000 ч, а для ЭКГ-10 около 6000 ч.

Таким образом, замена главных валов поворота на каждом экскаваторе происходит два раза в год. В основном изнашиваются зубья ($m=30$, $z=12$) главного вала поворота, остальная часть остается неповрежденной. Для замены вала демонтируются все детали редуктора, и после этого снимается главный вал поворота. Также, после установки нового вала устанавливаются все остальные детали и в последнюю очередь, монтируется электродвигатель с тормозным устройством.

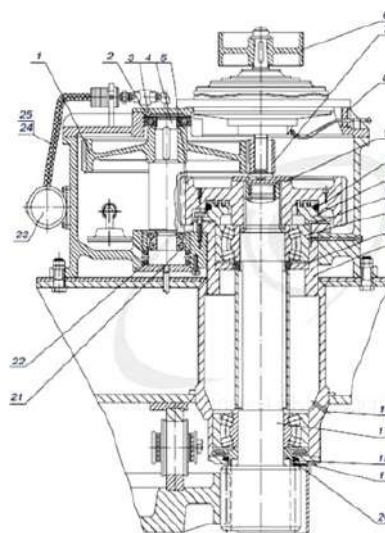


Рис. 1, а. Редуктор поворота ЭКГ-5А: 1 – блок; 2 – подшипник №3618; 3 – крышка; 4 – вал-шестерня; 5 – колесо; 6 – шкив; 7 – шестерня; 8 – прокладка; 9 – кольцо 170-180-58-2-2; 10 – лента СП-1500-18-16; 11 – крышка лабиринтная; 12 – кольцо Ф8; 13 – подшипник №3636; 14 – крышка; 15 – стакан; 16 – масленка; 17 – вал-шестерня ($z=12$, $m=30$); 18 – манжета; 19 – крышка; 20 – стакан; 21 – подшипник №318; 22 – кольцо 200-215-85-2-2; 23 – насос Г11-11А; 24 – рукав $8 \times 16,5-1,6 L=455$; 25 – рукав $8 \times 16,5-1,6 L=955$

В целях снижения времени на изготовление главного вала поворота и экономии затрат на приобретение дорогостоящих поковок, предлагаем внести следующие изменения в конструкции и технологии изготовления главного вала поворота:

- срезаются изношенные зубья и место зубьев растачивается до диаметра оси вала;
- нарезаются шлицы на месте зубьев (рис. 3).
- изготавливается шестерня ($m=30, z=12$) с нарезанием шлиц внутри шестерни (рис. 4).

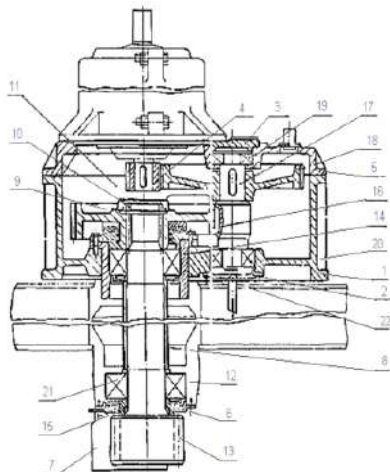


Рис. 1, 6 . Редуктор поворота ЭКГ-10: 1 – корпус редуктора; 2 – крышка; 3 – крышка; 4 – шестерня ведущая ($z=23, m=8$); 5 – крышка редуктора, 6 – половина; 7 – кожух; 8 – труба распорная; 9 – шпонка; 10 – Гайка (М 160x4) 11 – крышка; 12 – крышка сквозная; 13 – вал-шестерня; 14 – стакан; 15 – манжета; 16 – колесо зубчатое ($z=70, m=12$); 17 – вал-шестерня ($z=12, m=14$); 18 – колесо зубчатое ($z=103, m=8$); 19 – роликоподшипник №3622; 20 – роликоподшипник №3626; 21 – роликоподшипник №3644; 22 – роликоподшипник №3640; 23 – кольцо 292*16



Рис. 2. Главный вал поворота чертёж № 1080.16.25-1



Рис. 3. Ось главного вала поворота



Рис. 4. Съёмная шестерня ($m=30, z=12$)

– съёмную шестерню соединяют с осью вала, и фланец крепят болтами М20 (рис. 5).

Для замены главного вала поворота экскаваторов ЭКГ-5А и ЭКГ-10 на ремонт затрачивается около 12 ч с бригадой слесарей в количестве 3-х человек и применение автокрана. Имея исходные данные по затраченному времени на ремонт, выполним расчеты и получим результаты простоя как одной единицы экскаватора, так и всего по НГМК парка экскаваторов ЭКГ-5А и ЭКГ-10:

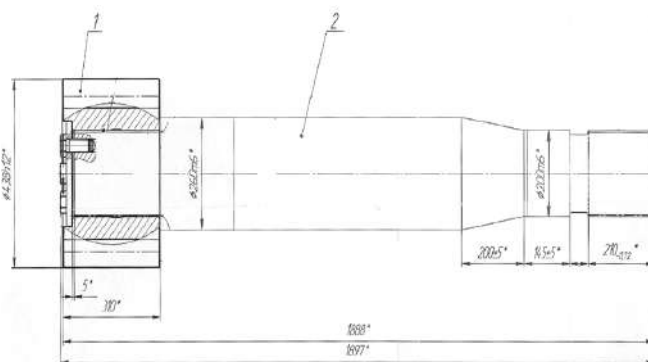


Рис. 5. Главный вал поворота в сборе с съёмной шестерней: 1 – главный вал поворота; 2 – съёмная шестерня

$$T_3 = t_6 \cdot n = 12 \cdot 2 = 24 \text{ ч} \quad (1)$$

где T_3 – время на замену двух валов поворота на 1 ед. экскаватора за год;

t_6 – время затраченное на замену валов на одном экскаваторе;

n – количество замен валов в год.

Время на замену главных валов поворота экскаваторов ЭКГ-5А и ЭКГ-10 по комбинату:

$$T_{200} = (N_{ЭКГ-5} + N_{ЭКГ-10}) \cdot T_3 = (21 + 27) \cdot 24 = 1152 \text{ ч} \quad (2)$$

где T_{200} – время, затраченное на замену валов за год на все экскаваторы ЭКГ-5А, ЭКГ-10;

$N_{ЭКГ-5}$ – количество экскаваторов типа ЭКГ-5А по комбинату;

$N_{ЭКГ-10}$ – количество экскаваторов типа ЭКГ-10 по комбинату.

Из расчета видно, что за год по всему комбинату затрачивается время в количестве 1152 ч, т. е. 48 сут. простоя во время замены главных валов поворота.

После установки предлагаемого главного вала поворота в экскаваторы, меняется только изношенная съёмная шестерня. При замене съёмной шестерни главного вала поворота затрачивается около 1 ч времени. Имея исходные данные по затраченному времени, выполним расчеты и получим результаты простоя как одной ед. экскаватора, так и всего по парку НГМК экскаваторов ЭКГ-5А и ЭКГ-10:

$$T_3 = t_{ш} \cdot n = 1 \cdot 2 = 2 \text{ ч}$$

где $t_{ш}$ – время затраченное на замену съёмной шестерни на одном экскаваторе.

Время на замену съёмной шестерни экскаваторов ЭКГ-5А и ЭКГ-10 по комбинату:

$$T_{200} = (N_{ЭКГ-5} + N_{ЭКГ-10}) \cdot T_3 = (21 + 27) \cdot 2 = 96 \text{ ч}$$

где T_{200} – время, затраченное на замену съёмной шестерни за год на все экскаваторы ЭКГ-5А, ЭКГ-10.

Из расчета видно, что за год по всему комбинату затрачивается 96ч, т. е. 2 сут. простоя для замены съёмной шестерни.

Исходя из выше предложенного и по результатам расчетов при замене съёмной шестерни по предложенному методу на экскаваторах ЭКГ-5А и ЭКГ-10 за год по комбинату время простоя уменьшается примерно на 1056 ч ($1152 - 96 = 1056$), т.е. экскаваторы работают на 44 ($1056/24=44$) дня больше относительно замены главных валов поворота традиционным методом. Кроме того, при замене съёмной шестерни экономятся денежные средства на приобретении дорогостоящих поковок и снижаются трудозатраты обслуживающего персонала.

Библиографический список:

1. Подэрни Р.Ю. Механическое оборудование карьеров. – М.: ММГ, 2011 г. 226 с.
2. Квагиндзе В.С., Козовой Г.И. Экскаваторы на карьерах. Конструкции, эксплуатация, расчет. 2017 г. 424 с.
3. Дроздова Л.Г., Курбатова О.А. Одноковшовые экскаваторы: конструкция, монтаж и ремонт. Учебное пособие. – Владивосток: Изд-во ДВГТУ, 2007 г.
4. Научно-технический и производственный журнал «Горный вестник Узбекистана», №80, 2020 г.
5. Горный информационно-аналитический бюллетень №6-1/2020.
6. Иванов М.Н., Финогенов В.А. Детали машин – Москва: Изд-во «Высшая школа», 2008 г. 326 с.
7. Ануриев В.И. Справочник конструктора – машиностроителя. Изд. 7-е в 3-х томах. –М.: Машиностроение, 1992 г.
8. Орлов П.И. Основы конструирования. – М.: Машиностроение, т.1, т.2, 1988 г. 812 с.
9. ГОСТ 16532-70. Передачи зубчатые цилиндрические эвольвентные внешнего зацепления. Расчет геометрии.

ИССЛЕДОВАНИЕ В ОБЛАСТИ ТЕХНОЛОГИИ ЭКСТРАКЦИОННОГО КОНЦЕНТРИРОВАНИЯ РЕНИЯ ИЗ ДЕСОРБАТОВ



Курбанов М.А.,
заместитель главного
инженера РУ-5 НГМК



Ганиева Д.С.,
инженер-геотехнолог
Инновационного центра НГМК



Утаев С.М.,
магистрант I-го курса
НГГИ



Мирзакулова Г.Ф.,
магистрант I-го курса
НГГИ

Reniyning eng samarali ekstraktori uchinchi darajali omillar, xususan, sinovilaminir. Tributyl fosfat (TBP) bilan aralastirilgan sinovkilamin (TAA) dan foydalanish, bu spirtli ichimliklar singari barqaror emulsiyalar hosil bo'lishini kamaytirishadi. Kerosin shaklidagi uglevodorod xomashyosi (HC) suyultiruvchi sifatida ishlatilgan. Ekstraktorlarning optimal ekstraksiyon aralashmasi 0,4M TAA + 0,35M TBP kompozitsiyasidir, bunda reniyga nisbatan maksimal to'yinganlik 6525 mg/l ni tashkil qiladi, ekstraksiya bosqichlari soni 4 ga teng.

Tayanch iboralar: reniy, probirkilamin ekstraktori, tributyl fosfat, kerosin, ekstraksiya bosqichlari, ekstraksiya jarayoni, emulsiya, perrenation.

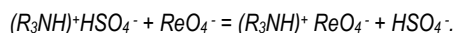
Наиболее эффективным экстрагентом рения являются третичные амины, в частности, триалкиламин. Использование триалкиламина (ТАА) в смеси с трибутилфосфатом (ТБФ), которые, как и спирты должны снизить образование устойчивых эмульсий. В качестве разбавителя использовали углеводородное сырьё (УВС) в виде керосина. Оптимальной экстракционной смесью экстрагентов является состав 0,4M TAA + 0,35M ТБФ, при котором максимальное насыщение по рению составило 6525 мг/л количество ступеней экстракции – 4.

Ключевые слова: рений, экстрагент триалкиламин, трибутилфосфат, керосин, ступени экстракции, процесс экстракции, эмульсия, перренатион.

Из литературных источников [1] известно, что наиболее эффективным экстрагентом рения являются третичные амины, в частности, триалкиламин (ТАА). Основные экстрагенты – это органические основания, для которых растворимость экстрагируемых соединений в неполярных растворителях обусловлена образованием солей с органическим катионом, поэтому металлы могут экстрагироваться, если они образуют комплексные анионы. К этой группе экстрагентов относятся, прежде всего, органические амины и четвертичные аммониевые основания [2].

Экстракционная способность основных экстрагентов увеличивается в ряду: первичные < вторичные < третичные < четвертичные (рис. 1).

Известно, что процесс экстракции также как и сорбция основан на ионообменном механизме. Взаимодействие рения, находящегося в водных растворах в виде перренат-иона, с экстрагентом, содержащим триалкиламин, протекает в соответствии с уравнением реакции ионного обмена [4]:



В промышленной практике использование ТАА выявило один крупный недостаток – образование устойчивых межфазовых эмульсий («бороды»), приводящих к потерям экстрагента и рения [3].

Для устранения указанного недостатка было решено использовать ТАА в смеси с трибутилфосфатом (ТБФ), который, как и спирты [1] должен снизить (ликвидировать) образование устойчивых эмульсий.

В качестве разбавителя использовали углеводородное сырьё (УВС) в виде керосина.

В исследованиях по выбору оптимальной смеси экстрагентов использовали азотнокислые десорбаты, содержащие рения - 567,7 мг/л, NO_3^- 142,0 г/л, pH=0,9.

Для выбора оптимального состава экстракционной смеси были взяты следующие составы экстрагентов :

- 1) 0,2M ТАА + 0,35M ТБФ
- 2) 0,3M ТАА + 0,5M ТБФ
- 3) 0,4M ТАА + 0,35M ТБФ
- 4) 0,5M ТАА + 0,2M ТБФ.

На начальном этапе были проведены работы по определению кинетики экстракции рения и влияния концентрации экстрагентов на время расслоения фаз. Экстракцию проводили в термостатированном реакторе, при соотношении фаз $V_0 : V = 1:10$, температуре $t=25^\circ C$ и скорости перемешивания $n = 500$ об/мин. После прекращения перемешивания смесь водной и органической фазы переносили в делительную воронку и фиксировали время полного расслаивания фаз. Результаты по определению кинетики экстракции рения и времени расслоения фаз при соотношении $V_{0,ф} : V_{в,ф} = 1:10$, $t=27-30^\circ C$, приведены в табл. 1. По результатам табл. 1. построены кривые кинетики экстракции (рис. 2).

Из кинетических кривых видно, что практически при всех составах органики равновесие в системе происходит в течение 25 мин. С увеличением концентрации ТАА от 0,2 до 0,5 M время расслаивания фаз возрастает от 35 до 65 сек.

Из табл. 1 также следует, что при оптимальном времени контакта фаз 25 мин. изменение концентраций экстрагентов (ТАА и ТБФ) в вы-



Рис. 1. Структурные формулы экстрагентов с аммониевыми основаниями

Таблица 1

Результаты по определению кинетики экстракции рения и времени расслоения фаз

№ п/п	Состав органики	Время перемешивания, мин	Время расслоения, сек	Содержание рения, г/л		Коэффициент распределения, α
				[Re] _{в.ф.}	[Re] _{о.ф.}	
1	0,2М ТАА+ 0,35М ТБФ	0		567,7	0	0
		5	35,0	436,67	655	1,5
		10	35,0	299,69	2937	9,8
		15	35,0	273,97	3452	12,6
		20	30,0	231,35	3586	15,5
		25	30,0	216,00	3698	17,1
2	0,3М ТАА+ 0,5М ТБФ	0		567,7	0	0
		5	65,0	378,95	720	1,9
		10	65,0	303,47	3065	10,1
		15	65,0	292,62	3687	12,6
		20	60,0	203,84	4036	19,8
3	0,4М ТАА + 0,35М ТБФ	0		567,7	0	0
		5	65,0	409,52	860	2,1
		10	65,0	340,69	3952	11,6
		15	65,0	276,45	5612	20,3
		20	65,0	149,78	6216	41,5
4	0,5М ТАА + 0,2М ТБФ	0		567,7	0	0
		5	65,0	420,00	840	2,0
		10	65,0	333,82	3405	10,2
		15	60,0	247,38	4725	19,1
		20	60,0	170,48	5694	33,4
		25	60,0	155	6150	42,1

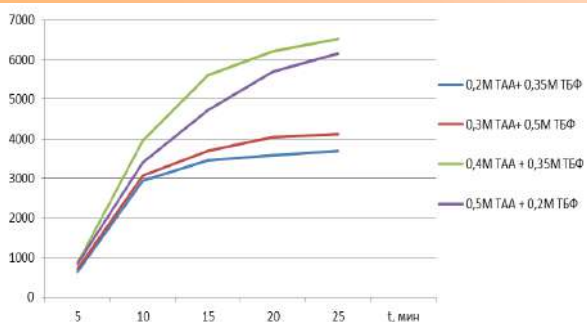


Рис. 2. Кинетика экстракции рения

бренных пределах практически не влияет на коэффициент распределения Re . Вследствие этого, на следующем этапе было решено определить изотермы экстракции Re , которые позволят определить насыщение экстрагента рением и число требуемых ступеней экстракции.

Изотермы экстракции снимали методом переменных объемов водной и органической фаз и времени перемешивания 25 мин. Изотермы экстракции рения приведены на рис. 3.

По результатам изотерм экстракции (рис. 3 - 6) следует, что оптимальной экстракционной смесью экстрагентов является состав 0,4 М ТАА + 0,35 М ТБФ, при котором максимальное насыщение по рению составило 6525 мг/л количество ступеней экстракции – 4.

Таким образом, установлено:

1. Эффективным экстрагентом для концентрирования рения является смесь 0,4 М ТАА + 0,35 М ТБФ на основе углеводородного сырья (керосина), при следующих параметрах: соотношении фаз $V_o:V_v=1:10$, температуре $t=25-30^\circ\text{C}$, скорости перемешивания $n=500$ об/мин., количество ступеней 3-4 шт.

2. В результате жидкофазной экстракции рения из азотнокислых десорбатов концентрация металла в насыщенной органике составила в среднем 6300 мг/л, а степень концентрирования составила 10-11 раз.

3. В качестве оборудования для экстракции можно применить ящичный экстрактор, состоящий из 3-4 камер.



Рис. 3. Изотерма экстракции рения при составе органики 0,2М ТАА+ 0,35М ТБФ

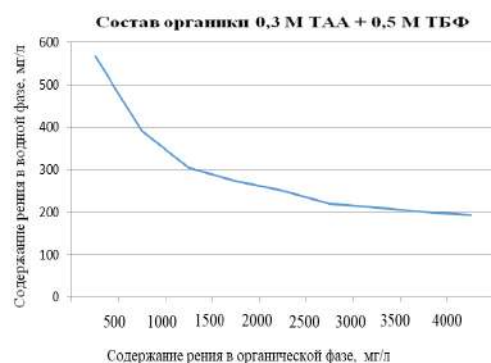


Рис. 4. Изотерма экстракции рения при составе органики 0,3М ТАА+ 0,5М ТБФ

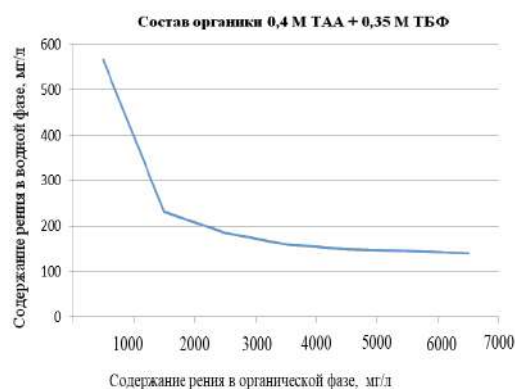


Рис. 5. Изотерма экстракции рения при составе органики 0,4М ТАА + 0,35М ТБФ

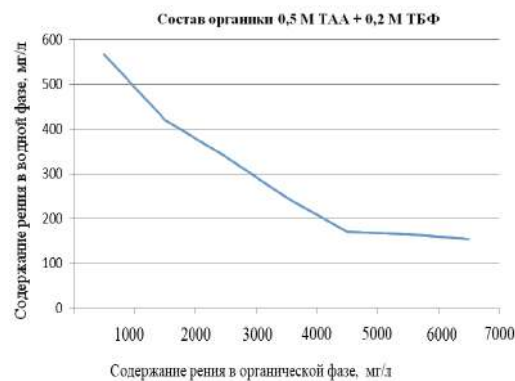


Рис. 6. Изотерма экстракции рения при составе органики 0,5М ТАА + 0,2М ТБФ

Библиографический список:

1. Трошкина И.Д. Сорбционное извлечение рения из сернокислых растворов аминосодержащими импрегнатами / И.Д. Трошкина, А.М. Сербин, Кхаинг Зо Наинг [и др.] // Сорбционные и хроматографические процессы. – 2006. – Т.6. – Вып.6. – С. 1022-1027.
2. Захарьян С.В. Исследование сорбционных методов извлечения рения из промывной кислоты и разработка технологии получения высокочистого перрената аммония: Автореф. ... канд. техн. наук. – М., 2012. – 22 с.
3. Петухов О.Ф., Санакулов К.С., Курбанов М.А., Шарафутдинов У.З. Рений. Издательство НГМК. Навои, 2020 г. 397 с.
4. Трошкина И.Д. Сорбционное извлечение микроколичеств рения из промывной серной кислоты / Трошкина И.Д., Хасанова Г.А., Чекмарев А.М. [и др.] // Цветные металлы. – 2000. – №9. – С. 134-137.

“GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA” 2021, №2 (85), pp. 101-103

RESEARCH IN THE FIELD OF TECHNOLOGY OF EXTRACTION CONCENTRATION OF RHENIUM FROM DESORBATS

¹Kurbanov M.A., Deputy Chief Engineer, Innovation Center.

¹Ganieva D.S., Geotechnical Engineer, Innovation Center.

²Utaev S.M., Master's student of the 1st course.

²Mirzakulova G.F., Master's student of the 1st course.

²Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Navoi, Uzbekistan.

²Navoi State Mining Institute, Navoi, Uzbekistan.

Abstract:

The most effective extractant of rhenium is tertiary amines, in particular, trialkyl amine. Use trialkyl amine (TAA) mixed with tributyl phosphate (TBP), which, like alcohols, should reduce the formation of stable emulsions. A hydrocarbon feedstock (HC) in the form of kerosene was used as a diluent. The optimal extraction mixture of extractants is the composition 0.4M TAA + 0.35M TBP, at which the maximum saturation with respect to rhenium was 6525 mg/l, the number of extraction steps is 4.

Keywords: rhenium, trialkyl amine extractant, tributyl phosphate, kerosene, extraction steps, extraction process, emulsion, perrenate.

References:

1. Troshkina I.D. Sorption extraction of rhenium from sulfuric acid solutions with amine-containing impregnates / I.D. Troshkina, A.M. Serbin, Khaing Zo Naing [et al.] // Sorption and chromatographic processes. - 2006. - T.6. - Issue 6, pp. 1022-1027.
2. Zakharyan S.V. Investigation of sorption methods for extracting rhenium from washing acid and development of technology for obtaining high-purity ammonium perrenate: Author's abstract. ... Cand. tech. sciences. - M., 2012. P. 22.
3. Petukhov O.F., Sanakulov K.S., Kurbanov M.A., Sharafutdinov U.Z. Rhenium. Publishing house NMMC. Navoi, 2020. P. 397.
4. Troshkina I. D. Sorption extraction of microquantities of rhenium from washing sulfuric acid / Troshkina I.D., Khasanova G.A., Chekmarev A.M. [et al.] // Non-ferrous metals. - 2000. - No. 9. pp. 134-137.

СТАНОК УНИВЕРСАЛЬНЫЙ КОНСОЛЬНО-ФРЕЗЕРНЫЙ

НФ-1200



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

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



ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ФОРМИРОВАНИЯ КОМПОЗИТОВ ПРИ ТВЕРДЕНИИ СУЛЬФОФЕРРИТА КАЛЬЦИЯ И НИЗКОТЕМПЕРАТУРНОГО ЦЕМЕНТА НА ЕГО ОСНОВЕ



Рузиев Н.Р.,
начальник департамента
инвестиций НГМК

Maqolada mineral kalsiy sulfoferritning harorat barqarorligi va uning asosida yuqori quvvatli sement kompozitlarini sintez qilish oralig'ini aniqlash bo'yicha tadqiqotlar natijalari keltirilgan.

Tayanch iboralar: kalsiy sulfoferrit, klinker, sement, issiqlik harorat barqarorligi, o'zgartirilgan portland sement.

В статье приведены результаты исследований по уточнению диапазона температурной устойчивости минерала сульфогеррита кальция и синтеза высокопрочных цементных композитов на его основе.

Ключевые слова: сульфогеррит кальция, клинкер, цемент, температурная устойчивость, модифицированный портландцемент.

В последние годы в Узбекистане широко развернулось строительство международных автомагистралей, тоннелей, мостов, различных промышленных объектов, требующих применение коррозионноустойчивых, расширяющихся и напрягающих цементов, предназначенных для изготовления водонепроницаемых железобетонных изделий и конструкций, заделки швов в конструкциях из сборного железобетона, ремонтно-восстановительных работ в метростроении и т.п. Решение этой проблемы, как подчеркивают многие авторы [1-3], возможно путём модифицирования рядового портландцемента расширяющими компонентами, к числу которых в первую очередь относятся сульфоалюминатные и сульфогерритные клинкеры, которые на начальной стадии твердения изменяют физико-химическую структуру формирующегося искусственного конгломерата.

Относительно низкая температура синтеза сульфогерритных клинкеров и высокая их коррозионная стойкость против агрессивного воздействия кислот и минеральных солей, чем сульфоалюминатных, позволяет отдать предпочтение им в качестве расширяющего компонента для получения модифицированного портландцемента [4-6]. Однако, по вопросу образования сульфогеррита, его скорости твердения, степени расширения и гидравлической активности существуют противоречивые мнения, которые сдерживают широкое внедрение технологии производства сульфогерритных цементов. Одни исследователи считают, что продуктами синтеза при обжиге сульфоалюможелезистых систем являются ферриты, твердые растворы сульфоалюмината и сульфогеррита кальция, а сульфогеррит вообще не образуется. Другие же считают, что при 1100-1150°C сульфогеррит образуется в системе $CaO - Fe_2O_3 - CaSO_4$, а в системе $CaO - Al_2O_3 - Fe_2O_3 - CaSO_4$ он образуется как промежуточное соединение: до появления расплава сосуществует с C_4A_3S , а затем при более высокой температуре, разлагается на C_2F и $CaSO_4$ с последующим внедрением ионов Fe^{3+} в кристаллическую структуру C_4A_3S с образованием сульфоалюмоферритов кальция. Исследователи, утверждающие о том, что C_4F_3S не образуется при обжиге сульфоалюможелезистых систем, не учитывают тот факт, что его устойчивость при температуре выше 1150°C снижается и с повышением температуры он начинает разлагаться и в системе появляется расплав твердых растворов сульфоалюмоферрита кальция.

По данным Искандаровой М. и др. [7-8], при обжиге сырьевой смеси, включающей известняк, фосфогипс и железистую руду, рассчитанной на образование сульфогеррита, сульфоалюмината и сульфосиликата кальция, образуются и автономно сосуществуют все указанные минералы. Обжиг при 1200°C, действительно, приводит к частичному разложению C_4F_3S с выделением C_2F и CS , а C_5S_2S - с выделением C_2S и CS . Повышение температуры до 1250°C ускоряют разложение сульфогеррита и сульфосиликата кальция и в сульфоалюможелезистой системе преобладает содержание двухкальциевого силиката, двухкальциевого феррита и ангидрита. Несмотря на низкую температуру синтеза, цемент на основе сульфоалюможелезистого клинкера обладает высокой гидравлической активностью, обеспечивающей марку «400» с большим запасом прочности. Отличитель-

ной его особенностью является то, что образцы после 4 ч воздушно-влажностного твердения обладают распалубочной прочностью, достаточной для погружения их в воду для дальнейшего твердения. В связи с этим, важно было проверить известные высказывания ученых по вопросу установления температурного диапазона устойчивого существования сульфогеррита кальция в сульфогерритных клинкерах, синтезируемых из карбонат-, сульфат- и железосодержащих отходов промышленных предприятий Узбекистана, что и составляла цель проводимых исследований.

Для выполнения исследований был рассчитан состав смеси для синтеза C_4F_3S при стехиометрическом соотношении компонентов - $CaSO_4$, Fe_2O_3 и $CaCO_3$, которая подвергалась обжигу в лабораторной силитовой печи при температурах 1150, 1200, 1250°C с экспозицией 3 ч. Сульфогерритные клинкеры также синтезированы при указанных температурах с экспозицией 2 ч сырьевой смеси, включающей известняк, фосфогипс и гематитовые породы. Рентгенофазовый анализ выполнен на дифрактометре ДРОН-2, микрофотографии сняты на сканирующем микроскопе с элементарным рентгеновским адаптаром модели Филипс SEM 255 M/EDAX 9900.

Для выполнения исследований был рассчитан состав смеси для синтеза C_4F_3S при стехиометрическом соотношении компонентов - $CaSO_4$, Fe_2O_3 и $CaCO_3$, которая подвергалась обжигу при температурах 1150, 1200, 1250°C с экспозицией 3 ч.

Рентгенофазовый анализ исходной и обожженной при указанных температурах сульфогерритной смеси позволил установить кинетику минералообразовательных процессов в системе $CaCO_3-Fe_2O_3-CaSO_4$. Установлено, что на дифрактограммах спеклов, синтезированных при 1100°C, рефлексы, характерные для $CaCO_3$ ($d/n=0,381$; 0,303; 0,298; 0,209; 0,191; 0,187; 0,150; 0,148; 0,114 нм) отсутствуют. Полностью исчезли также линии $\alpha-Fe_2O_3$ ($d/n=0,366$; 0,269; 0,251; 0,183 нм) и $CaSO_4 \cdot 2H_2O$ при $d/n=0,755$; 0,427; 0,381; 0,306; 0,289; 0,169; 0,148; 0,145 нм. Отмечено появление довольно интенсивных и четко выраженных линий монокальциевого феррита кальция с $d/n=0,267$; 0,253; 0,223; 0,211; 0,184; 0,151 нм, рефлексы $CaO_{своб}$ ($d/n=0,169$ и 0,145 нм) и $CaSO_4$ ($d/n=0,349$; 0,388; 0,285; 0,233; 0,235 нм) имеют различную интенсивность, причем, присутствие линий C_2S , C_2F и сульфата кальция свидетельствует о том, что не все количество $CaSO_4$ вступило в химическое взаимодействие с железистой составляющей сырьевой смеси. Дифрактограмма спекла, обожженного при 1150°C фиксирует максимальное образование сульфогеррита кальция с $d/n=0,862$; 0,598; 0,535; 0,456; 0,407; 0,296; 0,269; 0,251; 0,220; 0,188; 0,173; 0,169; 0,148; 0,145; 0,141 нм. Обнаружены также небольшой интенсивности рефлексы C_2F при $d/n=0,369$; 0,184 нм. При повышении температуры до 1200°C увеличивается интенсивность характерных рефлексов C_2F и CS , что свидетельствует о частичном разложении C_4F_3S (рис. 1).

Полученные результаты и ранее установленные закономерности гидратационного взаимодействия трех низкотемпературных сульфогерритов - сульфоалюмината, сульфосиликата, сульфогеррита с

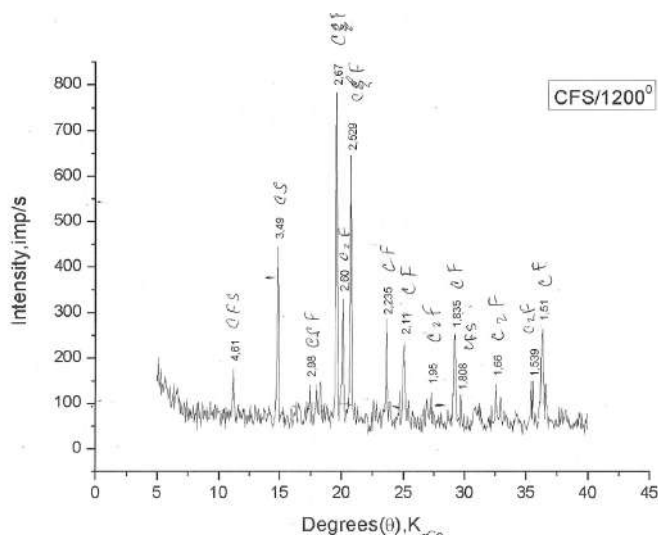


Рис. 1. Дифрактограмма сульфодеррита кальция, синтезированного при 1200°С

образованием высокопрочного искусственного конгломерата на их основе [4, 5] служили научной основой для разработки малоэнергоёмкой технологии сульфоалюможелезистых клинкеров и цементов на их основе, в которых сульфоалюминат - C_4A_3S , сульфосиликат— C_5S_2S и сульфодеррит - C_4F_3S находились бы в автономном состоянии, для чего температуру обжига сульфожелезистой сырьевой смеси необходимо поддерживать на уровне не выше 1200°С. Для синтеза сульфоалюминато-ферритных клинкеров в качестве компонентов сырьевой смеси использовали фосфогипс АО «Аммофос-Максам», гематитовую породу Чимкурганского и известняк Ахангаранского месторождений (табл. 1).

Для синтеза низкотемпературных сульфожелезистых (САЖ) клинкеров сырьевую смесь на основе железистой руды, фосфогипса и известняка рассчитывали при $KH = 0,667$ и $0,8$; $n_s = 1,0$; $1,5$; $2,0$. Расчеты показали, что, в зависимости от значений KH и n_s сырьевой шихты, содержание железистой руды в них колеблется от 14,32 до 23,78%, фосфогипса - от 16,16 до 33,68%, известняка - от 50,03 до 62,84% (табл. 2). Химический состав клинкеров на основе указанных сырьевых шихт включает до 13,14% Fe_2O_3 и до 20,4% SO_3 (табл. 3). Синтезируемые сульфожелезистые клинкеры, согласно расчетным данным, должны содержать в своем составе сульфоминералы в указанных в табл. 4 пределах. Следует отметить, что по содержанию C_4A_3S и C_4F_3S клинкеры с $KH = 0,667$ и $0,80$ незначительно отличаются друг от друга, а по содержанию C_5S_2S - отличие существенное. При $KH=0,667$ содержание этого минерала на 3-4% больше, чем у клинкера с $KH=0,8$. С увеличением n_s повышается содержание несвязанного $CaSO_4$.

Причем его содержание в САФС клинкерах с $KH = 0,80$ выше, чем с $KH = 0,667$. Исследование реакционной способности сульфожелезистых сырьевых шихт рентгенофазовым методом показало, что фазовый состав продуктов обжига сульфожелезистой шихты, рассчитанной при $KH=0,667$ и $n_s=1,0$ и обожженной при 1100°С, полиминеральный и включает всю гамму силикат-, железо-, алюминий и сульфатсодержащих фаз устойчивых и неустойчивых форм: C_5S_2S ($d/n = 0,462$; $0,409$; $0,334$; $0,297$; $0,285$; $0,186$ нм), C_4A_3S ($d/n = 0,410$; $0,370$; $0,215$; $0,164$ нм), несвязанного сульфата кальция при $d/n = 0,349$; $0,334$; $0,309$; $0,297$; $0,285$; $0,186$ нм, C_4F_3S ($d/n = 0,268$; $0,254$; $0,246$; $0,225$; $0,184$ нм), и свободного CaO при $d/n = 0,239$; $0,240$; $0,169$ нм (рис.1). Наличие на дифрактограммах отражений CaO свидетельствует о незавершенности процесса ми-

Таблица 2

Вещественный состав сульфоалюможелезистых сырьевых смесей

KH сырьевой композиции	n _s сырьевой композиции	Состав сырьевой композиции, масс. %		
		известняк	железистая руда	фосфогипс
0,667	1,0	58,74	23,78	17,43
	1,5	54,07	19,79	26,14
	2,0	50,03	16,29	33,63
0,80	1,0	62,84	21,00	16,16
	1,5	57,82	17,56	24,62
	2,0	54,40	14,32	31,23

нералообразования. Об этом говорит также появление на дифрактограммах межплоскостных линий C_2F при $d/n = 0,736$; $0,531$; $0,273$; $0,270$; $0,268$; $0,157$ нм достаточно высокой интенсивности и малоинтенсивных линий $C_{12}A_7$ при $d/n = 0,492$ нм. Сильное усиление интенсивности основных линий C_2F при $d/n = 0,273$; $0,270$; $0,268$ происходит из-за того, что на них накладываются линии C_4F_3S . В то же время при $d/n = 0,263$ нм дают отражение также и кристаллы C_4A_3S , следовательно, усиление интенсивности этой линии происходит за счет того, что накладываются друг на друга линии трех минералов: C_4F_3S , C_4A_3S , C_2F и в результате эта линия смещается к $d/n = 0,268$ нм. То же самое можно говорить и об усилении интенсивности некоторых линий CS при $d/n = 0,349$; $0,334$ нм, за счет наложения на них линий C_5S_2S .

С повышением температуры обжига картина минералообразования на дифрактограмме претерпевает существенные изменения: уменьшается интенсивность дифракционных отражений CS , CaO , C_2F , что свидетельствует о повышении степени взаимодействия компонентов шихты и образовании устойчивых клинкерных фаз, которые представлены преобладающим сульфодерритно-сульфосиликатным составом.

На дифрактограммах сульфожелезистых клинкеров с $KH=0,8$; $n_s=1,0$; $1,5$; $2,0$, обожженных при 1250°С, отмечают интенсивные дифракционные отражения C_4A_3S ($d/n = 0,416$; $0,375$; $0,216$; $0,162$ нм), C_4F_3S ($d/n = 0,266$; $0,252$; $0,186$ нм) и C_5S_2S при $d/n = 0,285$; $0,232$; $0,220$ нм.

Известно, что распад безводного САК на алюминаты и сульфат кальция происходит при температуре выше 1380°С [3, 4]. Видимо, в сульфатсодержащих сырьевых композициях с высоким содержанием Fe_2O_3 этот процесс ускоряется и распад C_4A_3S происходит при относительно низких температурах: на дифрактограммах клинкеров, обожженных при 1200°С интенсивность отражений C_4A_3S ниже, чем на дифрактограмме клинкеров, синтезированных при 1100°С.

Микрофотография реплики с поверхности скола сульфоалюминато-ферритного клинкера с $KH=0,667$ и $n_s=1,0$, синтезированного при 1200°С представлена высокопористым искусственным конгломератом, в котором основная масса зерен с оплавленной поверхностью не имеют определенную геометрическую форму и они по всей вероятности относятся к C_4F_3S , C_2F и C_5S_2S . В порах между этими зёрнами расположены зёрна круглой формы, относящиеся, видимо к C_2S и (рис. 2).

Поры образуются вследствие выделения SO_3 за счет диссоциации сульфата кальция, образующегося в результате разложения сульфодерритной и сульфосиликатной составляющей клинкера с $d/n = 0,706$; $0,470$ нм почти не изменилась. При дальнейшем углублении процесса гидратации до 1 сут. происходят значительные фазовые превращения, связанные с некоторым увеличением количества двухводного гипса и железосодержащих этрингитоподобных фаз - ферриэтрингита с $d/n = 0,722$; $0,590$; $0,486$; $0,326$; $0,301$; $0,247$; $0,220$; $0,186$ нм.

Продолжающийся процесс гидратации приводит к существенным фазовым превращениям в системе «САЖ цемент-вода», выражающимся в упорядочении состава образующихся гидратных фаз: к 3 сут. интенсивности линий вышеупомянутых гидратных новообразований имеют более высокую интенсивность и четко очерченные размеры. К 7-м и 14-м суткам

Химический состав исходных материалов

Наименование материала	Содержание оксидов, %									
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	R ₂ O	P ₂ O ₅	SO ₃	n.n.n.	Пр.
Известняк Ахангаранский	6,08	1,30	0,71	49,9	0,34	0,31	-	0,1	41,22	0,17
Железистая руда	40,53	7,04	38,45	3,17	0,73	2,36	-	1,54	6,18	-
Фосфогипс	14,07	1,01	0,62	27,26	0,37	0,30	1,35	38,94	13,4	1,44

Таблица 1

твердения особых изменений в фазовом составе затвердевшего камня сульфоалюможелезистого цемента не отмечено (рис. 4).

К 28 сут. дифрактограмма обнаруживает исчезновение линий C_4A_3S при $d/n=0,364$ нм и $Ca(OH)_2$ при 0,489 нм. Отмечено появление двух дифракционных линий слабой интенсивности при $d/n=0,980$ и 0,889 нм, характерные для гидросульфоалюмината кальция высоко- и низкосульфатной форм соответственно, усиление интенсивности дифракционных отражений ферриэtringита при $d/n=0,752$; 0,601; 0,425; 0,347; 0,327; 0,306; 0,220; 0,187; 0,178 нм (рис.4). Судя по уменьшению интенсивности линий минералов сульфоалюмината ($d/n=0,364$ нм) и сульфоферрита ($d/n=0,264$; 0,260 нм) исходного САЖ цемента можно предположить, что процесс его гидратации протекает медленно и ступенчато с постепенной кристаллизацией этрингита и железосодержащих этрингитоподобных фаз, уплотнением и упрочнением структуры формирующегося искусственного конгломерата.

Высказанное предположение нашло полное свое подтверждение при проведении электронно-микроскопического исследования структуры затвердевших в различные сроки образцов сульфоалюможелезистого цемента. Микроструктура сульфожелезистого цемента на основе клинкера с $KH=0,667$; $n_s=1,5$, представлена в виде плотно упакованных спекшихся зерен округлых и удлиненных форм, а в некоторых местах - бесформенной массой спекшихся зерен с оплавленной поверхностью, через 3 сут гидратации претерпевает существенные изменения: в некоторых местах на гладкой поверхности зерен появились борозды и их поверхность усеяна бугорками роста. К 3-им и 7-м сут. картина минералообразования при гидратации САЖ цемента значительно изменилась, рельеф поверхности скола представлена по-разному: в одних участках наблюдается скопление множества чешуйчатых новообразований, в других – длинных волокнистых новообразований, пространство между которыми заполнено бесформенной массой. К 14 сут. картина минералообразования существенно не меняется, размеры чешуйчатых и волокнистых кристаллических новообразований стало больше они стали переплетаться и срачиваться с образованием отдельных блоков, которые к 21 сут. наслаиваясь друг на друга стали уплотняться с созданием слоистых агрегатов. При дальнейшем углублении процесса гидратации отмечено образование крупных кристаллоагрегатов, которые контактируя друг с другом и, сплетаясь и срастаясь, образуют структурный каркас из тесно сплетенных сеток кристаллических новообразований. Межзерновое и межкристаллическое пространство заполнено новыми слоями кристаллических и гелевых новообразований, которые срастаясь с

Таблица 3
Расчетный химический состав САЖ клинкеров

Значения		Содержание оксидов, масс. %								
KH	n_s	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	SO_3	P_2O_5	R_2O	Σ
0,667	1,0	18,75	3,69	13,14	50,05	1,58	11,29	0,04	1,10	100
	1,5	17,18	3,16	10,83	49,63	1,44	16,21	0,53	0,96	100
	2,0	15,86	2,77	8,86	49,28	1,30	20,40	0,67	0,84	100
0,80	1,0	17,53	3,55	11,91	53,27	1,68	10,62	0,34	1,04	100
	1,5	16,15	3,09	9,82	52,64	1,52	15,33	0,50	0,91	100
	2,0	14,95	2,70	8,01	52,15	1,39	19,30	0,63	0,81	100

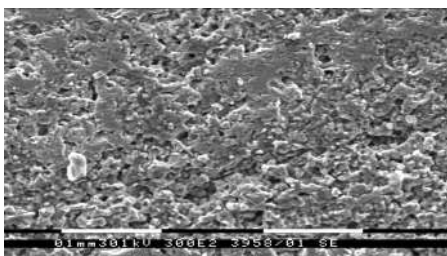


Рис. 2. Дифрактограммы сульфожелезистых клинкеров, синтезированных обжигом сырьевой смеси с $KH=0,667$ и $n_s=1,0$ при температурах 1100 (1), 1200 (2) 1250°С (3)

Таблица 4
Минералогический состав САЖ клинкеров

Значения		Содержание минералов, масс. %			
KH	n_s	C_4A_3S	C_4F_3S	C_3S_2S	$CaSO_4$
0,667	1,0	7,36	19,55	73,0	0,9
	1,5	6,30	17,76	68,72	7,24
	2,0	5,46	14,53	63,44	16,57
0,80	1,0	7,08	19,53	70,12	3,27
	1,5	6,16	16,11	64,60	12,13
	2,0	5,39	13,14	59,80	27,67

кристаллоагрегатами и уплотняя гидратную структуру формирующегося искусственного конгломерата, образуют хаотично ориентированные блоки. Последовательное формирование плотной структуры искусственного конгломерата при гидратации САЖ цемента с образованием прочного композита наглядно иллюстрируется на рис. 5, откуда видно, что к 28 сут. рельеф поверхности скола гидратированного САЖ цемента состоит из параллельно ориентированных блоков, создающих блочно - ритмическую слоистую структуру, которые способствуют повышению прочностных показателей и улучшению эксплуатационных свойств камня на его основе.

Повышение значения n_s клинкера до 2,0 приводит к некоторому изменению картины минералообразования при твердении САЖ цемента: через 1 сут. поверхность зерен клинкера как бы набухает, затем из

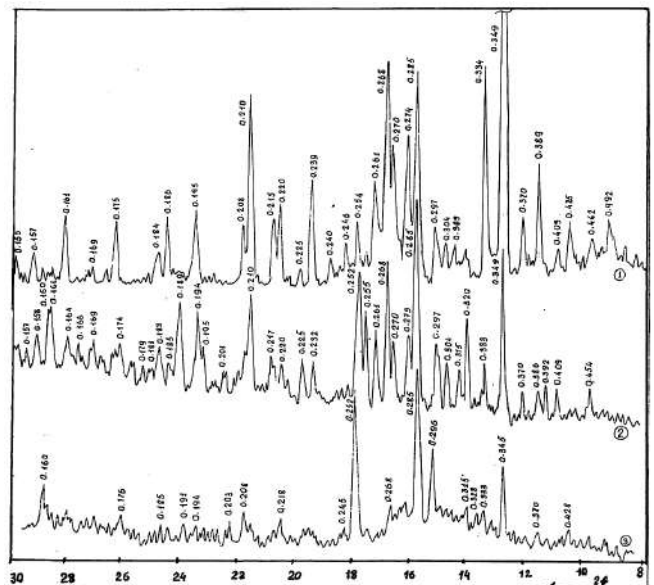


Рис. 3. Дифрактограммы гидратированного сульфожелезистого цемента с $KH=0,667$; $n_s=1,5$. Сроки гидратации: 10 мин (1); 30 мин (2); 2,5 ч (3); 16 ч (4)

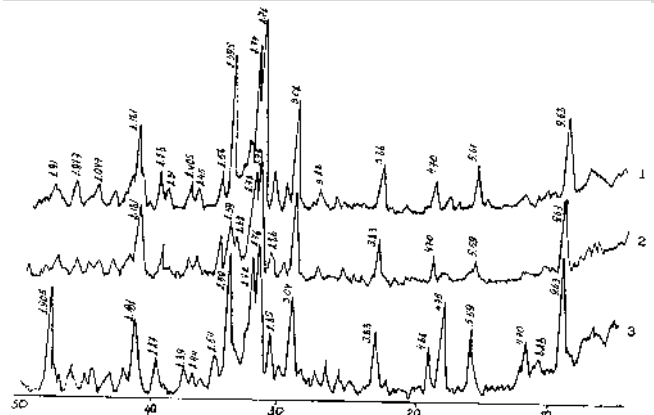


Рис. 4. Дифрактограммы гидратированного сульфожелезистого цемента с $KH=0,667$; $n_s=1,5$. Сроки гидратации: 7 сут (1); 21 сут (2); 28 сут (3)

набухшей массы начинают появляться бугорки, из которых начинают выкристаллизовываться первичные зародыши, служащие центрами кристаллообразования. К 14 сут. мелкие кристаллики пронизывают основную массу гидратирующей системы, растворяются в ней и к 21 сут. образуют отдельные блоки-агрегаты из параллельно ориентированных слоев чешуйчатых поликристаллов, которые в процессе роста соприкасаясь с основной массой новообразований, срастаются с ней, и таким образом уплотняясь и омоноличиваясь создают достаточно плотную и прочную структур. В таких структурах, как отмечается в работах [9, 10], ориентация слоев ограничена размерами блоков, при больших увеличениях и внимательном рассмотрении в стереоскопе выявляется их слоистость.

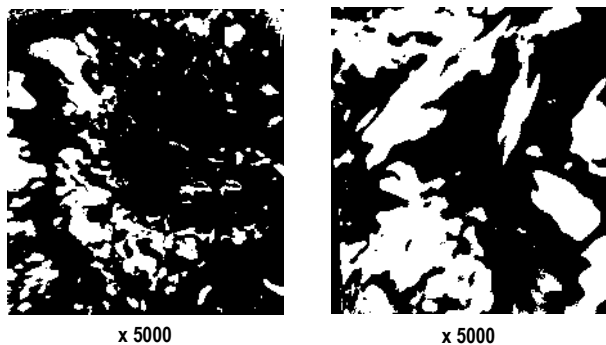


Рис. 5. Формирование кристаллической структуры сульфоконплата 28 суточного возраста на основе САЖ цемента с $KH=0,667$: $n_s=1,5$

Такое визуальное впечатление создается вследствие прохождения плоскости скола камня между чешуйками, образовавшимися из отдельных зародышей и составляющими слой. Подобная структура называется агрегатно-блочной или ритмично-блочной. В сульфоалюминат- и сульфоферритсодержащих цементах, как утверждает автор, слои в блоках состоят из параллельных сросшихся пластинок моноили трехсульфатных гидросульфоалюминатов и гидросульфоферритов кальция, что и нашло свои подтверждения так же и нашими исследованиями.

На основе изучения кинетики фазо- и структурообразования при твердении САЖ цементов установлено, что основными продуктами их гидратации в ранние сроки твердения являются двухводный гипс, гидросульфоалюминаты и гидросульфоферриты высоко- и низкосульфатных форм, а в более поздние сроки – также и гидросиликаты и гидросульфосиликаты кальция. Отмечено, что процесс формирования структуры САЖ цементов подчиняется законам, присущим процессам, происходящим при гидратации и твердении сульфоалюминатных цементов, лишь с той разницей, что процесс зародышеобразования в ранние сроки протекает несколько медленнее. С углублением процесса гидратации мелкие кристаллические новообразования, вырастающие из бугорков роста на поверхности зерен САЖ цемента, пронизывают всю массу гидратирующей системы, образуя сетчатую структуру, межзерновое и межкристаллическое пространство которой постепенно заполняется новыми порциями продуктов гидратации, которые постепенно срастаясь друг с другом и наслаиваясь, создают параллельно ориентированные слои из кристаллических блоков, и таким образом, микроструктура формирующегося искусственного конгломерата уплотняется и упрочняется.

Библиографический список:

1. Самченко С.В., Зорин Д.А. Влияние дисперсности расширяющегося компонента на свойства цементов // *Техника и технология силикатов*. 2006. Т. 13, № 2.
2. Кузнецова Т.В., Кривобородов Ю.Р., Бурлов И.Ю. Основные направления в химии и технологии специальных цементов // *Строит. материалы*. 2008. № 10. С. 61–63.
3. Самченко С.В., Бурлов А.Ю., Зорин Д.А. Применение сульфатированных клинкеров для создания коррозионностойких цементов // *Электронный журнал Весть Бетон*. Дата публикации: 18.10.2008.
4. Кривобородов Ю.Р., Самченко С.В. Физико-химические свойства сульфатированных клинкеров // *Аналитический обзор ВНИИЭСМ. Цементная промышленность*. — М., 1991. С. 42-48.
5. Осокин А.П., Кривобородов Ю.Р., Потапова Е.Н. Модифицированный портландцемент. — М., 1993. 328 с.
6. Осокин А.П., Кривобородов Ю.Р. Сульфожелезистые цементы и их свойства // *Труды Московского химико-технологического института им. Д. И. Менделеева*. Вып. 137. 1985. С. 23–29.
7. Рузиев Н.Р., Искандарова М., Рахманов М.И. Влияние сульфоалюмината на прочность сульфоферрита кальция // *Ж. Композиционные материалы*. №4. 2008 г. С. 82-83.
8. Рузиев Н.Р., Искандарова М., Негматов С.С., Рахманов М.И., Хайдаров Р. Технологические основы получения низкотемпературных сульфоалюможелезистых цементов // *Ж. Композиционные материалы*. №4, 2008 г. С. 47-50.
9. Шпынова Л.Г. Формирование и генезис микроструктуры цементного камня. — Львов: Выща школа, 1975. 157 с.
10. Шпынова Л.Г. Физико-химические основы формирования структуры цементного камня. — Львов: Высшая школа, 1981. 100 с.

URANNI YER OSTIDA TANLAB ERITISHDA QO‘LLANILADIGAN QATRONLARGA PAST HARORATNI TA‘SIRINI TADQIQ QILISH



Sharafutdinov U.Z.,
NKMK Innovatsiya
markazi urinbosari,
texnika fanlari doktori



Rajabбоев И.М.,
NDKI katta ukituvchisi,
mustakil izlanuvchi



Doniev F.F.
NDKI II-kurs magistranti



Ostonova F.I.,
NDKI I-kurs magistranti

Sintetik ionitlardan foydalanish ko‘lamining kengayishi sorbentlarni tashish va saqlash muammolarini keltirib chiqaradi, bu esa ion almashinuvchi qatronlar granulalarida ma‘lum qaytarilmas o‘zgarishlar (kriyodestratsiya)ni keltirib chiqaradi. Ushbu hodisaning asosiy sababi - sovitish paytida granularlar ichidagi suvning o‘ziga xos xususiyatlarga egaligi hisoblanadi. Muzlash vaqtida qarama-qarshi ikkita jarayon sodir bo‘ladi: muzning kristallanish markazlariga suvni tortilishi va granularning "ichki tarkibiy" hajmining oshishi tufayli granularning siqilishi. Chunki muz hajmi suv hajmi demakdir. Natijada paydo bo‘lgan mexanik stresslar ramkaning yorilishiga olib kelishi kuzatiladi. Ionalmashinuvchi qatronlarni uzoq masofalarga past haroratlarda tashish muammosi yechildi, lekin sorbentning har bir turi uchun uning barcha o‘ziga xos xususiyatlari va tashqi ta‘sirga qarshi turish qobiliyatlari bo‘yicha muammolar yechimi ishlab chiqilmoqda.

Tayanch iboralar: uran, ionalmashuv jarayoni, qatron, manfiy harorat, karkas, muzlash, BD-706, BO-020.

Расширение масштабов применения синтетических ионитов остро ставит проблему транспортировки и хранения сорбентов при отрицательных температурах, которые вызывают в гранулах ионообменных смол определённые необратимые изменения - криодеструкцию. Главная причина такого явления – особенности поведения воды внутри гранул при охлаждении. При замораживании протекают два противоположных процесса: уплотнение гранул за счёт оттягивания воды к центрам кристаллизации льда и увеличение объёма «внутреннего содержимого» гранулы, так как объём льда больше объёма воды. Возникающие при этом механические напряжения должны приводить к разрыву каркаса, что и наблюдается в действительности. Проблема транспортировки ионообменных смол на большие расстояния при отрицательных температурах, как правило, решается, но решение вырабатывается для каждой разновидности сорбентов с учётом всех её особенностей и способности противостоять сумме внешних воздействий.

Ключевые слова: уран, ионообменный процесс, смола, низкая температура, каркас, замораживание, BD-706, BO-020.

Hozirgi davrda ma‘danli xom-ashyo bazasi rivojlangan davlatlarning iqtisodiy negizini tashkil etadi, shuning uchun sanoat va qishloq xo‘jaligining muvaffaqiyatlari, kompleks qayta ishlashni ta‘minlovchi yangi texnologiyalarni yaratish yo‘li bilan ulardan omilkorlik (ratsional) va samarali foydalanishga bog‘liqdir. Ayniqsa bu o‘zaro bog‘liq bo‘lgan murakkab sikllari jarayonlardan tashkil topgan nodir metallarni ajratish texnologiyasiga va oxirgi mahsulotlarni sof holda ajratib olishga taaluqlidir. Hozirgi vaqtda uran sanoatida xomashyo bazasining asosiy qismini gidrogen konlari tashkil qiladi hamda ular burg‘u qudug‘i yordamida ishlov berilib, yer ostida tanlab eritish usuliga asoslangan.

Hozirgi vaqtda ionalmashuv sorbsiyasi uranni sulfat kislotasi va karbonat eritmalari yordamida yer ostida tanlab eritishdan olingan eritmalardan ajratib olishning yuqori texnik-iqtisodiy va ekologik tozalikni ta‘minlaydigan yagona usuli hisoblanadi.

Sorbentlarni tanlash, texnologiya jarayonini olib borish sharoitiga bog‘liqdir, hozirgi vaqtda universal sorbentlar mavjud emas, ionitlar sifatini aniqlash, ularni izlab topish dolzarb masalalardan biri bo‘lib hisoblanadi.

Sintetik ionitlarni qo‘llash ko‘lamini kengaytirish ionalmashuvchi qatronlar donalarida (granula) muayyan qaytarilmas o‘zgarishlar – strukturani buzilishi (kriodestratsiya) ni yuzaga keltiradigan manfiy haroratlarda sorbentlarni tashish va saqlash kabi jiddiy muammolarni keltirib chiqaradi. Bunday hodisaning asosiy sababi – soviganda donalar ichidagi suvning xossalari o‘ziga xosligidir. Suv muzlaganda ikkita qarama-qarshi jarayon kechadi: suvning muz kristallari markaziga tortilishi hisobiga donalarning zichlashishi va "ichki tarkib" hajmining oshishi, chunki muzning hajmi suvning hajmidan katta. Bunda hosil bo‘ladigan mexanik kuchlanishlar karkasning buzilishiga olib keladi va bu hodisa haqiqatdan kuzatiladi. Masalan, nam sellulozani muzlatganda uning mikro bo‘shliqlari kamayishi evaziga makro bo‘shliqlari oshadi, ya‘ni materialning makromolekulyar butligi buziladi. Ionitlarda ham xuddi shunga o‘xshash hodisa ro‘y beradi. Faqatgina strukturani buzilishi – mumkin bo‘lgan

yagona jarayonga o‘xshamaydi. Polistrolning organik eritmalarda qotishini o‘rganish kriodestratsiyada faqat zanjirlarning uzilishigina emas, balki rekombinatsiya va polimer reaksiyalari ro‘y berishini aniqlashga imkon berdi.

Keng mashtabda sintetik ionitlarni qo‘llanilishi natijasida sorbentlarni past harorat ta‘sirida saqlash va tashish ishlari paytida ayrim muammolarni keltirib chiqishi, ya‘ni ionalmashuv qatron donalarining ichki tuzilishining buzilishini o‘rganish adabiyotlarda keltirilmagan.

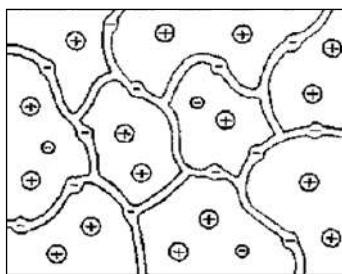
Yuqorida keltirilgan maqsadlarga erishish uchun quyidagi masalalar yechildi:

1. Sintetik ionitlardan foydalanib yer ostida tanlab eritish texnologiyasini qo‘llash bo‘yicha ma‘lumotlarni tizimlashtirish;
2. Eritmalardan uranni sorbsiyalash jarayonini tadqiq qilish va takomillashtirish;
3. Yilning qishgi past haroratli davrlarida texnologik jarayonda qo‘llanilayotgan turli ionitlarni va uranni kamayishini oldini olish.

Ma‘lumki ionitlar matrisa (karkas)ni ifodalaydigan uch o‘lchamli ko‘rinishdagi elementar katakchalar to‘plami bo‘lib, ko‘ndalangiga bog‘langan chiziqli polimerlardir (1- rasm). Undagi matrisani teshikchalari tarkibida bog‘langan ionlar mavjud bo‘lib, ularning zaryadlari harakatchan qarama-qarshi zaryadlar bilan qoplangan. Qarama-qarshi ionlar boshqa shu zaryadga ega eritma bilan bog‘langan ionit fazasida harakatlanuvchi ionlarni ekvivalent miqdori bilan almashinishi mumkin. Ionitlarni erituvchi xususiyatlari va ma‘lum bir darajada unda eritilgan modda ionit g‘ovakchalarda qarama-qarshi ionlardan tashqari ma‘lum bir miqdorda jalb etilgan ion matrisani shu zaryadli belgilari bilan bo‘lishini ta‘minlaydi.

Ushbu ionit fazasidagi qarama-qarshi ionlarning miqdorini, uni qayd etilgan umumiy zaryadi va ionitni elektroneytrallanish kompensasiyalanish summasi belgilaydi.

Sintetik ionitlardan foydalanish ko‘lamining kengayishi manfiy haroratda sorbentlarni tashish va saqlash muammolarini keltirib chiqaradi, bu esa ionalmashuvchi qatronlar granulalarida ma‘lum qaytarilmas o‘zgarishlarni -



1-rasm. Yuqori polimerli ionitning tuzilishini sxematik ko'rishini

kriodestratsiyani keltirib chiqaradi. Ushbu hodisaning asosiy sababi sovitish vaqtida granularlar ichidagi suvning o'ziga xos xususiyatidir. Muzlash vaqtida qarama-qarshi ikkita jarayon sodir bo'ladi: muzni kristallanish markazlariga suvni tortilishi granularlarni zichlashishiva granularning "ichki tarkibi" hajmining oshishi, chunki muzning hajmi suvning hajmidan katta. Natijada hosil bo'lgan mexanik kuchlanishlar

karkasning yorilishga olib kelishi kuzatiladi. Masalan, nam sellulyoza muzlatilganda, uning tor g'ovakligining pasayishi tufayli uning keng g'ovakligi oshadi, ya'ni. materialning makromolekularining yaxlitligi buziladi.

Shu kabi hodisalar ionitlar uchun ham qayd etilgan. Biroq, kriodestruksiya, sodir bo'lishi mumkin bo'lgan yagona jarayon emas. Organik erituvchilarda polistirolni kristallanishini o'rganish kriodestruksiya jarayonida nafaqat zanjirni uzilishi, balki qayta tartiblanish va polimerlanish reaksiyalari ham sodir bo'lishini aniqlashga imkon berdi [1].

Proton magnet-rezonans (PMR) usullari bilan, 0°C da sulfat kationitlarining PMR spektri chizig'i keskin kengayishi topilgan. Buning sababi erkin (bog'lanmagan) suvning o'zlashi, buning natijasida kristal holatidagi suv protonlarining dipollari o'zaro ta'siri kuchayadi. Chiziq -2°C da ikkiga bo'linadi. Ulardan biri ionitlar g'ovaklaridagi suv signallariga, ikkinchisi - ionitlarning qiyali qismining shishishi signallariga mos keladi [2]. -15°C dan past bo'lganida, g'ovaklardagi suv kristalli tuzilishni hosil qiladi. Spektral chiziq kengligini o'lchash -70°C da suv molekularining harakati muz fazasidagi suv molekularining harakatidan uch marta yuqori degan fikrga asos beradi. Sulfatli ionalmashinuvchilarda past haroratlarda

muzlamaydigan suv, ehtimol katta tuzilishga ega emas, balki ozmi-ko'pmi yo'naltirilgan dipollar to'plamidir. Ionalmashinuvchilarning o'zaro bog'lanish darajasining oshishi bilan va qarama-qarshi xususiyatiga qarab, PMR signallari mos yozuvlarga nisbatan zaif maydonlarga o'tkaziladi. Kimyoviy siljishning o'sishi quyidagi tartibda litiy, natriy, kaliy, vodorod, sezir bo'ladi, ularda vodoroddan tashqari, gidratlanish energiyasi ham kamayadi. KU-2 fazasidagi suvning PMR signallari qanchalik keskin siljisa, ionitlarning o'zaro bog'lanish darajasi shuncha past bo'ladi va u namlik bilan to'yangan bo'ladi. -60°C dan pastroqda, suv protonlarining ionalmashinuv fazasida kimyoviy siljishi asta-sekin o'zgarib turadi, -70°C dan past bo'lsa, uning qiymati deyarli o'zgarmaydi [2]. Umuman olganda, KU-2-8 kationitini deyarli -40°C gacha muzlatiladi, agar eritish mahsulotga mexanik ta'sir ko'rsatilmasa, xona haroratida asta-sekin ro'y bersa, uning xususiyatlariga jiddiy ta'sir ko'rsatmaydi [3, 4].

Kriodestruksiya jarayonlarida ionalmashinuvchi material granularining boshlang'ich holati muhim rol o'ynaydi. Ko'rinishidan, ulardagi erkin suvni muzlashi va erish vaqtida paydo bo'ladigan kuchlanishlar fizik nuqsonlarsiz ionit zarralar uchun xavfli emas. Biroq, bu taxmin faqat ma'lum chegaralarga qadar amal qiladi. 1-jadval ma'lumotlarida ko'rsatilgandek, BD-706, AM va AMP anionitlarining mikroskopda nuqsonlarga ega emas (I), bitta nuqsonga egaligi (II) va -25°C gacha muzlatilgandan keyin ko'p sonli nuqsonlari (III) bo'lgan mexanik kuch va granulometrik tarkibi kun davomida ta'sir qilishi va 24 soat ichida +20°C haroratda eritish sezilarli darajada farq qiladi.

Muzlatilishgacha va muzlatilgandan so'ng -22,8°C gacha bo'lgan ionalmashinuvchi qatronlar bo'yicha tadqiqotlar o'tkazdik. O'rnatilgan videokamera bilan raqamli durbin mikroskopida BO-020 markali ionalmashinuvchi qatronlar holatini o'rganib chiqildi. Natijalar 2-5-raslarda ko'rsatilgan.

Shakl mukammalligining kuchli ta'siri, shuningdek, singan granularga ega bo'lmagan, ammo sharsimonlik koeffitsienti (IV) bilan farq qiluvchi namunalarning sinov natijalari bilan ham ko'rsatilgan. Biroq, ko'rsatilgan sharoitda 10 marta (V) qayta muzlashdan so'ng, BD-706 vinilpiridinli qatronidan tashqari eng mukammal namunalarning ham granulometrik tarkibi kichik fraksiyalar tomon o'zgarigan (granularning o'rtacha diametri pasaygan). Buzilgan donalarni elakdan o'tkazgandan so'ng, mikroskop ostida tekshirilganda deyarli barcha granularlarda nuqsonlar aniqlandi: AM va AMP anionitlarida, asosan kichik yumaloq depressiyalar shaklida, BD-706 da kraterlar shaklida ekanligi vinilpiridinli qatronining g'ovaklik xossiga bog'liqligi aniq ko'rinib turibdi. AMP granulari jadal ravishda yo'qotildi. Barcha namunalarda namlik miqdori 20-50% ga va bisulfat ionlariga kamaydi, sulfat ionlarining miqdori esa oshdi. AM anioniti granularining rangi shaffof oqdan shaffof och sariq rangga, AMP anionitlariniki esa sarg'ish rangdan g'isht qizil ranggacha o'zgaradi. IQ spektroskopiyasi bilan namunalarning kimyoviy tuzilishidagi o'zgarishlar aniqlandi. AM tuzilishida aromatik yadrolarning tarkibi alifatik zanjirlarning nisbiy tarkibining oshishi bilan kamaydi. AMP tarkibida piridin halqalarining tarkibi stirollarga nisbatan BD-706 tarkibida to'rtinchi va uchinchi darajali faol guruhlarining tarkibi biroz pasaygan, ikkinchisi esa ko'proq darajada sezilarli pasayganligi darajada kamaydi [2].

Bir marta muzlash bilan, noldan past haroratlarda qolish muddati kriodestruksiya jarayoni natijalariga unchalik ta'sir qilmaydi. Har qanday vaqtda, ionalmashinuv materiallarni bir necha oy davomida 0, -10, -20, -35, -50 °C haroratda saqlash polimerlangan ionalmashinuvchilarning almashinish qobiliyatiga hal qiluvchi ta'sir ko'rsatmaydi. Polikondensat turidagi qatronlar olti oy ichida almashinish hajmining 15% gacha pasayadi. Ionalmashinuvchilar uchun bir qator sovuqqa chidamlilik o'rnatildi: KB-4P2> KU-2> AV-17> EDE-10p> KU-1. Polimerlanish sorbentlarining yuqori sovuqqa chidamliligi polimer karkasining yanada rivojlangan fazoviy tuzilishga egaligi bilan izohlanadi.

Yuqorida ta'kidlab o'tilganidek, muzlash haroratining oshishi, katta qatron donalarining yorilishi tufayli mayda fraksiyalar miqdorining ko'payishiga olib keladi. Suv qatlami ostida muzlatilgan ionitlar xona haroratida eritilgan namunalarga qaraganda qaynoq suvda majburiy eritish orqali ko'proq yo'qotiladi.

Suv ostida muzlatilgan va xuddi shu sharoitda eritilgan namunalarda suv bilan muzlagan namunalarga qaraganda unchalik zararli emas. Namlik miqdori taxminan 35% ni tashkil etadigan, uning yuqori chegarasidan tashqarida, muzlatish vaqtida ionitning kuchli buzilishi sodir bo'lgan kritik

1-jadval

Muzlatilgandan keyin ionitlarni bir qancha xossalari o'zgarishi

Ionit	Namuna	Mexanik mustahkamlik, %		O'rtacha granula, mm	
		muzlatish-gacha	muzlatilgandan keyin	muzlatish-gacha	muzlatilgandan keyin
AM	I	99,5	84,0	0,85	0,75
	II	97,5	81,0		0,65
	III	92,0	77,0		0,60
	IV	97,5	83,0		0,70
	V				0,40
AMP	I	99,5	81,5	0,85	0,65
	II	98,0	76,5		0,55
	III	90,5	73,0		0,45
	IV	98,0	78,0		0,60
	V				0,30
ВП-1П BD-706	I	100	86,5	0,95	0,85
	II	99,0	83,5		0,75
	III	98,0	81,0		0,70
	IV	99,5	85,0		0,80
	V				0,75

2-jadval

BD-706 va BO-020 anion almashinuvchilari modifikatsiyalari uchun g'ovaklikning kritik namlik miqdori qiymatiga ta'siri

Namuna	Suyultiruvchining, % hajm	G'ovakni hajmi, sm ³ /g	G'ovakni solishtirma yuzasi, m ² /g	Mexanik mustahkamlik, %	Solishtirma to'yinish, ml/g	Kritik, % og'irlik
BD-706	25	0,148	0,3	100	3,0	47
BO-020	25	0,025	0,3	99	2,2	41

doira mavjud deb taxmin qilinadi. Ko'rinishidan, bunday zonalarning mavjudligi yetarli miqdordagi g'ovak namligining paydo bo'lishi bilan izohlanadi, bu muz kristallari paydo bo'lishi bilan muzlaydi, kristallanish va undan ham ko'proq konstitutsion suv juda past haroratlarda muzlaydi.

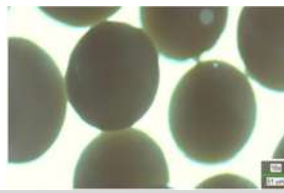
2-jadvalda keltirilgan natijalardan shuni taxmin qilish mumkinki, birinchi taxminda kritik namlik ko'rsatkichi, ya'ni. muzlash-erish sikllarida ionalmashinuvchi materialning yo'qolish darajasining erkin namlik miqdoriga bog'liqligining keskin o'zgarishi momenti, chiziqli g'ovak hajmiga bog'liq (6-rasm). Kriodestruksiya vaqtida ionli shaklning ta'siri ma'lum darajada termodestruksiya vaqtida ion shaklining ta'siriga o'xshaydi. Masalan, BD-706 anionitida xlorid shakli eng sovuqqa chidamli bo'lib, past harorat ta'sirida ionitning TAH darajasining pasayishi deaminatsiya natijasida yuzaga keladi, hech qanday parchalanish jarayoni qayd etilmagan. Muzlashdan oldin va keyin anionitlarning IQ spektrlarini o'rganish natijasida boshqa kimyoviy tarkib kislorodni o'z ichiga olgan guruhlar, xususan, karboksillar hosil bo'lganligi aniqlanmadi [2].

Polimertlarda kriodestruksiya hodisalarining salbiy oqibatlarini bartaraf etish uchun bir qator choralar taklif qilindi. Bu yerda sovuqqa chidamlikni radiatsion-kimyoviy modifikatsiya qilish yo'li bilan oshirish usullari, shuningdek saqlash va tashish bo'yicha maxsus tadbirlar majmuini belgilaymiz. Barqarorligi bilan keskin farq qiladigan donalarning uchta granulometrik fraksiyasini ajratib ko'rsatishga imkon bergan kuzatishlar diqqatga sazovordir: 0,3 mm dan kam bo'lgan mahalliy va xorijiy ionitlarning fraksiyalari eng barqaror va muzlash jarayonida ular faqat donalardan iborat; fraksiya 0,3-0,8 mm, tarkibidagi, don tarkibiga qo'shimcha ravishda, bo'lingan va yorilgan; 0,8 mm dan katta fraksiyada - eng kam kuchli va butunlay yoriqlar bo'lgan granulalardan iborat bo'ladi.

Granulalar diametrlarining oshishi bilan ichki kuchlanishlar oshib, donalarning yo'qotilishiga olib keladi. Biroq, ionalmashinuv texnologiyasida qatronlarning kichik sinflaridan foydalanish har doim ham maqsadga muvofiq emas Past haroratga qarshiligi kuchli bo'lgan bir qator yangi sorbentlar olindi. Masalan, neft asfaltlari va furfural (furan-formalit) koplikondensatlari past haroratlarda sorbsiyalash uchun mo'ljallangan bir qator uglerod sorbentlari uchun asos bo'ladi [5, 6].

Ionalmashinuvchi tolalar uchun kriodestruksiya qonuniyatlari, asosan, sintetik ionitga xos bo'lgan qonuniyatlardan farq qilmaydi. Biroq, ular tolaning g'ovakligi pastligi sababli ancha kam darajada ifoda etilgan [7].

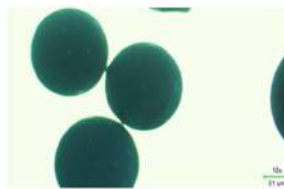
Shunday qilib, ionalmashinuvchi qatronlarni salbiy haroratlarda uzoq masofalarga tashish muammosi qoidadagidek yechildi, ammo sorbentning har bir turi uchun uning barcha xususiyatlari va tashqi ta'sirlar yig'indisiga qarshi turish qobiliyatini hisobga olgan holda yechimi ishlab chiqilyapti.



2-rasm. Oddiy sharoitda muzlatilmagan holatdagi BO-020 qatron



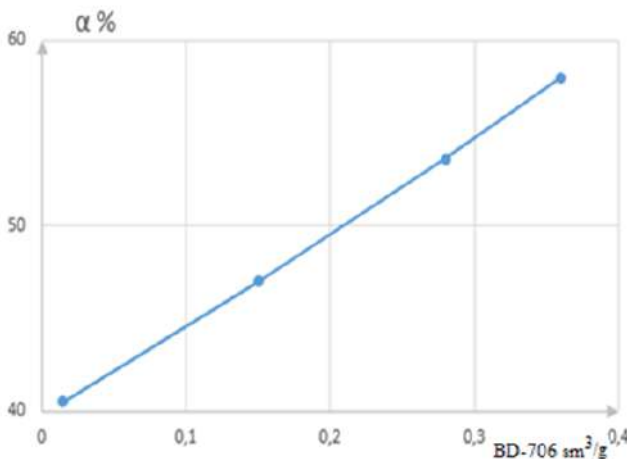
3-rasm. Muzlatilgan holatdagi (-18,2°C haroratda) BO-020 qatron



4-rasm. Muzlatishgacha uranga to'yinmagan holatdagi BO-020 qatron



5-rasm. Muzlatilgandan keyin uranga to'yingan holatdagi (-18,2°C haroratda) BO-020 qatron



6-rasm. Muzlatish-eritish sikllarida BD-706 ionitining yo'qolish darajasiga g'ovak hajmining bog'liqligi (α, %)

Bibliografik ro'yaxat:

1. Пап Л. Концентрирование вымораживанием. М.: Лёгкая и пищевая промышленность. 1982. 360 с.
2. Спирин Э.К., Ласкорин Б.Н. и др. Общие свойства ионообменных материалов. Астана: «Жана Арка», 1993. С. 169-174.
3. Катионит КУ-2-8. ГОСТ 20298-74.
4. Ионообменные смолы. – URL: <http://uralhk.ru/smola>
5. Поконова Ю.В. Углеродные адсорбенты и иониты из сополимера нефтяных асфальтитов. Химия твёрдого топлива. №1. 2011. С. 42-46.
6. Поконова Ю.В. Нефтяные остатки. СПб: «Синтез», 2008. 158 с.
7. Жукова Н.Г. и др. Ионообменные материалы для процессов гидроталлургии, очистки сточных вод и водоподготовки. М.: ВНИИХТ, 1982. 75 с.

ИЗУЧЕНИЕ СОСТАВА ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ ЧАДАКСКОЙ ЗОЛОТО-ИЗВЛЕКАТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ АО «АЛМАЛЫКСКИЙ ГМК»



Самадов А.У.,
директор Алмалыкского филиала
ТашГУ им. И. Каримова,
д.т.н., доцент



Шоназарова Ш.И.,
ассистент кафедры «Химическая
технология» Алмалыкского
филиала ТашГУ им. И. Каримова



Жалолов Б.А.,
магистрант кафедры
«Металлургия» Алмалыкского
филиала ТашГУ им. И. Каримова



Абдугапарова С.Р.,
магистрант кафедры
«Металлургия» Алмалыкского
филиала ТашГУ им. И. Каримова

Maqolada «Olmaliq KMK» AJ «Chodak» oltin saralash fabrikasi chiqindi(xvost)lari tarkibidan rangli va qimmatbaho metallarni ajratib olish maqsadida o'rganilish natijalari yoritilgan.

Tayanch iboralar: Texnogen chiqindilar, oltin saralash fabrikasi, chiqindi (xvost), qimmatli komponentlar, ekologik ifloslanish, namuna, kimyoviy tarkib, spektral tahlil.

В статье приведены результаты исследования состава лежалых хвостов Чадакской Золотоизвлекательной фабрики АО «Алмалыкский ГМК» с целью извлечения цветных и редких металлов из их состава.

Ключевые слова: Техногенные отходы, золотоизвлекательная фабрика, хвост, ценные компоненты, экологическое загрязнение, проба, химический состав, спектральный анализ.

В настоящее время отходы образующиеся в результате производства на металлургических предприятиях рассматриваются как будущее сырьё.

На любом металлургическом предприятии драгоценные металлы, содержащиеся в отходах, образующихся в результате переработки, присутствуют в виде определенного количества химических соединений или химических элементов. Выделение данного химического соединения или химических элементов из состава отходов и использование в производстве различных продуктов в промышленных масштабах является одной из актуальных проблем современной металлургии.

Известно, что непрерывное увеличение объемов горного производства благородных металлов в течение десятков лет привело к образованию огромной массы горных отходов в виде отвалов и хвостохранилищ. В результате сформировались техногенные месторождения с промышленными запасами и содержанием в них полезных компонентов на уровне бедных и убогих руд, ныне вовлекаемых в переработку.

Техногенные отходы экологически опасны, особенно их сульфид- и мышьяксодержащие составляющие. Одним из таких отходов являются лежалые хвосты обогатительных фабрик образующиеся при переработке золотосодержащих руд.

Таблица 1

Результаты спектрального анализа хвостов Чадакской ЗИФ

Наименование химических элементов	Элементы	Концентрация	
		%	мг/г
Оксид алюминия	Al ₂ O ₃	12,06	120600
Алюминий	Al	6,382	63820
Диоксид кремния	SiO ₂	83,42	834200
Кремний	Si	38,99	389900
Шесть оксид сульфида	SO ₃	0,7043	7043
Сера	S	0,2821	2821
Оксид калия	K ₂ O	3,441	34410
Калий	K	2,857	28570
Оксид кальция	CaO	0,8486	8486
Кальций	Ca	0,6065	6065
Титан	Ti	0,1920	1920
Оксид марганца	MnO	0,03972	397,2
Марганец	Mn	0,03076	307,6
Три оксид железа	Fe ₂ O ₃	2,937	29370
Железа	Fe	2,054	20540
Кобальт	Co	< 0,00010	< 1,0
Никель	Ni	0,00039	3,9
Медь	Cu	0,00199	19,9
Цинк	Zn	0,00493	49,3
Германий	Ge	0,00015	1,5
Стронций	Sr	0,01399	139,9
Цирконий	Zr	0,01111	111,1
Барий	Ba	0,1152	1152
Золота	Au	< 0,00001	< 0,1
Серебро	Ag	0,00045	4,5
Уран	U	0,00108	10,8

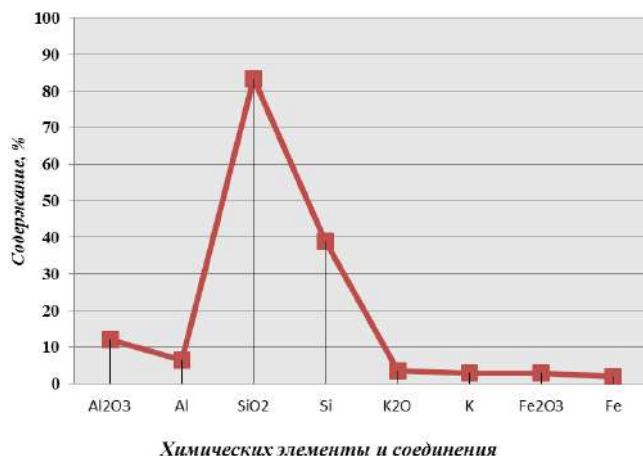


Рис. 1. Диаграмма химических элементов и соединений лежалых хвостов Чадакской ЗИФ АО «Алмалыкский ГМК»

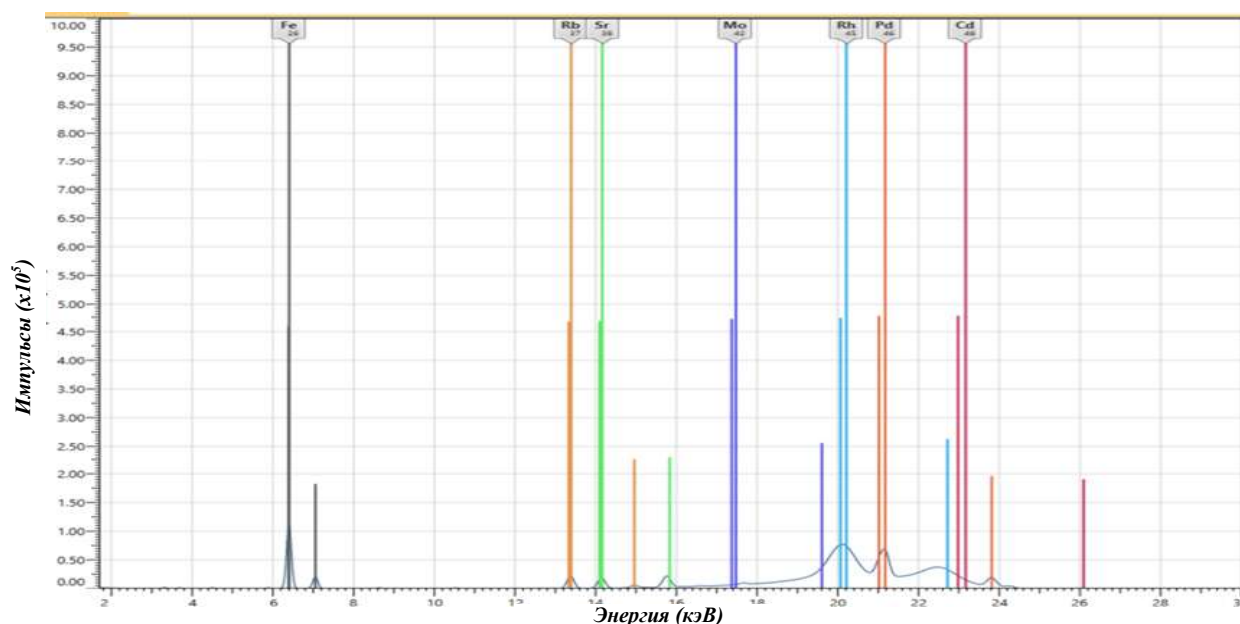


Рис. 2. Диаграмма спектрального анализа химических элементов лежалых хвостов Чадакской ЗИФ АО «Алмалыкский ГМК»

В Узбекистане действует ряд золотодобывающих предприятий: Навоийский горно-металлургический комбинат, который перерабатывает руду уникального золотосодержащего месторождения Мурунтау, Учкудукский ЗИК, Зармитанское рудное поле, Марджанбулакский рудник. Попутное извлечение золота ведётся из медно-порфириновых руд на Алмалыкском горно-металлургическом комбинате. В эксплуатации находятся Ангренская и Чадакская золотоизвлекательные фабрики.

В настоящее время на Чадакской Золотоизвлекательной фабрике АО «Алмалыкский ГМК» имеется два хвостохранилища. Общее количество лежалых хвостов Чадакской Золотоизвлекательной фабрики АО «Алмалыкский ГМК» составляет более 14 тыс. т.

Отходы золотоизвлекательных фабрик загрязняют почву, подземные и поверхностные воды. Экологическая обстановка в районе действующих горнорудных предприятий часто находится в тяжелом состоянии, поскольку ликвидация вредных экологических последствий стоит дорого и существенно снижает прибыль от эксплуатации месторождений.

Продукты деятельности перерабатывающих предприятий накапливаются на хвостохранилище и представляют собой, так называемые, "техногенные месторождения". На самом деле, они являются дополнительными источниками получения полезных компонентов, так как в них ежегодно складываются значительные запасы.

С этой целью нами был изучен состав Чадакской золотоизвлекательной фабрики АО «Алмалыкский ГМК». Для изучения была отобрана проба хвостов Чадакской ЗИФ массой 100 гр. Отобранная проба была изучена в Центральной аналитической лаборатории АО «Алмалыкский ГМК» спектральным анализом.

Результаты спектрального анализа хвостов Чадакской ЗИФ приводятся в табл. 1.

Согласно результатам спектрального анализа хвостов основные составляющие это 83,42% SiO_2 , 12,06% Al_2O_3 , 3,441% K_2O и 2,937% Fe_2O_3 . Их содержание в хвостах намного выше, чем содержание цветных и благородных металлов. Удаление данных химических соединений с повышенным содержанием из хвостов увеличивает в свою очередь возможность извлечения цветных и благородных металлов в несколько раз.

Количество химического соединения и химических элементов, идентифицированных в результате исследования, необходимы для определения возможности дальнейшей переработки химического соединения и химических элементов, которые имеют более высокое содержание в этих отходах.

По результатам спектрального анализа диаграмма состояния химического соединения и химических элементов с процентным содержанием в составе отходов более 1% представлена на рис. 1.

Диаграмма состояния химических элементов, полученная на основе спектрального анализа отходов Чадакского золотоизвлекательного завода, взятого в качестве пробы с целью изучения его состава, представлена на рис. 2.

В результате спектрального анализа химического состава хвостов Чадакской золотоизвлекательной фабрики АО «Алмалыкский ГМК» установлено, что в хвосте содержится диоксид кремния, оксид алюминия, оксид калия, оксид железа и др. цветные металлы. Извлекая из хвостов химические соединения с большим количеством, включая диоксид кремния и оксид железа, можно получить возможность извлекать из хвостов цветные и драгоценные металлы.

Библиографический список:

1. Санакулов К.С. Научно-технические основы переработки отходов горно-металлургического производства. – Ташкент.: Издательство Фан АНРУз. 2009. 404 с.
2. Самадов А.У., Эрназаров М. «Исследование возможности доизвлечения золота и серебра из хвостов золотоизвлекательных фабрик» // Горный вестник Узбекистана. Навои, 2017, №1. С. 160-163.
3. Самадов А.У., Эрназаров М., Раимжанов Б.Р., Санакулов У.К. Разработка технологии комплексной переработки хвостовых отвалов золотоизвлекательных фабрик. Сборник научных статей Международной научно-технической конференции на тему: «Проблемы и пути инновационного развития горно-металлургической отрасли». – Ташкент, 2014. С. 156-159.
4. Самадов А.У., Эрназаров М. Исследование и разработка технологии доизвлечения серебра из продуктов хвостохранилища Чадакской золотоизвлекательной фабрики, «Инновацион-технологик ривожланиш ва кичик ишлаб чиқариш корхоналари тизимини яратиш муаммо ва истиқболлари» (Инновация-97) Республиканская научно-практическая конференция. – Навои, 1997. С. 78-81.
5. Койжанова А.К., Седельникова Г.В., Камалов Э.М., Ерденова Е.М., Абдылдаев Н.Н. «К вопросу извлечения золота из лежалых хвостов золотоизвлекательной фабрики», Отечественная геология – Москва, 2017, вып. №6. С. 98-103.
6. Nosirov N.I., Hakimov K.Z., Eshonqulov U.X. Taking Samples of Straight Tails of the Tails of the Hydrometallurgical Plants. International journal of advanced research in science, engineering and technology. India. - Vol. 7, Issue 5, May 2020. С. 13575-13578.

ИССЛЕДОВАНИЕ СМЕШАННОЙ ЗОЛОТО-СОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «АРИСТАНТАУ», ХАРАКТЕРНЫЕ КРИТЕРИИ ЕЁ УПОРНОСТИ



Нарзуллаев Ж.Н.,
докторант кафедры
«Металлургия» НГГИ



Мякота С.В.,
магистрант кафедры
«Металлургия» НГГИ



Мажидова И.И.,
магистрант кафедры
«Металлургия» НГГИ

Maqolada aralash rudalarni qayta ishlash imkoniyatlari va usullari hamda oltinni ajratib olish jarayonlari ko'rib chiqilgan. Shuningdek, murakkab tarkibli rudalar klassifikatsiyasiga e'tibor qaratilgan bo'lsak, ushbu rudalardan oltinni ajratib olishning o'zini-o'zi qoplash bo'yicha ekspertlar fikrlari keltirilgan. «Aristantau» (O'zbekiston) koni rudalari to'g'risida batafsil ma'lumotlar keltirib o'tilgan bo'lib, oltinning qay shaklda mavjudligi va ruda tarkibida mavjud elementlar bilan bo'g'lanish xarakteri bo'yicha ruda tizimli analiz qilingan. O'tkazilgan tadqiqot tajribalari asosida «Aristantau» koni rudalarini qayta ishlash imkoniyatlari va oltinni ajratib olish usullari ko'rib chiqilgan.

Tayanch iboralar: aralash rudalar, murakkab tarkibli rudalar, Aristantau, qayta ishlash, oltin, ajratib olish, sianlash, oltin zarrachalari, sulfidli minerallar, rudaning murakkabligi, o'ta mayin oltin zarrachalari, pirit, arsenopirit, ratsional analiz.

В статье рассматриваются смешанные золотосодержащие руды, способы и возможности их переработки и процессы обработки. Также уделяется внимание классификации упорных руд, дается оценка экспертов окупаемости добычи золота из данных руд. Приводятся подробные сведения о рудах месторождения Аристантау (Узбекистан), проведен системный анализ руд по форме нахождения в них золота и характеру связи его с наличествующими элементами. На основе проведенных лабораторных исследований рассматриваются пути переработки руды месторождения Аристантау и обработки флотоконцентрата.

Ключевые слова: смешанные руды, упорные руды, Аристантау, переработка, золото, извлечение, цианирование, золотины, сульфидные минералы, упорность руды, тонковкрапленное золото, пирит, арсениопирит, рациональный анализ.

В 2020 г. доля золота в совокупном объеме экспорта в Узбекистане составила 45%, что говорит о несомненной важности в поддержании его производства и приоритетности увеличения его стратегических запасов для Республики [1]. Наряду с повсеместной разработкой новых месторождений (Чукуркудук), перед локальным производством стоит задача увеличения извлечения золота из упорных руд, имеющихся месторождений (Аристантау). Месторождения с окисленными легкоцианируемыми рудами постепенно истощают свои запасы, однако наряду с этим имеются месторождения с высоким содержанием золота с характерными критериями упорности при переработке. Одним из таких месторождений является месторождение «Аристантау».

Упорность смешанной золотосодержащей руды можно объяснить следующими факторами: тонковкрапленностью золота, ассоциированностью золотин в сульфидные минералы и наличие в руде примесей, способных препятствовать проникновению цианидов (свободный углерод). Руды с характеристиками наличествуют в таких месторождениях как «Сухой лог» (Россия), «Апрелевка» (Таджикистан), «Бакырчик» (Казахстан), «Аристантау» и «Кокпатас» (Узбекистан), их успешно вводят в разработку и перерабатывают с учетом характеристики по упорности [2-4].

Способы химического вскрытия тонко-вкрапленного золота можно подразделить на две основные группы: полное разрушение сульфидной оболочки вокруг золотин (автоклавное окисление, обжиг, бактериальное окисление) и частичное видоизменение минералов (КИО – кислородно-известковая обработка) [5]. Наряду с тонко-вкрапленностью золота в сульфидные минералы, существует понятие ультраотонкого золота. Переработка подобного вида сырья осуществима при применении процесса LeachOx. Данный процесс предусматривает сверхтонкое измельчение флотоконцентрата до 95% класса -20 мкм и последующим атмосферным окислением в реакторах Aachen при температуре 25°C, в результате окисляя 5-15% перерабатываемого продукта. Преимуществом данного процесса является

низкие эксплуатационные и капитальные затраты в сравнении с бактериальным и автоклавным вскрытием (по данным фирмы-разработчика) [6].

Для выбора оптимального режима технологической переработки руд смешанного типа, имеющих в своих характеристиках сразу несколько факторов упорности, необходимо тщательное изучение физико-химических свойств рудного материала, в частности его минералогические составляющие, формы нахождения благородного элемента, наличие сульфидной серы, мышьяка, природного углерода.

Целью исследования является анализ оптимальных условий технологического процесса переработки руд месторождения «Аристантау» и повышение извлечения золота.

В качестве объекта исследования была взята технологическая твердая проба смешанной руды месторождения «Аристантау», химический анализ которой приведен в табл. 1.

По результатам пробирного анализа руды, содержание золота в исходной руде составило 3,9 г/т, а серебра = 0,26 г/т (табл. 2) [7].

По данным химического анализа в материале пробы смешанных руд месторождения «Аристантау» отмечается содержание примеси сульфидной серы, углерода органического, мышьяка и сурьмы. Содержание сульфидной серы в пробе значительное и составляет 1,5 %. Содержание S_{org} – 0,46%, As – 0,24% и Sb – 0,08%. Согласно спектральному анализу Cu, Pb, Zn содержатся в весьма незначительном количестве. Основными породообразующими компонентами являются оксид кремния (SiO_2) – 62,1% и оксид алюминия (Al_2O_3) – 17,0%.

Исходную пробу смешанных руд месторождения Аристантау можно отнести к первичному малосульфидному типу. Главными породообразующими минералами являются кварц, алюмосиликаты (в частности глинисто-слюдистые минералы). Главными рудными минералами являются самородное серебро, пирит, арсениопирит халькопирит; главными гипергенными минералами – окислы и гидрокислы железа, ковеллин.

Для диагностирования материала пробы смешанных руд месторождения «Аристантау» был проведен гранулометрический анализ

с выделением различных классов крупности материала; фракционирование материала классов крупности в тяжелой жидкости на тяжелую и легкую фракции. Данный материал изучался в разделенных фракциях по классам крупности под микроскопом в отраженном свете в аншлиф-брикетах. При диагностике вещественного состава материала пробы, основное внимание было уделено главным рудным минералам и связанными с ними второстепенным рудным и гипергенным минералам, а также морфологии золота [8].

По результатам исследований материал пробы имеет следующее содержание составляющих минералов (табл. 3):

Основываясь на данных минералогического анализа, объект исследования относится к смешанному типу руд, вследствие наличия в нем значительного количества сульфидов, являющихся первичными минералами, так и гипса, окислов и гидроокислов железа, которые в свою очередь являются продуктами результата окисления первичных минералов. Самородного золота в исследуемой пробе найдено не было.

Минерализация зерен, представлена в основном пиритом и арсенопиритом, содержание которых в пробе равно 2,3% и 0,5% соответственно. Второстепенные сульфидные минералы представлены в виде халькопирита и сфалерита, ковеллина, блеклой руды.

Пирит. Размеры пирита в исследуемой пробе варьируются от 10 до 100 мкм, в основном с преобладанием от 40 до 60 мкм. Отмечается значительная отражательная способность, а у пирита наблюдается небольшая анизотропия, что свидетельствует о наличии примесного мышьяка в минерале. Данное явление характерно для пород, чьи образования арсенопирита и пирита из гидротермальных источников шли одновременно.

Арсенопирит. Данный минерал по массовой доле почти в пять раз уступает пириту, и имеет довольно разнообразные формы от идиоморфной до ксеноморфной. Размеры колеблются от 5 до 123 мкм.

Для определения форм нахождения золота в пробе был проведен рациональный анализ исходной руды. Рациональный анализ основан на ступенчатом выщелачивании из руды золота, после предварительной обработки для высвобождения золотин от его ассоциации с другими рудными и минеральными соединениями [9]. Формы нахождения золота в исходной руде, полученные по результатам рационального анализа приведены в табл. 4.

Приведенные выше данные рационального анализа твердой пробы, указывают на то, что данная проба не может считаться технологичной для традиционной гравитационно-сорбционной схемы извлечения золота и нуждается в дополнительных обогащательных процессах переработки. Доля золота в сульфидах составила 71,1%, учитывая тот факт, что 19,8% из этого количества ассоциировано с углеродистым веществом, позволяет отнести данный тип руды к рудам «двойной упорности».

В лабораторных условиях была проверена возможность гравитации исходной пробы с дальнейшим цианированием её хвостов. Перед проведением опытов по гравитационному обогащению на концентрате «Knelson» проводились опыты по измельчаемости руды. Параллельно определялось количество золота, переходящее в готовый класс, в зависимости от степени помола. График зависимости выхода готового класса от времени измельчения с распределением металла в готовый класс представлен на рис. 1.

На графике кривая распределения золота расположена выше кривой выхода класса -0,074 мм. При дроблении руды до 2-х мм процент распределения металла в готовый класс составил 34,72%. При выходе класса 21,8% при измельчении до 53% класса -0,074 мм в готовый класс перешло 70% металла, при измельчении до 80% класса -0,074 мм распределение золота в готовый класс получено на уровне 89,7%. В заключении гравитационного обогащения был проведен балансый опыт с прямым измельчением до 80% класса -0,074 мм и четырехкратном концентрировании. Извлечение золота в гравикоцентрат составило 36,55%.

Химический анализ исходного образца

Таблица 1

Au, г/м	Ag, г/м	S _{общ.}	S _S	SO ₃	Fe _{общ.}	Fe ²⁺	Fe ³⁺	C _{общ.}	C _{орг.}	CO ₂	As	Sb	Cu	Pb	Zn
3,90	0,26	1,9	1,5	7,5	3,6	1,5	2,0	0,95	0,46	1,80	0,24	0,011	<0,007	<0,005	<0,007

Полный химический анализ исходной руды

Таблица 2

Содержание %										
SiO ₂	Al ₂ O ₃	TiO ₂	FeO	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	Na ₂ O	K ₂ O	P ₂ O ₅	MnO
62,1	17,0	0,7	2,7	3,3	0,44	1,40	0,87	3,30	0,23	0,04

Минералогический состав руды

Таблица 3

Минералы	Содержание, %
Кварц	35-40
Алюмосиликаты:	45-55
- полевые шпаты	-10-15
- глинистые минералы	35-40
- слюды (серпичит, хлорит и др.) и гидрослюда	
Рутил	в незначительном кол-ве
Апатит	редкие знаки
Карбонаты: кальцит, доломит	4
Сульфаты: гипс, ярозит, барит	2
Окислы и гидроокислы железа (гётит, гидрогётит и др.)	3
Углистое вещество	0,46
Сульфиды:	2,8
- пирит	- 2,3
- арсенопирит	- 0,5
- халькопирит, ковеллин, теннантит и др	редкие знаки
Самородное серебро	редкие знаки

Результаты рационального анализа руды

Таблица 4

Форма нахождения золота и характер его связи с компонентами руды	Распределение золота, %
Свободное и в виде сростков (цианируемое)	13,6
Цианируемое после обработки NaOH (покрыто пленками, ассоциированное с Sb ₂ S ₃ (антимонит) или аморфным SiO ₂ (кремнезем)	3,8
Цианируемое после обработки HCl (связанное с оксидами, гидроксидами железа, карбонатами, хлоритами)	8,2
Ассоциированное с сульфидами и углеродистым веществом в том числе:	51,3
А) Цианируемое, после обработки азотной кислотой HNO ₃ (золото, ассоциированное с сульфидными минералами)	
Б) Извлекаемое цианированием после окислительного обжига (температурный режим = +650°C (Au, в ассоциации с природным сорбентом-углеродом и тонковкрапленным в него сульфидными минералами).	19,8
Тонко-вкрапленное в породобразующие минеральные соединения	3,3
Итого в исходной пробе (по балансу)	100

При выходе концентрата 3,16% качеством 45,0 г/м. Содержание золота в хвостах гравитации получено 2,4 г/м.

Флотационное обогащение. Первоначально до проведения опытов по флотационному обогащению исходной пробы были поставлены опыты по классам крупности. Опыты ставились на исходном реагентном режиме при крупности 60%, 70%, 80% класса -0,074 мм. Исследования основывались на трехстадийном цикле флотационного обогащения:

- 1-я основная флотация – 10 мин;
- 2-я основная флотация – 20 мин;
- контрольная флотация – 15 мин.

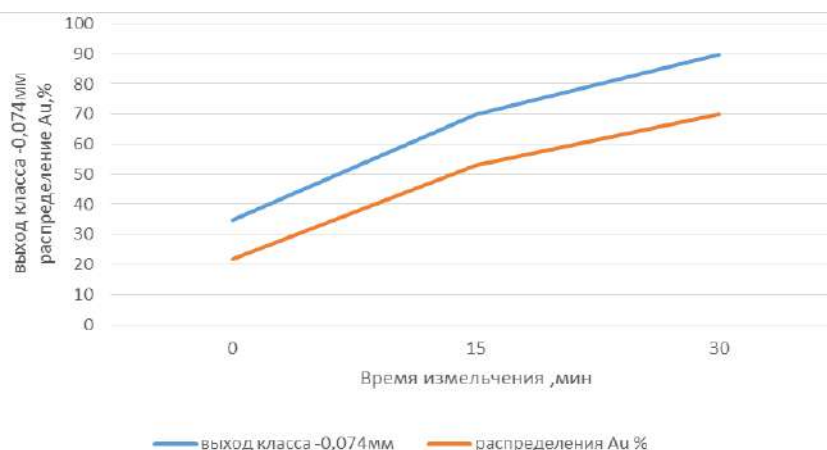


Рис. 1. Зависимость распределения Au по классу -0,074 мм от времени измельчения

Таблица 5

Результаты флотационного обогащения руды

Степень измельчения (выход класса -0,074 мм)	Наименование продукта	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %
60%	Объед. конц-т.	10,38	23,90	63,36
	Хвосты	89,62	1,60	36,64
	Итого	100	3,91	100
70%	Объед. конц-т.	10,95	23,36	65,55
	Хвосты	89,05	1,51	34,45
	Итого	100	3,9	100
80%	Объед. конц-т.	11,86	22,43	68,16
	Хвосты	88,14	1,41	31,84
	Итого	100	3,9	100

С постепенным снижением добавления ксантогената со 130 г/т до 30 г/т (при контрольной флотации), в качестве пенообразователя применяли Т-92.

Результаты проведенного флотационного обогащения в табл. 5.

С целью повышения извлечения был поставлен ряд опытов над реагентным режимом флотационного обогащения, в частности ввод

ба требует исследовать альтернативные методы обработки для снижения упорности до минимума, соответственно максимально повышая показатель извлечения.

В настоящее время, нами проводятся исследования по микроволновой автоклавной обработке флотоконцентрата результаты которых будут представлены в следующей публикации.

во вторую стадию керосина, измельчение соды с исходной рудой, смена пенообразователя. При оптимальном реагентном режиме удалось достичь извлечение золота во флотоконцентрат 86,0%, при качестве концентрата 35,0 г/т и содержании в хвостах флотации 0,56 г/т.

При сорбционном цианировании флотоконцентрата извлечение золота от операции получено 11,83%, после кислородно-известковой обработки 45,0% после стадийного обжига 80,4%. При сорбционном цианировании огарка трехчасового обжига (650°C) извлечение золота от операции составило 85,5%, при содержании в хвостах сорбции 6,25 г/т золота.

Таким образом, вышеперечисленные результаты исследований показывают, что данная проба не может считаться технологичной для традиционной сорбционной схемы извлечения золота и нуждается в дополнительных процессах обработки. Доля золота в сульфиде составила 71,1%, учитывая тот факт, что 19,8% из этого количества ассоциировано с углеродистым веществом, позволяет отнести данный тип руды к рудам «двойной упорности». Наиболее приемлемой является флотационно-сорбционная схема, с обжигом и последующим сорбционным цианированием огарка концентрата, в результате которого степень извлечения увеличивается до 85,5%. В целом данный показатель извлечения не является отличным для операции с золотом, и данная проба

Библиографический список:

1. Годовой отчет Центрального банка Узбекистана за 2020 г.
2. Санакулов К.С., Эргашев У.А. Теория и практика освоения переработки золотосодержащих упорных руд Кызылкумов. Ташкент: ГП «НИИМР», 2014 г. 214 с.
3. Умарбекова З.Т., Дюсембаева К.Ш. Бакырчик и взгляды на формирование месторождений в черносланцевых толщах. - Алма-Ата: Известия НАН РК, 2017. 422 с.
4. Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд. Т. 1. – Ирк.: ОАО «ИРГИРЕДМЕТ», 1999 г. 296 с.
5. Хмельницкая О.Д. Изучение инновационных методов переработки упорных сульфидных и углестосульфидных золотосодержащих концентратов на основе процессов сверхтонкого измельчения, механохимии и высокотемпературного выщелачивания. – «Иргиредмет», 2010 г. 211 с.
6. URL: <https://www.maegwyn.com/leachox>.
7. Жучков А.М. Пробирный анализ. Методы определения благородных металлов в сухих сыпучих пробах / уч. пос. – М.: МИСус, 2000 г. 112 с.
8. Смирнов В.К. Методика исследования золотосодержащих руд и концентратов. – М., 1987г. 324 с.
9. Санакулов К.С., Мустахимов О.М., Эргашев У.А., Ахатов Н.А. О целесообразности применения комбинированных технологий для переработки особо упорных золотосульфидных руд // Цветные металлы, №2 – 2016. С. 9-14.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ АВТОМОБИЛЬНО-КОНВЕЙЕРНОГО ТРАНСПОРТА ПРИ РАЗРАБОТКЕ ГЛУБОКИХ СЛОЖНО-СТРУКТУРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ



Равшанов А.Ф.,
начальник рудника "Мурунтау"
ЦРУ НГМК

Maqolada murakkab strukturali konlarni o'zlashtirishga xos bo'lgan transport sxemalarining ishlash samaradorligiga ta'sir qiluvchi muammolar yoritib berilgan. An'anaviy konveyer tizimlarining ish unumdorligini kamaytiradigan kamchiliklar ko'rib chiqildi. Turli xildagi kon massasini SOT TQK-270 konveyer majmuasi yordamida Muruntau konining shimoliy-sharqiy ag'darmalari maydonining yuzasiga tashishning yangi samarali sxemasi taklif qilingan. Konveyer tizimlarini texnologik kon joylardagi kon-geologik sharoitga bog'liq ravishda, murakkab strukturali konlarni o'zlashtirish jarayonida har xil toifadagi kon massasini tashishga moslashishi SOT unumdorligini o'rtacha 30% oshirishga erishildi va amalda sinovdan o'tkazildi.

Tayanch iboralar: murakkab strukturali kon, tik-qiya konveyer (TQK) kompleksi, har xil toifadagi kon massasi, omborxonalar, ag'darmalar.

V статье освещены проблемы, влияющие на эффективность функционирования транспортных схем при разработке сложноструктурных месторождений. Рассмотрены недостатки, снижающие пропускную способность конвейерных комплексов традиционного исполнения. Предложена новая эффективная схема транспортирования разносортной горной массы на дневную поверхность северо-восточного отвального поля рудника «М» конвейерным комплексом ЦПТ КНК-270. Сформулирован и апробирован на практике вывод о том, что адаптация конвейерных комплексов к транспортированию разносортной горной массы при разработке сложноструктурных месторождений в зависимости от горно-геологической ситуации в технологических забоях повышает производительность ЦПТ в среднем на 30%.

Ключевые слова: сложноструктурное месторождение, крутонаклонный конвейерный комплекс, разносортная горная масса, склады, отвалы.

Мировая практика освоения глубокозалегающих сложноструктурных месторождений полезных ископаемых показывает, что их разработка продолжается довольно длительный период времени. Что обуславливается непрерывным ростом глубины рабочей зоны карьера, нарастанием геологической, горнотехнической и технологической информации, требующих безусловного пересмотра большинства ранее принятых проектных решений.

Одной из главных причин необходимости изучения переходных процессов в технологии горного производства при разработке глубокозалегающих сложноструктурных месторождений является их высочайшая степень зависимости от природной изменчивости геологических параметров, информация о которых нарастает по мере развития горных работ, что требует, наряду с изменением горнотехнических условий, периодического перехода на новые параметры технологических процессов с целью адаптации их к изменяющимся во времени и в пространстве условиям эксплуатации.

Отличительной особенностью разработки вышеуказанных месторождений является увеличивающаяся во времени глубина горных работ и линейных размеров чаши карьера. Для сохранения на достигнутом уровне производительности карьера по руде необходимо ежегодно увеличивать объемы вынимаемой горной массы. Значительное увеличение грузооборота предприятия требует решения вопроса повышения эффективности эксплуатации комбинированного автомобильно-конвейерного транспорта.

В закономерно усложняющихся горнотехнических условиях разработки глубокозалегающих сложноструктурных месторождений полезных ископаемых открытым способом в мировой практике в последнее время широкое применение как составного звена ЦПТ получили крутонаклонные конвейера. Так как с увеличением угла наклона конвейерной линии капитальные и эксплуатационные затраты на выемку горной массы при ее транспортировании значительно ниже чем при эксплуатации ЦПТ традиционного исполнения.

В последнее время при разработке глубокозалегающих сложноструктурных месторождений и в мировой практике крутонаклонные конвейера все больше находят свои практические применения на ряде таких крупнейших горно-обогатительных предприятий как Оле-

негорский ГОК (Россия), Михайловский ГОК (Россия), Лебединский ГОК (Россия), Skyline Mine (США), Minera Media Luna (Мексика).

Карьер Мурунтау уникальное по своим масштабам горное предприятие, разрабатывающее одноименное золоторудное месторождение. Годовой объем разрабатываемой горной массы на руднике Мурунтау составляет более 100 млн. м³. Глубина карьера составляет более 640 м. Имеются предпроектные и проектные проработки эксплуатации карьера до глубины 1 080 м, согласно которым карьер расширяется и в плане и в глубину.

С 1984 г. на карьере эксплуатируется комплекс ЦПТ традиционного исполнения, с углом наклона конвейерной линии ($\alpha=15^\circ$) проектная производительность которого составляет 11 млн. м³/год.

Опыт проектирования и эксплуатации комплекса на руднике Мурунтау свидетельствует о том, что внедрение ЦПТ в условиях постоянно возрастающей глубины открытых горных работ позволяет сократить затраты на транспортирование горной массы на 15-20%, снизить себестоимость добычи полезного ископаемого на 10-15 %, повысить производительность труда на основных технологических процессах в 1,2-1,5 раза.

В то же время практика эксплуатации комплекса ЦПТ на карьере показывает, что заложенный в проекте принцип организации работ, предусматривающий согласованное транспортирование руды и породы из карьера циклическим и поточным звеньями на практике имеет существенные сложности, связанные с изменчивостью грузопотоков из рабочих зон карьера. Управление качественными и количественными характеристиками элементарных грузопотоков осуществляется на основе их жесткой зависимости друг от друга путем перераспределения степени загрузки горнотранспортного оборудования в зависимости от горно-геологической ситуации в технологических забоях.

Степень насыщения горного массива разносортной горной массой $S_{т.нас.}$ требует различного подхода к организации транспортных работ. В карьере «Мурунтау» в зависимости от этого выделены: рудная зона, представленная мощными простыми и несложными рудными телами ($S_{т.нас.}=0,7$); рудно-породная зона, состоящая из сложных и весьма сложных рудных тел и участков минерализованной горной массы ($S_{т.нас.}=0,25$), и породная зона не содержащая рудных тел. В сложившихся условиях разработки сложноструктурного месторождения

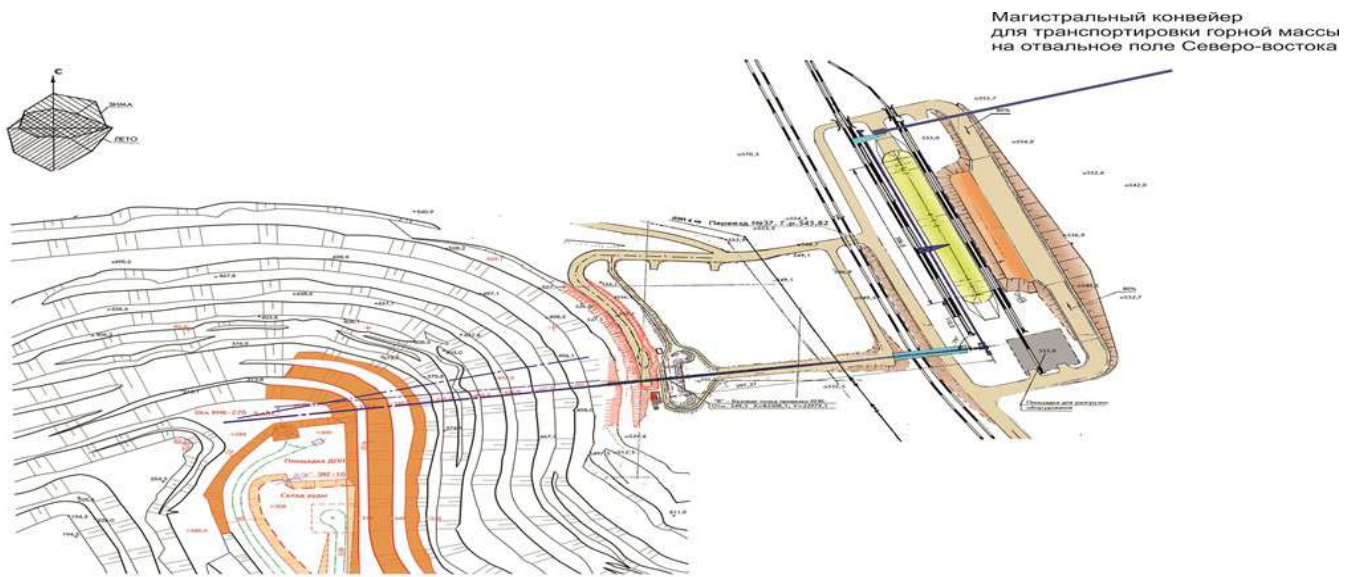


Рис. 1. Комплекс ЦПТ-руда карьера Мурунтау с КНК-270

«Мурунтау» количество экскаваторов поточного звена в забоях рудно-породной зоны карьера является величиной случайной.

Поэтому производительность циклического звена также величина случайная, изменяющаяся в широких пределах. Для устранения этого недостатка в практике эксплуатации комплекса ЦПТ использовались промежуточные накопительно-догрузочные склады.

Сущность такого решения заключалась в том, что при недостаточном количестве экскаваторов в породных забоях (менее 50% требуемой производительности циклического звена) конвейерная линия останавливалась, а горная масса накапливалась на промежуточном накопительном складе. В дальнейшем при изменении ситуации в забоях ПТЗ или заполнении склада конвейерная линия запускалась, и порода из забоев непосредственно направлялась на перегрузочные пункты между циклическим и поточным звеном. Одновременно начиналась интенсивная отгрузка накопленной породы из промежуточного склада. Тем самым достигалась более полная загрузка конвейерной линии.

Основным недостатком указанной технологической схемы транспортирования породы комплексом ЦПТ явилось ограничение производительности в связи с жесткой зависимостью от определенного сорта горной массы в частности породы а также то, что на

первоначальном этапе строительства карьера горные работы проектировались и велись без учета применения в дальнейшем автомобильно-конвейерного транспорта. Для разработки месторождения «Мурунтау» принята транспортная система с перемещением пород на внешние отвалы и поперечная двух бортовая отработка (от центра к флангам) что в свою очередь внесло ограничение в формировании необходимых емкостных площадей под промежуточные накопительные склады в чаше карьера между циклическим и поточными звеньями комплекса ЦПТ.

Аналогичная ситуация сложилась на первоначальном этапе при эксплуатации в составе ЦПТ-руда крутонаклонного конвейера КНК-270 (далее комплекс ЦПТ КНК-270) который был запущен в 2011 г. на северо-восточном борту карьера с углом наклона конвейерной линии ($\alpha=37^\circ$) и высотой подъема 270 м. Основной задачей которого является транспортирование руды в количестве 16 млн. т/год или 6 млн. м³/год (рис. 1).

В состав комплекса входит: стационарный дробильный перегрузочный пункт ДПП-3500 с приемным бункером, ленточным питателем и шнеко-зубчатой дробилкой ДШЗ-133/300; крутонаклонный конвейер КНК-270/3500; погрузчик-штабелеукладчик скальный ПШС-3500 с тележкой перегрузочной; складской конвейер КС-3500.

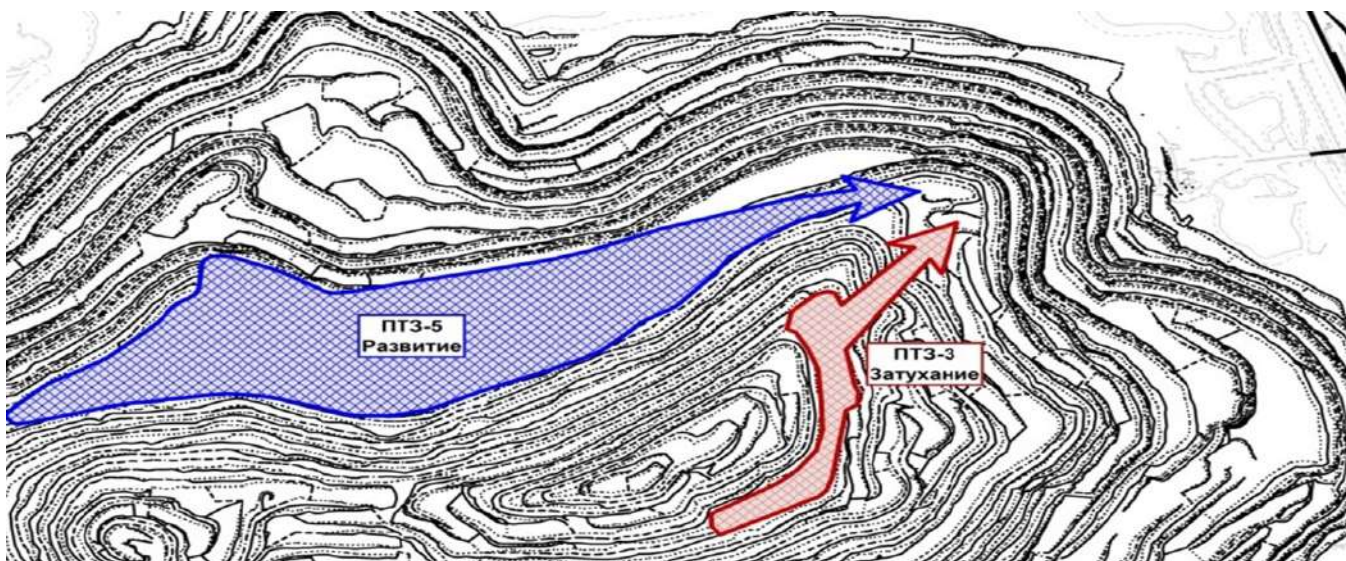


Рис. 2. Направление грузопотоков на КНК-270 в 2011 г.

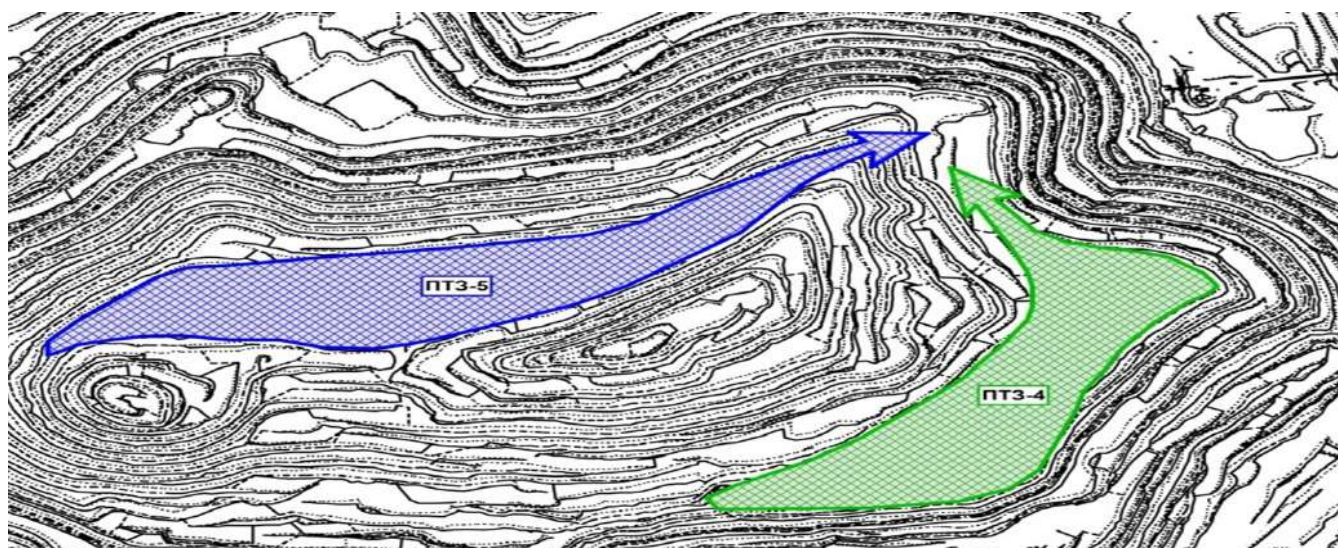


Рис. 3. Направление грузопотоков на КНК-270 в 2012 г.

Согласно проектным решениям поток руды, выданный КНК-270 с карьера на дневную поверхность, перегружается на складской конвейер. Далее руда поступает на погрузчик-штабелеукладчик скальный ПШС-3500 с тележкой перегрузочной. С конвейера ПШС-3500 руда по тележке перегрузочной непрерывным потоком без остановок грузится на думпкары ж/д состава, также поток руды может направляться в штабель оперативного склада, с которого отгружается экскаваторами в думпкары ж/д состава.

В течение 2011 г. производились пусконаладочные работы по запуску конвейерного комплекса ЦПТ КНК-270 и объектов инфраструктуры в целом - ППК-3 сектора XX, XXI, штабеля, ПШС. Параллельно с этим в 2011 г., из-за затухания горных работ в природно-технологической зоне № 3 (ПТЗ-3) карьера, начаты интенсивные работы по запуску транспортной связи (капитальной траншеи) с Северным бортом карьера, что в свете недостаточного обеспечения технологического транспорта, после запуска в июле 2011 г. комплекса ЦПТ КНК-270 позволило оптимизировать основные транспортные грузопотоки, за счет максимального использования циклично-поточной технологии. Основным поставщиком горной массы разных сортов на КНК-270 явились затухающая ПТЗ-3 и развитие ПТЗ-5 (рис. 2).

В 2012 г. была запланирована максимальная интенсификация горных работ по Юго-восточному борту ПТЗ-4 на верхних и сред-

них рабочих горизонтах, для понижения уровня производства горных работ и ускоренного создания транспортной развязки на конвейерный комплекс ЦПТ КНК-270. В 2013 г. развитие горных работ продолжалось в направлении создания транспортной развязки Юго-Восточного борта и комплекса ЦПТ КНК-270. Основным поставщиком горной массы разных сортов на комплекс ЦПТ КНК-270 явились ПТЗ-5 и развитие ПТЗ-4 (рис. 3).

В период с 2011 по 2013 гг. объем транспортирования разнородной горной массы в частности породы и минерализованной горной массы через комплекс ЦПТ КНК составил 10 614 тыс. м³ или ежегодно в среднем по 3 538 тыс. м³/год, что составило 58,9% от проектной производительности. Ограничивающим фактором повышения эффективности транспортирования разнородной горной массы конвейерным комплексом ЦПТ КНК-270 как показала практика эксплуатации, явился недостаточный буферный объем конечного пункта разгрузки (далее штабель) ориентированного на прием минерализованной горной массы, вместимость которого согласно проектным решениям составляет 35 тыс. м³, это составляет половину суточной производительности ГМЗ-2.

Следует отметить проектными решениями транспортирования минерализованной горной массы комплексом ЦПТ КНК-270 не предусмотрена. Вследствие чего при заполнении штабеля для его разгрузки в качестве дополнительного технологического звена привлекались ЭКГ-10

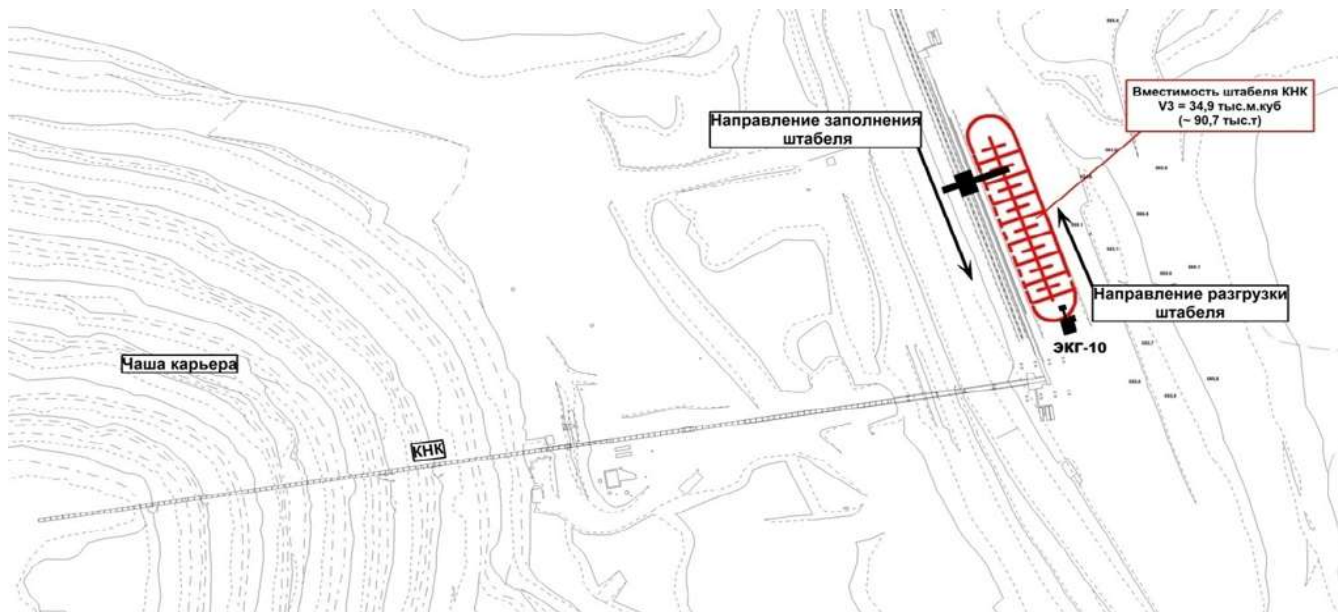


Рис. 4. Технологическая схема работы на штабель

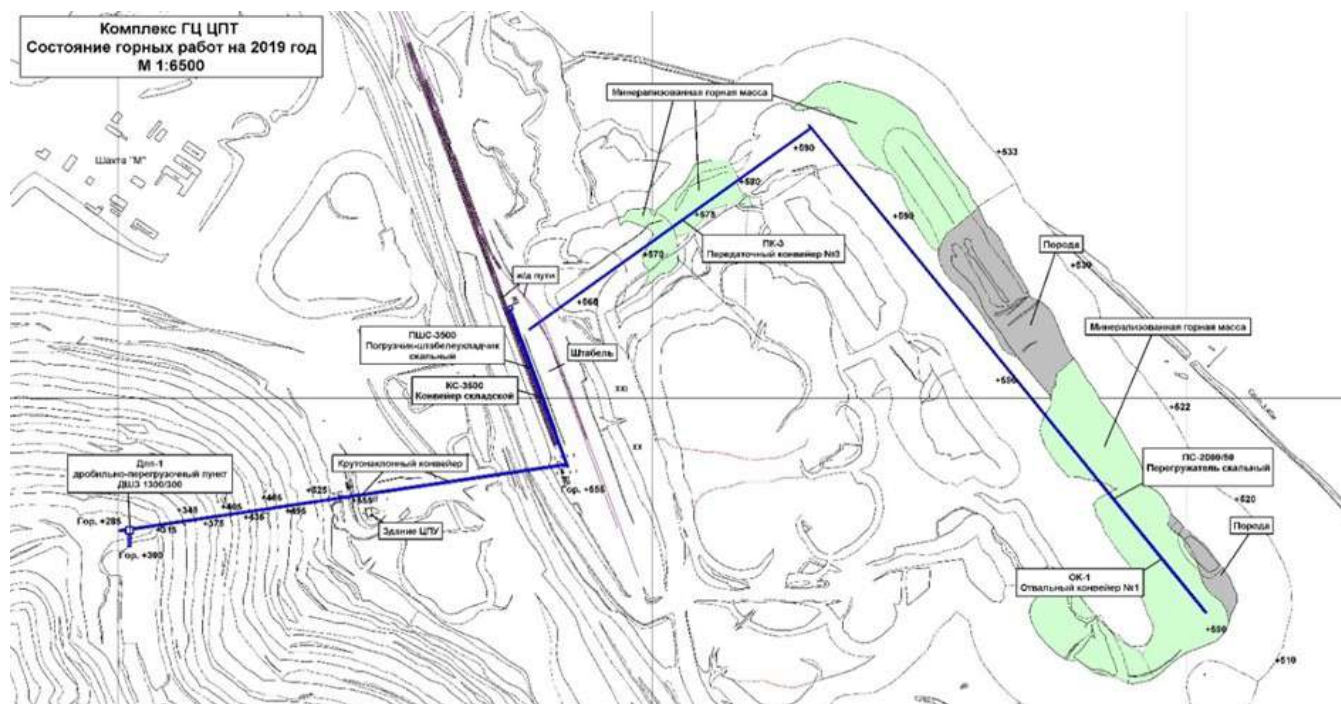


Рис. 5. Работа комплекса ЦПТ с КНК на разноразные склады и отвалы с удлинением конвейерных линий

№59 и две единицы автосамосвалов грузоподъемностью 170 т. Работа, которых была ориентирована на разгрузку штабеля от минерализованной массы.

При этом в период разгрузки штабеля, который занимал 3 сут. отсутствовала технологическая возможность непрерывного приема на штабель минерализованной горной массы в зависимости от горно-геологической ситуации в технологических забоях (рис. 4).

Вследствие чего назрела актуальная задача изыскания путей технических возможностей повышения эффективности пропускной способности транспортирования разноразной горной массы комплексом ЦПТ КНК-270 путем формирования на дневной поверхности складов, отвалов без привлечения дополнительной выемочной и транспортной техники.

В поисках решения вышеуказанной задачи специалистами рудника «Мурунтау» была разработана и предложена новая рациональная схема транспортирования разноразной горной массы комплексом ЦПТ КНК-270 состоящей из породы и минерализованной горной массы, на дневную поверхность северо-восточного отвального поля, путем ее транспортирования через систему складского, передаточного, отвального конвейеров и складированием при помощи отвалообразователя ОШС-4000/125. Штабель КНК был переориентирован на прием только руды с последующей её отгрузкой в ж/д составы на ГМЗ-2.

Уже в 2014 г. был закончен первый этап строительства конвейерных линий на северо-восточном отвальном поле комплекса КНК-270. Во втором полугодии 2015 г. осуществлено удлинение отвального конвейера (ОК-1) комплекса ЦПТ Северо-восток КЛ-1 (КНК-270) на 523 м. После удлинения, длина ОК-1 составила – 1 104 м. Удлинение ОК-1 привело к увеличению емкости конусных отвалов на отвальном

поле ОШС-1 общая емкость которых по приему минерализованной горной массы и породы составила 6600 тыс. м³. Что позволило в целях оптимизации расстояний и высоты подъема транспортирования горной массы комплексом ЦПТ Северо-восток (КНК-270) ориентировать на прием разноразной горной массы (рис. 5).

В период с 2014 по 2019 гг. в результате ввода в эксплуатацию новой технологической схемы формирования на северо-восточном отвальном поле отвалов и складов путем добавления к проектным решениям дополнительного технологического звена передаточного, отвального конвейеров, а также отвалообразователя ОШС-4000/125 решена актуальная задача повышения эффективности транспортирования разноразной горной массы комплексом ЦПТ КНК-270. Принятые решения позволили достичь проектную мощность по транспортированию горной массы КНК-270 с начала эксплуатации комплекса. В выше указанный период объем транспортирования разноразной горной массы через КНК составил 31 432 тыс. м³ или ежегодно в среднем по 5 239 тыс. м³.

Выводы: Таким образом, практическая реализация предложенной схемы транспортирования разноразной горной массы КНК-270 позволила повысить эффективность функционирования комплекса ЦПТ КНК-270 путем повышения адаптивных технологических возможностей формирования грузопотоков разноразной горной массы на поточное звено с различными потребительскими свойствами в зависимости от ситуации в забое. Переоснащение ЦПТ КНК-270 путем строительства и удлинения конвейерных линий позволило дополнительно транспортировать 1 700 тыс. м³ горной массы ежегодно в период с 2014 по 2019 гг. на поверхность северо-восточного отвального поля.

Библиографический список:

1. Яковлев В.Л. Институт горного дела УрО РАН. Исследование переходных процессов – новый методологический подход к разработке и развитию инновационных технологий добычи и рудоподготовки минерального сырья при освоении глубокозалегающих сложноструктурных месторождений. Проблемы недропользования. 2017 г. №2. С. 5-13.
2. Руднев С.В., Равшанов А.Ф., Силкин А.А., Селезнев А.В., Уржумов А.Г. Современные научно-технические и проектные решения по развитию Зарафшанского золотоизвлекательного комплекса // Горный журнал 2017, №1. Спец. выпуск. С. 11-15.
3. Равшанов А.Ф., Силкин А.А., Селезнев А.В. Обоснование парка горнотранспортного оборудования в переходной период развития карьера «Мурунтау-Мютенбай» от IV к V очереди // Горный журнал 2018, №9. Спец. выпуск. С. 90-96.
4. Снитка Н.П. Разработка методов и выбор средств формирования рудного потока при совместной разработке месторождений природного и техногенного происхождения // Издательство «Дурдона» 2015. 143 с.

6-10 кВТ КУЧЛАНИШЛИ ФЕРРОРЕЗОНАНСЛИ ЗАНЖИРЛАРДА ЭЛЕКТР ЭНЕРГИЯСИ ВА ҚУВВАТ ИСРОФИНИНГ КЎНДАЛАНГ ВА БЎЙЛАМА КОМПЕНСАЦИЯЛАШ БЎЙИЧА ТАҲЛИЛИ



Товбоев А.Н.,
НДКИ “Электр энергетикаси”
кафедраси доценти, т.ф.н



Сафаров З.Н.,
НДКИ “Электр энергетикаси”
кафедраси катта ўқитувчиси



Жумаев З.
НДКИ “Электр энергетикаси”
кафедраси катта ўқитувчиси



Тогаев И.Б.,
НДКИ “Электр энергетикаси”
кафедраси II - босқич магистранти

Quvvat va elektr energiyasi isrofi ferrosesonansli elektr zanjir parametrlariga ta'sir ko'rsatadigan, vaziyatga qarshi va sezilarli ta'sir qiladi. Iste'molchilarga elektr energiyasini etkazib berish va elektr energiyasini uzluksiz ishonchli va sifatli ta'minlash shartlari bayon qilingan. Ammo keyinchalik bu jarayon etarli emas. Hozirgi kunda esa bu yo'naltirilgan echimini imkon qadar xarob qilish uchun tad-birlarni ishlab chiqilmoqda. 6-10 kV yulaniqli ferrosesonansli zanjirlarda quvvat va elektr energiyasi isroflarning sodir bo'lganligi ino-batga olinmagan. Reaktiv reagent quvvatni budama kompensatsiyasini ko'ndalang kompensatsiyasiga qarab yetarlicha darajada afzal-liklarga va ustunliklarga ega bulgan holda ferrosesonansli zanjirlarni ishlatishda foydalanish imkoniyatiga ega.

Tayanch iboralar: Quvvat va elektr energiyasi isroflari, ko'ndalang va bo'ylama kompensatsiyalash, ferrosesonans zanjirlar, texnik isroflar, tashkiliy isroflar, iqtisodiy isroflar.

Мощность и расход электроэнергии оказывают достаточно негативное и заметное влияние на параметры феррорезонансной электрической цепи. Необходимо обеспечить потребителям надежную и качественную, бесперебойную подачу электроэнергии. Но в более позднее время этого процесса оказывается недостаточно. В настоящее время разрабатываются меры по максимальному расчету решения этого вопроса. Снижение потерь мощности и электрической энергии за счет использования преимущественно поперечной и продольной компенсации при компенсации реактивной мощности в случае учета возникновения потерь мощности и электрической энергии в феррорезонансных цепях с частотой 6-10 кВт и, как следствие, проведения анализа. Продольная компенсация реактивной мощности имеет достаточные преимущества и преимущества перед поперечной компенсацией, при этом она обладает эффективностью использования в феррорезонансных цепях.

Ключевые слова: Потеря мощности и электроэнергии, поперечной и продольной компенсация, цепи феррорезонансы, технические потерь, организационные потерь, экономический потерь.

Электр тармоқларида электр энергияси ва қувват исрофларининг етарли даражага камайтириш энергия тежашининг муҳим йўналишларидан биридир. Сўнги йилларда бозор муносабатларининг ривожланиши билан боғлиқ ҳолда, электр энергияси ва қувват йўқотилиши муаммосининг аҳамияти сезиларли даражада ошди. Электр энергияси ва қувват исрофларни ҳисоблаш, таҳлил қилиш ва уларни камайтириш бўйича иқтисодий мақсадга мувофиқ чора-тадбирларни танлаш усулларини ишлаб чиқиш Ўзбекистон, Ўзбекистон Фанлар академиясининг университетлари ва илмий-тадқиқот институтларида 30 йилдан ортиқ вақт давомида амалга оширилиб келинмоқда.

Линиялар ва куч трансформаторларидаги исрофлар, минг кВ соат:

$$\Delta W_{\text{транс.лин}} = 3 \cdot R \cdot \int_0^T I^2(t) dt = 3 \cdot \Delta t \cdot \sum_{i=1}^{T/\Delta t} I_i^2 \quad (1.1)$$

Бу (1.1) ифодада линия ва куч трансформаторларидаги исрофлар бевосита маълум бир t вақт ичидаги ток кучининг ва актив қаршилиқнинг ўзгариш қийматлари билан ифодаланади.

Бу ерда $I(t)$ - t вақтда элементдаги ток; Δt - бу кетма-кет ўлчовлар орасидаги вақт оралиғи, агар иккинчиси етарлича кичик вақт оралиғида бажарилган бўлса.

6 - 10 кВ электр тармоқлари учун салт ишлаш исрофларига (шартли равишда доимий исрофлар) қуйидагилар киради.

Куч трансформаторлари салт ишлашдаги электр энергиясининг йўқотилиши, минг кВТ соат:

$$\Delta W_x = \frac{\Delta P_x}{U_H} \cdot \int_0^T U^2(t) dt \quad (1.2)$$

Бевосита куч трансформаторларидаги бирламчи занжир манбага улашиб иккиламчи занжир қисмлари истеъмолчига уланмаган ҳолатда куч трансформатори салт ишлаш режимида ишлайди ва бунда исроф содир булади. Бу исроф эса (1.2) ифодада кўрсатилган.

Бу ерда ΔP_x - номинал салт ишлашдаги трансформаторнинг қувватни исрофи; $U(t) - t$ вақтидаги трансформаторнинг улашиб нуктасидаги кучланиш (юк кириш қисмида) ва U_H - трансформаторнинг номинал кучланиши.

Линияда актив ва реактив қувват исрофлари қуйидаги формулалар билан аниқланади:

$$\Delta P = 3I^2 R = 3 \left(\frac{P^2}{3U^2} + \frac{Q^2}{3U^2} \right) R = \frac{P^2 + Q^2}{U^2} R = \frac{S^2}{U^2} X. \quad (1.3)$$

$$\Delta Q = 3I^2 X = 3 \left(\frac{P^2}{3U^2} + \frac{Q^2}{3U^2} \right) X = \frac{P^2 + Q^2}{U^2} X = \frac{S^2}{U^2} X. \quad (1.4)$$

(1.3.) ва (1.4.) ифодаларда ҳаво электр узатиш линияларидаги актив ва реактив қувват исрофларини аниқлаш формулалари келтирилган. Бунда қувват исрофлари линиянинг актив қувват реактив қувват актив қаршилиқ ва реактив қаршилиқлар орқали ифодаланади.

Бу ерда P ва Q элемент орқали узатиладиган актив ва реактив қувватлардир.

Қувват исрофи икки хил бўлади: юкламани, юкламага боғлиқ бўлган ва салт иш исрофи, юкламага боғлиқ бўлмаган. Бошқа томондан, исрофларни техник, ташкилий ва иқтисодий исрофларига ажратиш мумкин. Техник исрофлар – тармоқни қайта қуриш, ускуналарни алмаштириш ёки қўшимча ускуналар ўрнатиш тадбирларини кўзда тутати.

Буларга қуйидагилар қиради:

- компенсацияловчи ускуналарни ўрнатиш;
- симларни катта кесим юзали симлар билан алмаштириш;
- куп юкланган ва кам юкланган трансформаторларни алмаштириш;
- трансформация коэффициентларини автоматик ростлаш;
- тармоқни юқори кучланишга ўтказиш;
- реле ҳимояси, автоматика, телемеханиканинг такомиллашган турларини тадбиқ етиш.

Ташкилий исрофлар – хизмат кўрсатишни яхшилаш тармоқ схемаларини ва иш режимларини оптималлаш тадбирларини кўзда тутати. Буларга қуйидагилар қиради:

- 6-35 кВ ли тармоқларнинг узилиш жойларини оптималлаш;
- системада реактив қувват танқислиги мавжуд бўлганда генераторларни синхрон конденсаторлар режимига ўтказиш;
- кам юкломали режимларда трансформаторларни ўчириш;
- тармоқ фазаларида юкломаларни тенг тақсимлаш;

Иқтисодий исрофлар – хизмат кўрсатишни яхшилаш кўзда тутилади ва истеъмолчилар билан ҳисоб-китоб вақтида энергоназоратни амалга оширади. Бунга қуйидагилар қиради:

- энергия ўлчагич асбобларини ўрнатиш;
 - назорат системасини яхшилаш ва бошқалар.
- Бир хил трансформаторлар параллел ишлаганида қувват исрофи қуйидагича аниқланади:

$$\Delta P = \frac{\Delta P_{qt} S^2}{n S_n^2} + n \Delta P_{syn} \quad (1.5)$$

$$\Delta Q = \frac{U_{qt} S^2}{n S_n^2} + n \Delta Q_{\mu} \quad (1.6)$$

Трансформаторлар асосан маълум бир параметрлари мос келиши натижасида биз уларни параллел ҳолатда ишлатамиз. Бу жараёнда параллел ишлайдиган трансформаторларда қувват исрофлари содир бўлади. Юқоридаги ифодалар орқали эса (1.5) ва (1.6) трансформаторнинг тўла қуввати актив қувват исрофи ва трансформаторларнинг сони бўйича қувват исрофларини келтириб чиқарамиз.

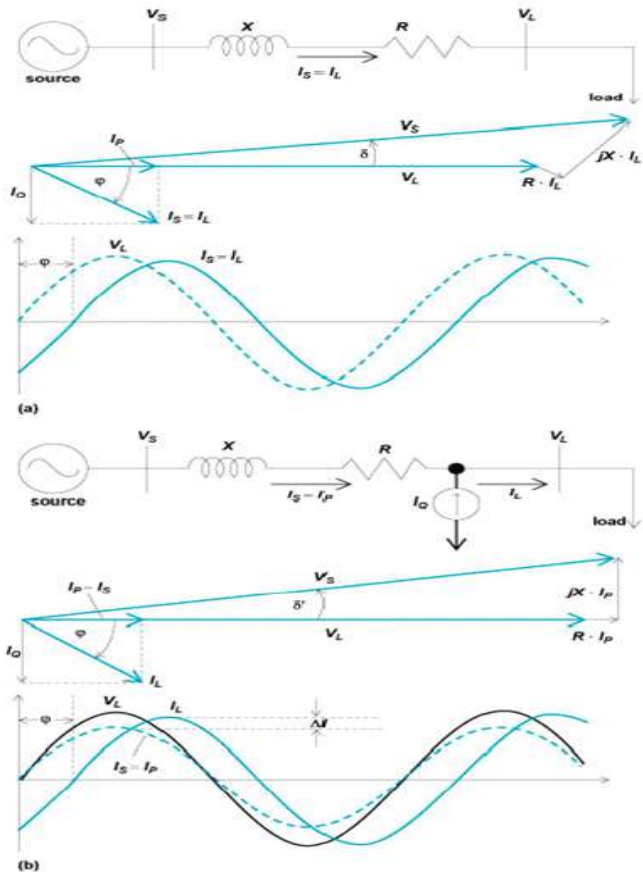
Трансформаторларда энергия исрофи қуйидагича аниқланади:

$$\Delta E = \Delta P_{\max} \frac{S_{\max}^2}{S_n^2} \tau + \Delta P_{syn} T \quad (1.7)$$

Трансформаторлар ишлаганида уларда нафақат қувват исрофи балки у таъминлайдиган истеъмолчилар билан боғлиқ равишда энергия исрофи ҳам содир бўлади. Энергия исрофи асосан актив қувват, ишлаган ваёт оралиғи ва трансформаторнинг номинал қуввати каби параметрлар билан аниқланади. Яъни (1.7.) ифода ёрдамида.

Реактив қувватни компенсация қилиш. Ўзгарувчан ток ишлаб чиқарувчи тармоқлар учун реактив қувватни бошқариш. Умуман олганда, реактив қувватни компенсациялаш муаммоси юклама ва кучланиш билан боғлиқ. Мақсадларга қўшимча равишда, ўзгарувчан ток тармоғидан умумий қувватни мувозанатлаш учун тизимнинг қувват коэффициенти қийматини ошириш, кучланиш регуляциясини қучайтириш ва чизикли бўлмаган саноат юкломаларининг катта тебранишларининг гармоник таркибий қисмларини йўқ қилиш. Одатда электр узатиш линиясидаги кучланиш ўзгаришини камайтириш учун кучланишни сақлаш талаб қилинади. Реактив қувват компенсацияси ўзгариши мумкин бўлган максимал актив қувватни ошириш орқали ўзгарувчан ток тизимининг барқарорлигини яхшилайти.

Реактив қувватни кўндаланг компенсация қилиш. Кўндаланг компенсация - ўзгарувчан ток узатиш линиясининг реактив параметрларини, шунингдек тизимда истеъмол қилинадиган реактив қувватни ўзгартириш мақсадида электр тизимининг занжиридаги компенсация мосламаларини параллел уланишини асослайди. Шунгли реакторлар узоқ масофали узатиш линияларида кўндаланг компенсация учун ишлатилади. Электр тармоқларидаги кўндаланг компенсация электр тармоқларида синхрон конденсаторлар ва синхрон электр моторлар ёрдамида амалга оширилади. Кўндаланг компенсациядан фойдаланиш электр узатиш линиялари орқали реактив қувватни ва шу билан боғлиқ энергия йўқотишларини тубдан камайтиради, электр тармоқларида керакли кучланиш даражасини ушлаб туришга ёрдам беради. 1 - расмда манбадан ишлаб чиқариладиган қувватнинг вектор диаграммаси индуктивликни ва сифимни ташкил этувчи кучланиш ва ток векторлари орқали ифодаланади.



1-расм. Қувватнинг вектор диаграммаси

Силжиш вектори маълум қийматга ўзгарганда ток ва кучланиш векторларини ўзгариши кўрсатиб ўтилган. Кўндаланг компенсация: Реактив қувват компенсациясини кўндаланг қилганимизда, схемадаги расмда хар бир қисмининг ток ва кучланишлар бўйича вектор диаграммалари кўрсатилган. Кўндаланг реактив қувват компенсациясининг принциплари ва назарий асослари қуйида тушунтирилади. Ўзгарувчан токнинг базавий тизими U_S Таъминлаш манбаидан иборат, Линиянинг қаршилиғи $R + jX$, ва одатдаги индуктив юклама V_L дан иборат (1-расм). Ток манбаси I_S ва ток юкломаси I_L бир хил, компенсациясиз тизимда. Чунки юклама одатда индуктив булиб, ток U_L кучланишдан орқада қолади. Натижада, таъминот манбаи тўла ток юкломасини генерация қилиши керак. Генератордан ва электр узатиш линиялари орқали ток манбасини юқори даражада ушлаб туриш, электр энергиясининг йўқолишини ва узатиш қобилиятини пасайишини англалади.

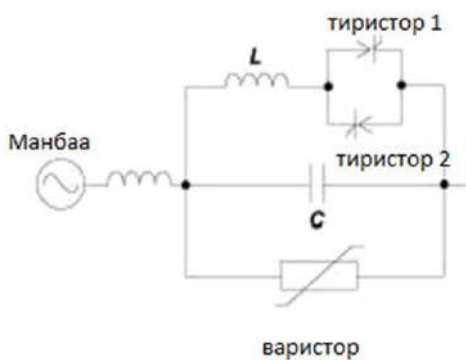
Бу ерда асосан очик тақсимловчи қурилмалар орқали маълум бир кучланишни пасайтириб истеъмолчиларга етказишда реактив қувватни компенсациялаш учун бевосита компенсатор қурилмаларидан фойдаланилган (2-расм). Компенсатор қурилмалари бу ерда конденсатор қурилмалари хисобланади.

Реактив қувватнинг кўндаланг компенсацияси учун қурилма ўзгарувчан ток тизими томонидан электрлаштирилган темир йўлларнинг тортиш подстансияларида ва участкаларида ўрнатишга мўлжалланган ва электр энергиясининг сифат кўрсаткичларини яхшилашга мўлжалланган, кучланиш ва қувват коэффициенти миқдорини ошириш юқори кучланишли гармоникаларнинг таркиби пасаяди. Агар юклама яқинида реактив қувват (қуринадиган қувват) ҳосил бўлса, у ҳолда манбадаги ток камайдяди ёки минималлаштирилади, бу эса қувват йўқотишларини камайтиради ва юклама бўйлаб кучланиш регуляциясини яхшилайти. Кўндаланг компенсацияни уч усул билан амалга ошириш мумкин: конденсатор, ток манбаи ёки кучланиш манбаи билан. Натижада, кучланишни тартибга солиш тизими яхшиланади ва манбадан талаб қилинадиган ток миқдори камайдяди.

3 - расмда ток ёки кучланиш манбаидан индуктивлик ва конденсатор орқали тиристор 1 ва тиристор 2 га етказилиб ундан



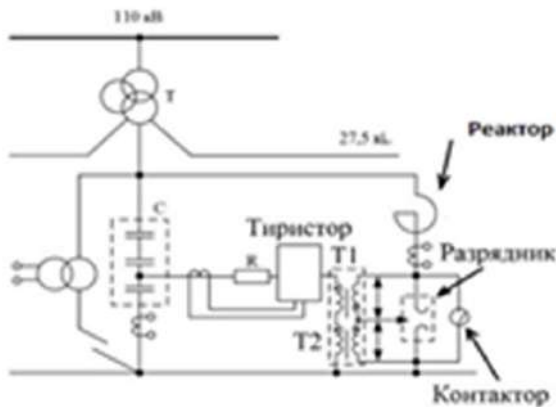
2-расм. Кувватни компенсациялаш учун конденсатор қурилмалари .



3-расм. Принципиал тиристорли бошқарув схемаси



4-расм. Принципиал конденсаторли бошқарув схемаси



5-расм. Принципиал бошқариладиган реакторли бошқарув схемаси

варисторга утказилмоқда. Яъни манбадаги ток кучи қийматини минималлаштириш ёки камайтириш орқали бажарилмоқда.

Реактив кувватни бўйлама компенсация қилиш. Реактив кувватни компенсация қилишнинг яна бир тури мавжуд. Одатда бўйлама компенсация тизимлари номинал частотада тармоқ компонентининг эквивалент реактивлигини камайтириш учун конденсаторлардан фойдаланади.

Шундай қилиб, С серияли конденсатор реактив кувват ҳосил қилади, бу линия реактивлигининг бир қисмини мувозанатлаштиради. Бу конденсатордаги кучланишларнинг резонанси ва индукциясини тескари йўналтирилганлиги (180° бурчак остида) билан боғлиқ. С конденсаторни ўта кучланишда шикастланмаслик учун разрядник ва варистор ишлатилади.

Химояланган бўйлама компенсация.

4 - расмда тиристор томонидан бошқариладиган бўйлама компенсатор (ТББК). Бу ерда индуктивлик конденсатор батареяси ва варистор билан ток ёки кучланиш манбасидан ишлаб чиқарилиши натижасида мавжуд реактив кувватни бўйлама компенсация қилишдан иборатдир.

Тиристорлар бўйлама компенсация учун ҳам ишлатилади. Тиристор томонидан бошқариладиган бўйлама компенсатор (ТББК) - бу динамик электр узатиш тизимларида муайян муаммоларни бартараф этадиган технология. ТББК лар йирик электр тизимларини улашда ажойиб амортизация воситасидир. Бундан ташқари, улар субсинхрон резонанс муаммоларини камайтиради, бу катта ИЕС энергия блоклари ва узатиш тизимларининг компенсацияси ўртасидаги ўзаро боғлиқликни ўз ичига олади.

Мавжуд электр тармоқлари фаолияти самарадорлигини ошириш мақсадида, шунингдек, уларнинг узатиш кувватини яхшилаш учун, реактив кувват компенсациясини бўйлама қилиб ўрнатилади.

Бугунги кунда юқори кучланишли линиялар, айниқса, электр энергиясини узок масофаларга етказиб берадиган турли кувватли турли генерация манбаларининг қўпчилиги нафақат энергия тизимларининг ишончилигини оширишга, балки уларнинг иқтисодиётини яхшилашни талаб қилмоқда. Электр узатиш линияларининг узатиш кувватини ошириш имконини берадиган иккита йўл мавжуд, улардан биринчиси – бевосита линиялар кўндаланг кесимларини ошириш; иккинчиси – реактив кувватни бўйлама компенсация қилиш схемаларидан фойдаланиш. Реактив кувватни бўйлама компенсациялаш билан компенсация қилиш, – тизимлараро, ички тизимли алоқалар учун ҳам қўйилган мақсадга эришишнинг янада иқтисодийлигини кўрсатади.

Маълумки, реактив кувватни ўтказгичлар орқали узатишда электр тармоқлари участкаларида кучланишнинг пасайиши, ва ток кучининг сезиларли ортишига йўл қуяди, ва бунда актив кувватни узатишда чекловлар яратади. Реактив кувватнинг бўйлама компенсацияси конденсаторларни кучланишини оширувчи ёки ажратувчи трансформаторлар орқали кетма кет юклантириш билан изчил қўшимча киритишни кўзда тутлади.

Албатта, бўйлама компенсация қилинганда қуйидагилар сабаб бўлиши мумкин бўлади:

- ўта кучланишни келтириб чиқариши мумкин болган шунтли конденсаторлар;
- феррорезонанс ҳодисаси;
- конденсаторларни ички шикастланиши.

5 - расмда бошқариладиган реактор, трансформаторлар ва коммутацион қурилмалари бўлган разрядник ва контакторлар билан бошқарилиши натижасида реактив кувватни бўйлама компенсация қилиш жараёни амалга оширилади. Конденсатор кучланишинининг шикастланишини олдини олиш учун конденсаторлар бундай вақтларда юқори кучланишли ўчиргич билан автоматик равишда шунтланиши лозим. Узатиш кувватини ошириш учун бўйлама компенсация юқори кучланишли линияларда қўлланилади, бу йўналишларни ўз ичига олган энергия тизимларининг барқарорлигини таъминлайди.

Бўйлама компенсация қилинганда конденсатор токи у орқали жорий I тўлиқ юкланиш токига тенг бўлади ва Q конденсаторлар батареясининг куввати вақтнинг ҳар бир аниқ моментидаги юкланишга боғлиқ ўзгарувчи қийматдир. Ушбу реактив кувватни қуйидаги формула бўйича ҳисоблаш мумкин:

$$Q_k = I^2 / \omega C$$

Юқоридаги расмда бўйлама компенсациясининг конденсаторларининг фақат бир қисми тасвирланган диаграмма кўрсатилган, бу аслида бир нечтаси, бир-бирига параллел уланган. T1 ва T2 трансформаторларининг паст кучланишли чўлғамлардаги кучланиш тиристор калити ва чекловли қаршилиқ орқали бир қатор конденсаторлардан таъминланади. Шу билан

бирга, ушбу трансформаторларнинг юқори кучланишли чўлғамлари қарама-қарши равишда уланади ва қисқа туташув билан конденсаторлардаги кучланиш ортади. Айни вақтда кучланиш маълум бир миқдорга етганда, тиристор калити ишлайди ва дарҳол уч электронли разрядникнинг ёйи ёнади. Вакуум контактори ёқилганда, разрядникдаги ёй сўнади.

Реактив қувватни компенсация қилишда бўйлама ва кўндаланг компенсация қилиш усулларининг афзалликлари ва камчиликларини билиб оламиз.

Бўйлама компенсациянинг камчиликлари:

– бўйлама компенсация жараёнида конденсаторлардаги қувватлар доимий бўлмагани учун, ушбу линиянинг реактив юкланишини ўзгартиришга пропорционал бўлган қийматга кўтарилади, яъни конденсаторлардаги кучланиш ҳам реактив қувватни тўлиқ таъминлай олмайди;

– хавфлилик режимларида конденсаторларнинг ўта юкланишлари;

– реактив қувват компенсацияси доимий эмас ва ҳар бир конденсатор алоҳида тиристорли калитни талаб қилади. Шунинг учун қурилиш иқтисодий жиҳатдан мақсадга мувофиқ эмас;

Бўйлама компенсациянинг афзалликлари:

– шиналарда симметрик кучланишми ҳосил қилиш;
– электр қабул қилувчиларда кучланиш тебрианишини камайтириш ва унинг даражасини ошириш;
– линия орқали узатиладиган қувватни ошириш;
– ПИК юкламаларида энергия тизимининг ишлаш барқарорлигини ошириш;

– актив қувват исрофининг сезиларли пасайиши;

– тармоқларда электр энергияси сифатини ошириш;

– параллел линияларда юқори қувват тақсимоти самарадорлиги;

– узоқ ҳудудларда ишлаб чиқариш манбаларини ўрнатиш зарурати юқолади;

– линиянинг техник параметрлари ва тизимлар аро кундаланг кесим юзаларни кенгайтириш керак эмас;

– бўйлама компенсация қурилмаларини ишлатишнинг асосий иқтисодий афзаллиги энергияни тежашдир;

– электр энергияси сифати нафақат ошиб бориши билан бирга, реактив қувватнинг бўйлама компенсацияси қўлланилса, электр узатиш линиялари сони ҳам камайиши мумкин;

– атроф муҳитни муҳофаза қилиш, айниқса, катта миқёсда ушбу технологияни жорий этишнинг табиий натижаси бўлиб қолади.

Реактив қувватни кўндаланг компенсация қилишнинг афзалликлари:

– кўндаланг компенсациядан фойдаланиш электр узатиш линиялари орқали реактив қувватни ва шу билан боғлиқ энергия йўқотишларини тубдан камайтиради;

– электр тармоқларида керакли кучланиш даражасини ушлаб туришга ёрдам беради;

– кучланиш ва қувват коэффициенти миқдорини ошириш;

– юқори кучланишли гармоникаларнинг таркиби пасаяди;

– электр энергиясининг сифат кўрсаткичларини яхшилашга мўлжалланган.

Реактив қувватни кўндаланг компенсация қилишнинг камчиликлари:

– синхрон компенсаторларда актив қувват исрофи нисбатан купрок 1,3-4,5%;

– подстансияга доимий навбатчи ходим булиш кераклиги.

Библиографик рўйҳат:

1. Дж. Диксон и др. Технологии компенсации реактивной мощности: современный обзор. Proc. IEEE, 93: С. 2144–2164.
2. Миллер Т. Ж. Управление реактивной мощностью в электрических системах. 1982 г.
3. Ваннер Э., Матис Р., Хауслер М. Компенсационные системы для промышленности. Brown Boveri Rev. 70: 1983 г. С. 330–340.
4. Железо Ю.С. Расчет, анализ и регулирование потерь электроэнергии в электрических сетях.
5. Овчинников А. Потери электроэнергии в распределительных сетях 0,38 - 6 (10) кВт. Новости электротехники, 2003 г.
6. Железо Ю.С. Принципы регулирования потерь электроэнергии в электрических сетях и программное обеспечение для расчета. - Электростанции. 2001, № 9, с. 33.

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: inonmz@ngmk.uz



VERTIKAL O'QLI SHAMOL GENERATORLARINING O'ZBEKISTON SHAROITIDA QO'LLASH



Ataulaev N.O.,
(PhD), «Elektr energetikasi»
kafedrası dotsenti, NDKI



Idieva A.A.,
NDKI magistranti



Muxammadiev B.K.
NDKI magistranti

Ushbu maqolada tog'li va shamolli hududlarda vertikal o'qli shamol generatorlarining qo'llanilishi va afzalliklari, ularning iqtisodiy samaradorligi tahlil qilingan va natijalardan foydalanib xulosalar keltirilgan.

Tayanch iboralar: Shamol energiyasi, shamol tezligi, vertikal o'qli shamol generatori, Savonius shamol trubinalari.

В данной статье анализируется применение и преимущества ветряных генераторов с вертикальной осью в горных и ветреных районах, их экономическая эффективность и делаются выводы на основе полученных результатов.

Ключевые слова: энергия ветра, скорость ветра, ветрогенератор, ветрогенератор с вертикальной осью, ветряки Савониуса.

Bizga ma'lumki, sayyoramizda qayta tiklanmaydigan energiya manbalari narxlarining doimiy ko'tarilishi bilan bog'liq bo'lgan elektr energiyasi tariflarining o'sishidagi global tendentsiya biz hayotimizda muqobil energiya manbalaridan foydalanish masalalarini tobora jadal va agressiv ravishda hal qilishimizga olib keladi. Insoniyat uchun bunday noan'anaviy ammo bugungi kunning faol va atrof muhitga zararsiz energiya manbalaridan biri shamol energiyasidir.

Mamlakatimizda foydalanish mumkin bo'lgan muqobil energiya manbalaridan biri shamol energiyasi hisoblanadi. O'zbekistonda yer yuzasiga yaqin, ya'ni 10 m balandlikka atmosfera shamol energiyasining texnik potentsiali ancha yuqori. Bunda shamol uzluksiz esadigan ochiq tekisliklar, havo oqimi tezlashib o'tadigan tog'lar oraliqlari, botiqlar, mahalliy omillar tufayli hosil bo'ladigan shamollar hisobga olinmagan. Agar shamol resurslari aniq va to'liq o'rganilsa, uning quvvati 20-30 mlrd kVt dan oshadi [1-3].

Masalan, Nurota, Bekobod, Keskantarak (Navbahor) shamolining kuchi 6-12 m/s ga yetadi va asosiy dunyo shamol yo'li xaritasida O'zbekistonda shamol resurslaridan foydalanish imkoniyati borligini ko'rishimiz mumkin. Shamol generatorlaridan har qanday xolatlarda foydalanish mumkin va bu tizimlar dizel generatorlari va markazlashtirilgan elektr ta'minoti bilan birlashtirilishi uchun mo'ljallangan. Ushbu energiya tizimlarida birlamchi manbalardan olingan energiyani to'plash ularning 12 yoki 24 voltli kuchlanishli batareyalarda sodir bo'ladi.

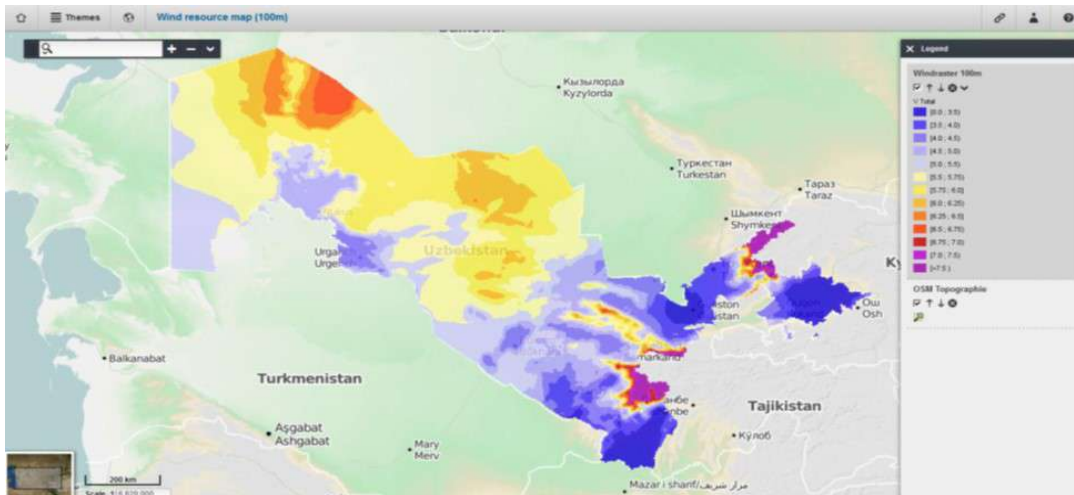
Bundan tashqari, stasionar batareyalardan bu to'g'ridan-to'g'ri oqim inverter yordamida elektr energiyasining 220 V kuchlanishli va 50 Hz chastotasiga aylantiriladi. Ushbu turdagi elektr stantsiyalari 50 Hz chastotali elektr toki elektr tarmoqlari va 220 V kuchlanishli elektr energiyasi iste'molchilari hamda 12, 24 va 48 V li shahar iste'molchilari uchun mo'ljallangan. Bunday elektr stantsiyalar mavjud bo'lgan maishiy elektr tarmoqlariga, shuningdek favqulodda holatlar yoki favqulodda vaziyatlar uchun - stasionar sharoitlarda bo'lgani kabi - favqulodda zahira quvvat manbai sifatida foydalanish mumkin [4].

Umuman olganda, shamol trubinalari haqida fikr ketganda ko'pincha gorizontol o'qi tizimining keng rotorlarini tasavvur qilinadi. Vertikal o'qli shamol turbinasi samolyot rotoriga o'xshab old tomondan emas, balki asosiy mil konstruksiyasining yuqori qismiga o'rnatilgan va generator odatda minora tagida joylashgan bo'ladi. 1-rasmda O'zbekiston Respublikasi hududida dengiz sathidan 80 m balandlikda shamol tezligining sifati taqsimlanishi keltirilgan.

3-rasmda vertical o'qli shamol generatorlarning amaldagi turi keltirilgan. Ishchilar uchun xavfsizlik: ta'mirlash ishchilari minora qismlariga yetib boorish uchun balandlikka ko'tarilishlari shart emas. Vertikal o'qli shamol generatorlari nafaqat qisqaroq balki ularning yerga yaqin bo'lgan asosiy tarkibiy qismlari mavjud. Generatorlarni, vites qutilarini struktusining aksariyat mexanik va elektr qismlarini saqlash minora masshtabini talab qilmaydi, chunki ular tepaga o'rnatilmaydi.

Umuman olganda: ular gorizontol o'qli shamol generatorlariga qaraganda ancha arzon; boshqa shamol trubinalari bilan taqqoslaganda osonroq o'rnatiladi; bir joydan boshqa joyga ko'chirish imkoniyati mavjud; odamlar va qushlar uchun xavfni kamaytiradigan past tezlikli pichoqlar bilan jihozlangan.

Haddan tashqari yomon ob havo sharoitida, o'zgaruvchan shamollar va hatto tog' sharoitida ishlash imkoniyati mavjud; baland inshootlar taqchilgan joylarda ruxsat etilgan.



1-rasm. Dengiz sathidan 80 m balandlikda shamol tezligining sifati taqsimlanishi (o'rtacha shamol tezligi)

Tadqiqotlarning natijasiga ko'ra, vertikal o'qli shamol trubinalari zichroq massivlarda o'rnatilishi uchun ko'proq mos keldi. Ular gorizontal modellardan 10 baravar qisqaroq, shamol oqimi to'planibhatto trubinadan ikkinchisiga turbulentlik hosil qiladi, bu ularning atrofidagi oqimni ko'paytirishga yordam beradi. Shuning uchun shamol har birining atrofida tezlashadi va ishlab chiqarilgan quvvatni oshiradi. Bu esa energiya ishlab chiqarishni barqarorlashtiradi.

4- rasmدا Savonius shamol turbinasi konstruksiyasi keltirilgan. Vertikal o'qli shamol generatorlarining imkoniyatlarini hisobga olgan holda, ularni tog' va tog' oldi hududlarda, vohalar, hamda, shahar markazidan chetda joylashgan hududlarda qo'llash mumkin, albatta shamolning doimiy tezligini hisobga olgan holda. Tog'li hududlarda shamolning tezligi tekislikka qaraganda anchagina yuqori buladi, bu esa o'z o'rnida uning energiyasidan foydalanish imkoniyatini yanada oshiradi. Tog'li hududlarda aholi sonining kamligi va energiyaga bo'lgan talab ham shunga muvofiqi asosan kichik quvvatli shamol generatorlaridan foydalanilishini talab etadi.

Kichik shamol qurilmalarini o'rnatish, tashib keltirishning qulayligi, uzoq muddatli ishlash yaroqliligi, yillik kapital ta'mir uchun texnik xarajatlarning kamligi sabab kichik quvvatli energiya talab qiluvchi istemolchilar undan bemalol foydalanadilar. Quyosh yoki shamol energiyasidan foydalanishning texnik tizimi 3 ta qismdan iboratdir. Bular Kontroller – akkumulyatorlarni zaryadlash va razryadlash tizimini boshqaruvchi, boshqa komponentlarni yuqori sifatli ish faoliyatini, uzoq muddat ishlashini ta'minlovchi qurilmadir. Bundan tashqari u sistemani qisqa tutashuv va yuqori yuklanishdan himoya qiladi.

Akkumulyator batareyalari – kontrollerdan kelayotgan energiyani to'plab tarmoqda uzilish kuzatilganda o'zida to'plangan energiyani sarflovchi qurilma.

Invertor – akkumulyatordan chiqayotgan o'zgarimas kuchlanishni iste'molchilarga o'zgaruvchan kuchlanish sifatida yetkazib beruvchi qurilma (220-380 V).

Energiya sarfining eng katta qiymatlari ertalab va kechki paytlarga to'g'ri keladi. Bu paytda uydada bir paytda ishlatilayotgan elektr uskunalarning umumiy quvvati 4 kVt gacha yetishi mumkin. Tog'li hududlarda elektr liniyalarini olib kelish katta mablag' talab etadi. Bu alohida shaxs uchun juda katta mablag' talab etadi. Albatta, biz tarmoq quvvatini hisonga olgan holda generator tanlaymiz. Demak oylik energiya sarfini 400 kVt deb olamiz, eng yuqori yuklanishni esa 4 kVt.

Shamol generatorini tanlaymiz. Buning uchun akkumulyator batareyalarining har soatiga qancha energiya berishini topib olish kerak bo'ladi, shu sababli har soatdagi energiya iste'molini topib olamiz.

$$P = \frac{\text{Poylik}}{n \text{ kun soni} \cdot 24}$$

Shamolning o'rtacha tezligini 4 m/s atrofida deb olsak, bunda generator o'z quvvatidan

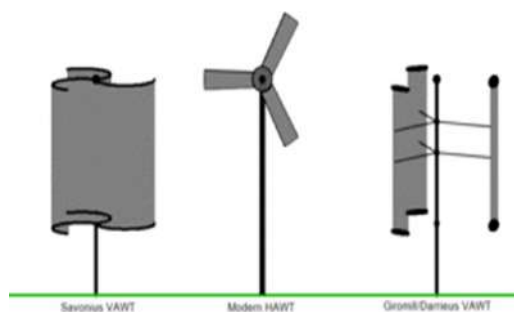
30-40 % ga teng energiya ishlab chiqara oladi. Generator 30-40 % energiyasi 555 kVt bo'lishi uchun uning quvvati 1700- 2000 Vt atrofida bo'lishi kerak. Demak biz 2 kVt li generator tanlaymiz.

Akkumulyator tanlash.

2 kVt li shamol generator kontrolleridan chiquvchi kuchlanish 120 V bo'ladi. Shuning uchun 12 V li 10 ta akkumulyator talab etiladi. Bitta akkumulyator 12 V *100 A/soat = 1,2 kVt elektr energiyasini saqlay oladi. 10 ta shunday akkumulyator batareyasi esa 12 kVt energiya saqlashi mumkin.

Invertor tanlash.

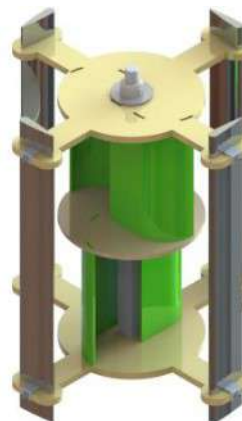
Eng yuqori yuklanish 4 kVt gacha ekanligini hisobga olgan holda 5 kVtli invertor tanlashimiz kerak. Bu qo'shish moment 6 kVt gach bo'lgan yuklanishni ham ko'tara olish qobiliyatiga egadir. Bu uydada ikkilamchi elektr energiya manbai sifatida dizel generatorlaridan ham foydalanish mumkin. Bunda uning quvvat 5 kVt dan kam bo'lmasligi lozim. Chunki maksimal yuklanish 4 kVt. Umumiy holda bunday shamol qurilmalarini o'rnatish naxni hisoblab topamiz.



2-rasm. Shamol generatorlarining asosiy ko'rinishlari



3-rasm. 2 kVt li vertikal o'qli shamol generatori



4-rasm. Savonius shamol turbinasi tuzulishi

O'rtacha alohida uylar uchun shamol agregatlarini qurish 12-13 mln(1200 €) atrofida mablag' talab etiladi. Albatta bu yuqori narx, ammo elektr liniyalaridan uzoq hududlar uchun ma'qul yechimdir. Axir alohida xonadon yoki kichikroq qishloqlarga bir necha 10 lab kilometrdan elektr liniyalar tortib kelish, transformatorlarni o'rnatish juda katta mablag'ni talab etadi. Va albatta istemol qilinadigan energiya uchun haq to'lanadi. Shamol generatoridan olinadigan elektr energiyasi uchun haq to'lanmaydi. Demak shamol generator bunday hududlar uchun eng ma'qul variant ekan.

Demak, xulosa o'rinda shuni aniq aytib olamizki, alohida xonadonlar, mehmonxonalar uchun nafaqat shamol generatorlari balki, Mikro GES va fotoelektrik quyosh panellarini ham tanlashimiz mumkin bo'ladi.

Faqat bunda ularning foydali ish ko'effitsenti hisobga olinadi. Mikro GES larda bu ko'rsatkich 60- 75 % (oqim mavsumiy turg'un bo'lganda) ni tashkil etadi, quyosh panellarida esa 14- 17% ni tashkil etadi.

Bibliografik ro'yxat:

1. Безруких П.П. Использование энергии ветра. Техника, экономика, экология. –М.: «Колос», 2008 г.
2. Обозов А.Дж., Ботпаев Р.М. Возобновляемые источники энергии. –Бишкек, 2010 г.
3. Manwell F., McGowan J.G., Rogers A.L. Wind energy explained. John
4. Wiley and Sons Ltd., Amherst, USA, 1st edition, 2002.
5. <http://vetrogenerator.com.ua/base/book/>

СОСТАВЛЕНИЕ МАТЕМАТИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ ДЛЯ СИСТЕМ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ НА ВЫСОКОВОЛЬТНЫХ РАСПРЕДЕЛИТЕЛЬНЫХ УСТРОЙСТВАХ, ОСНАЩЕННЫХ ЗАЩИТОЙ МИНИМАЛЬНОГО НАПРЯЖЕНИЯ



Баранова М.П.,
зав. каф. «Системоэнергетики
ИИС и Э ФГАОУ ВО»

Красноярского государственного аграрного
университета, д.т.н., проф., Россия



Холбоев Г.О.,
главный энергетик НГМК



Хамидов А.А.,
инженер энергетик
ИЦВНТ НГМК



Расулова Б.И.,
магистрант НГПИ

Sanoat elektr ta'minoti tizimlarini matematik modellashirish kompyuterlarni ishlatmasdan mumkin emas. Shu munosabat bilan, raqamli yechim usullarini bevosita qo'llash mumkin bo'lgan elektr ta'minoti tizimlarining xatti-harakatlarini tavsiflovchi tenglamalarni avtomatik ravishda shakllantirish uchun bunday algoritmlarni ishlab chiqish muammosi paydo bo'ladi. Ma'lum bo'lgan integratsiya usullarining aksariyati Koshi shaklida differentsial tenglamalar tizimlari uchun ishlab chiqilgan. Shuning uchun, elektr tarmoqlari uchun differentsial tenglamalar tizimi eng qulay holat tenglamalari ko'rinishida namoyish etiladi. Biroq, davlat tenglamalarini mashinada shakllantirish ahamiyatsiz vazifadir. Vaziyat tenglamalarini shakllantirish uchun bunday algoritmlarni ishlab chiqishda muammo yuzaga keladi, bu esa ushbu elementlarning aniqlik modellarini hisobga olgan holda, elektr tarmog'ining bitta chiziqli diagrammasi asosida ushbu tenglamalarni rasmiy va sodda qilib olishga imkon beradi. Elektr ta'minoti tizimlari elementlarining matematik modellarining tuzilishi asl bitta chiziqli diagramma bilan birgalikda matritsalarini qurishda holat tenglamasini shakllantirish bilan bog'liq bo'lgan xarakterli naqshlarni topishga imkon beradi.

Tayanch iboralar: Matematik modellashirish, algoritim, elektr ta'minoti tizimi, Koshi ko'rinishidagi tenglamalar, qonuniyat, matritsa, elektr jihozlari.

Математическое моделирование систем промышленного электроснабжения невозможно без применения ЭВМ. В связи с этим, возникает задача разработки таких алгоритмов автоматического формирования уравнений, описывающих поведение систем электроснабжения, для которых возможно непосредственное применение численных методов решения. Большинство известных методов интегрирования разработано применительно к системам дифференциальных уравнений в форме Коши. Поэтому система дифференциальных уравнений для электрических сетей наиболее удобно представляется в виде уравнений состояния. Однако, машинное формирование уравнений состояния является нетривиальной задачей. Возникает проблема разработки таких алгоритмов формирования уравнений состояния, которые бы позволяли формализованно и просто получить эти уравнения исходя из однолинейной схемы электрической сети с учетом точных моделей отдельных элементов. Структура математических моделей элементов систем электроснабжения вместе с исходной однолинейной схемой позволяют найти характерные закономерности построения матриц, которые связаны с формированием уравнения состояния.

Ключевые слова: Математическое моделирование, алгоритм, система электроснабжения, уравнения в форме Коши, закономерность, матрица, электротехнологическое оборудование.

Высоковольтные виды электрооборудования с большой номинальной мощностью широко применяются в промышленности. Рассматриваемые как элементы электрической системы, они являются сложными объектами и могут быть представлены различными математическими моделями в зависимости от поставленной задачи исследования.

Выбор математической модели сильно влияет на эффективность решения задач, а также на достоверность описания электрической системы. При этом математические модели должны позволять формализованно формировать модели электрических систем с применением ЭВМ [3 - 5].

Для анализа симметричных режимов асинхронного двигателя: пуска, выбега, трехфазного короткого замыкания целесообразно воспользоваться координатами обобщенного вектора. В результате, математическая модель получается компактной и в некоторых случаях возможно даже аналитическое решение задач анализа переходных процессов [6 - 9].

В данной работе приведена модель любого электротехнологического оборудования в фазной системе координат, необходимая для исследования режимов работы, связанных с нарушениями симметрии.

Глубокопазные асинхронные двигатели с короткозамкнутым ротором выполняются со стержнями трапецеидальной или колбообразной формы, что вызывает сложную зависимость активного сопротивления и индуктивностей от частоты тока в схеме электрооборудования [7, 3].

При получении модели любого электротехнологического оборудования в фазной системе координат использовались следующие известные допущения [4, 8]:

- пренебрегаем пространственными высшими гармониками;
- магнитная цепь не насыщена, не учитываются потери в стали и явление гистерезиса;
- активные сопротивления не зависят от температуры;
- не учитываем влияние емкостей внутри обмоток и между ними;
- потоки рассеяния не зависят от положения частей электротехнологического оборудования.

Для повышения точности расчетов переходных процессов, модели высоковольтных электродвигателей целесообразно представить в виде многоконтурной электрической схемы [1].

Параметрами двигателя являются собственные L и взаимные индуктивности M обмоток, а также их активные сопротивления R .

При формализованном подходе к формированию уравнений состояния для всей системы электроснабжения должны быть выполнены некоторые требования не только к математическим моделям отдельных элементов, но и ко всей системе в целом [12, 13]. Эти требования связаны с применением численных методов интегрирования, оценкой устойчивости, погрешности и быстродействия — эти вопросы рассмотрены в III главе. Как уже отмечалось, наиболее удобным является представление системы дифференциальных уравнений в виде уравнений состояния. Большое значение при этом имеет разработка таких алгоритмов формирования уравнений состояния,

которые позволяли бы формализовано и просто получить эти уравнения исходя из однолинейной схемы электроснабжения с учетом точных моделей отдельных элементов. Структура математических моделей элементов системы электроснабжения вместе с однолинейной схемой дает возможность найти характерные зависимости построения матриц, которые связаны с формированием уравнений состояния: матрицы инцидентий, матрицы сопротивлений, матрицы индуктивностей и т.д.

Для моделирования аварийных режимов и получения связанного графа схемы в каждый узел однолинейной схемы вводятся активные трехфазные сопротивления шунтов R_n , за исключением узлов, к которым подключены источники бесконечной мощности. Кроме того, следует ввести однофазные шунты R_0 в нейтрали трансформаторов и двигателей. При этом аварийные режимы, также как и режим заземления нейтрали трансформаторов, моделируются путем изменения величины активного сопротивления шунтов. Зададим приоритеты для ветвей дерева, определяющие порядок учета отдельных элементов системы электроснабжения при формировании матрицы инцидентий дерева A_m .

Рассматривая однолинейную схему электроснабжения и отдельные модели элементов, можно получить полную схему математической модели системы электроснабжения отдельно по фазам a, b, c .

Для автоматического формирования матриц, характеризующих систему электроснабжения, необходимо представление этих матриц в виде, наиболее удобном для формирования и расчета. Существуют две основных разновидности такого представления. В первом случае матрица может формироваться поэлементно с последовательным чередованием фаз. Во втором случае матрица формируется пофазно, а элементы системы электроснабжения располагаются в подматрицах отдельных фаз согласно приоритетам. Более удобен для прак-

тического использования второй метод, так как он позволяет упростить процедуру формирования и рассмотрение ряда симметричных режимов. Фактически, при формировании матриц инцидентий, сопротивлений и индуктивностей в симметричном режиме можно ограничиться рассмотрением лишь одной из фаз, так как топология двух других будет полностью идентична. Изменятся только номера узлов, что значительно повышает скорость вычислений. Кроме того, при расчетах различного рода симметричных режимов это обстоятельство также уменьшает время расчета. В то же время возможность расчета несимметричных режимов полностью сохраняется.

Для формирования матрицы инцидентий электрической системы составляется таблица соответствия, содержащая информацию о принадлежности элементов однолинейной схемы соответствующим вершинам. Элементы электрической системы располагаются в порядке приоритета (табл. 1).

Закономерности отдельных элементов позволяют с учетом приоритетов сформировать развернутую матрицу инцидентий, состоящую из подматрицы дерева A_T и подматрицы хорд A_n . Для моделирования аварийных режимов и получения связанного графа схемы в каждый узел однолинейной схемы вводятся активные трехфазные сопротивления шунтов. Кроме того, следует ввести однофазные шунты в нейтрали трансформаторов и двигателей.

Подматрица главного дерева A_T состоит из семи блоков и приведена на рис. 1. Каждый блок подматрицы дерева имеет определенную закономерность формирования. Причем размерности каждой подматрицы определяются следующим образом:

$$A_{T2} = -I, A_{T3} = -I, A_{T5} = -I, A_{T6} = I, A_{T7} = I$$

Подматрица A_{T7} представляет из себя положительную часть матрицы инцидентий однолинейной схемы электрической системы. Подматрица A_{T4} определяется необходимостью подключения шунтов к узлам однолинейной схемы электрической системы. Остальные подматрицы равны:

После матричных преобразований уравнение состояния для фазы a системы электроснабжения принимает следующий вид:

$$\frac{di_L}{dt} = A \cdot i_{La} + B \cdot U_{Ua} \quad (1)$$

$$A = -L_{\alpha}^{-1} \cdot \left(R_{L\alpha} + \frac{dL_{\alpha}}{dt} + F_{31}^t \cdot R_{ua} \cdot F_{31} \right) \quad (2)$$

$$A = -L_{\alpha}^{-1} \cdot \left(R_{L\alpha} + \frac{dL_{\alpha}}{dt} + F_{31}^t \cdot R_{ua} \cdot F_{31} \right) \quad (3)$$

$$B = L_{\alpha}^{-1} \cdot F_{31}^t$$

После выполнения аналогичных преобразований для фаз b и c

$$\frac{di_L}{dt} = A \cdot i_{Lb} + B \cdot U_{Ub} \quad (4)$$

$$\frac{di_L}{dt} = A \cdot i_{Lc} + B \cdot U_{Uc} \quad (5)$$

– формируется система уравнений в матричной форме Коши, удобная для решения с помощью ЭВМ.

Закономерности формирования матрицы инцидентий системы электроснабжения указывают на возможность непосредственного получения матриц F_{11}, F_{31} и произведения $F_{31}^t \cdot R_{uw} \cdot F_{31}$, что позволяет избежать операции обращения матрицы дерева A_i и дальнейшего умножения ее на матрицу хорд A_n и существенно ускоряет работу алгоритма.

Выводы

1. Получена математическая модель любого электротехнологического оборудования в фазной системе координат в матричной форме в виде уравнения состояния, позволяющая рассматривать асинхронный двигатель в качестве элемента системы электроснабжения.

Таблица 1
Результаты рационального анализа руды

Приоритет	Наименование элемента	Обозначение
1	Независимый источник напряжения	α_1
2	Внешнее сопротивление	α_2
3	Кабель, ЛЭП местного значения	α_{13}
4	Одиночный реактор	α_4
5	Сдвоенный реактор	α_5
6	Двухобмоточный трансформатор	α_6
7	Трехобмоточный трансформатор	α_7
8	Статическая нагрузка	α_8
9	Шунты	α_9
10	Одноконтурный асинхронный двигатель	α_{10}
11	Двухконтурный асинхронный двигатель	α_{11}
12	Трехконтурный асинхронный двигатель	α_{12}

	n_1	n_2	n_3	n_4	n_5
h_1	A_{T1}		A_{T4}		
h_2	A_{T2}				
h_3		A_{T3}			
h_4			A_{T5}	A_{T6}	
h_5					A_{T7}

Рис. 1. Подматрица главного дерева

2. Подматрица дерева матрицы инцидентов для модели системы электроснабжения, содержащей асинхронные двигатели, является блочно-диагональной, содержит семь подматриц, формируемых из ветвей независимых источников напряжения, кабелей, ЛЭП, одиночных и сдвоенных реакторов, двухобмоточных и трехобмоточных трансформаторов, статической нагрузки, шунтов, асинхронных двигателей, которые представлены полными математическими моделями.

3. Структуры блоков подматрицы дерева и подматрицы хорд жестко определены и зависят от математических моделей элементов системы электроснабжения и схемы их соединения.

4. При формировании матриц F , исходя из операций над матрицами дерева и хорд получены их жесткие структуры, что позволило значительно повысить эффективность вычислительных алгоритмов.

5. Получен алгоритм формирования уравнения состояния для системы электроснабжения, содержащей асинхронные двигатели, позволяющий формализованно подойти к решению задач моделирования переходных режимов.

Библиографический список:

1. Mokhtari H., Dewan S.B., Reza Iravani M. Performance Evaluation of Thyristor Based Static Transfer Switch, IEEE Transactions on Power Delivery, Vol. 15, No. 3, July 2000, pp. 960-966
2. Takeda M., et al. Development of a Novel Hybrid Switch Device and Application to a Solid-State Transfer Switch, Power Engineering Society Winter Meeting, IEEE, 1999, pp. 1151-1156 vol. 2
3. Ishchenko D., Korobeynikov B., Hoidalen H.K. ATP-EMTP Modelling of a Fast Automated Bus Transfer Control // Proc. of European EMTP-ATP Conference. -- Bristol, UK, 2001, pp. 70-84.
4. Коробейников Б.А., Ищенко Д.А., Ищенко А.А. Орган контроля режима системы устройства быстродействующего АВР в многомашиных системах электроснабжения с асинхронными двигателями // Научный журнал «Труды КубГТУ», Т.10. Сер. Энергетика, 2001. — Вып. №2. С. 10-14.
5. Ищенко А.И., Коробейников А.Б., Ищенко Д.А. Орган контроля снижения напряжения устройства быстродействующего АВР в многомашиных системах электроснабжения с асинхронными двигателями // Научный журнал «Труды КубГТУ», Т.10. Сер. Энергетика, 2001. — Вып. №2. С. 14-19.
6. Коробейников Б.А., Ищенко А.И. Идентификация параметров математической модели глубоководных асинхронных двигателей // Изв. вуз. Сер. Электромеханика, 1989. -№8. С. 33-38.
7. Сивокобыленко В.Ф., Гармаш В.С. Определение параметров схем замещения асинхронных и синхронных двигателей // Изв. АН СССР «Энергетика и транспорт», 1982. - № 5. С. 154-159.
8. Коробейников Б.А., Ищенко Д.А. Пуск группы синхронных двигателей // Повышение эффективности электротехнических комплексов и энергетических систем. Тезисы докл. региональной научно-практич. конф. / Кубанский госуд. технологии. ун-т, 1998. 8 с.
9. Коробейников В.А., Ищенко Д.А., Шамкиев П.Н. Особенности работы явнополюсных синхронных двигателей при нарушениях симметрии // Научный журнал «Труды КубГТУ», Т.3. Сер. Энергетика, 1999. Вып. 1. С. 219-223.
10. Коробейников Б.А., Ищенко Д.А. Определение параметров схем замещения глубоководных асинхронных двигателей // Улучшение характеристик электротехнических комплексов, энергетических систем и систем промышленного электроснабжения. Тезисы докл. научно-практич. конф. / Кубанский госуд. технологии, ун-т, 1996. 7 с.
11. Гайтов Б.Х., Ищенко Д.А., Коробейников А.Б. Идентификация параметров явнополюсных синхронных двигателей // Улучшение характеристик электротехнических комплексов, энергетических систем и систем промышленного электроснабжения. Тезисы докл. научно-практич. конф. / Кубанский госуд. технологии, ун-т, 1996. 3 с.
12. Коробейников Б.А., Ищенко А.И., Ищенко Д.А. Определение параметров любого электротехнологического оборудования в фазной системе координат. Б. ук. ВИНТИ «Деп. научн. работы». 1997. - №2848-В97 от 16.09.1997.
13. Коробейников Б.А., Ищенко А.И., Ищенко Д.А. Определение параметров трансформаторов в фазной системе координат.

СТАНОК ТОКАРНЫЙ УНИВЕРСАЛЬНЫЙ

НТ-250-01
НТ-250 М





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



ХАРАКТЕРИСТИКА ОТВАЛОВ И ХВОСТОХРАНИЛИЩ УРАНОВЫХ РУДНИКОВ КЫРГЫЗСТАНА И ВОЗМОЖНОСТИ ИХ УТИЛИЗАЦИИ И РЕКУЛЬТИВАЦИИ



Воробьев А.Е.,
д.т.н., профессор РУДН,
г. Москва (Россия)



Абдурахмонов Г.А.,
к.т.н., доцент КРСУ,
г. Бишкек (Кыргызстан)

Qirg'izistondagi uran konlari chiqindi xonalari va chiqindilaridan foydalanish va qayta tiklash imkoniyatlari keltirilgan. Qirg'iziston uran qazib olish sanoatidan olinadigan mineral radioaktiv chiqindilar, ularning hududida joylashganligi jihatidan ham, to'plangan geomassaning geomorfologik turi, hajmi, radioaktivligi va ba'zi holatlarda mineralogik jihatidan ham batafsil ko'rib chiqiladi. tarkibi. Radioaktiv mineral chiqindilarni axlatxonalarda va chiqindilarda nazoratsiz saqlash ko'pincha tabiiy omillar ta'sirida (atmosfera yog'inlari bilan eroziya, toshqin toshishi va boshqalar) yoki antropogen harakatlar ta'sirida (to'siqlarni demontaj qilish, boqish) avariyalarga olib kelishi ko'rsatilgan. Atrof-muhitga chiqindilarni qabul qilish va tarqalishiga olib keladigan sabablar. Qirg'izistondagi tog'-kon korxonalaridan olinadigan radioaktiv mineral chiqindilarni ikkilamchi qayta ishlashning asosiy texnologiyalari taklif etilmoqda.

Tayanch iboralar: uran konlari, radioaktiv mineral chiqindilar, chiqindi xonalar, qumlar, pulpa, qayta ishlash, yo'q qilish, ishga tushirish, Qirg'iziston.

Представлены возможности утилизации и рекультивации отвалов и хвостохранилищ урановых рудников Кыргызстана. Детально рассмотрены минеральные радиоактивные отходы урановой горнодобывающей промышленности Кыргызстана, как по их размещению по его территории, так и по геоморфологическому виду накопленной геомассы, объемам, её радиоактивности и в отдельных случаях – по минералогическому составу. Показано, что не контролируемое хранение в отвалах и хвостохранилищах радиоактивных минеральных отходов зачастую приводит к авариям, возникающим под влиянием природных факторов (размыв атмосферными осадками, прорыв селями и т.д.) или воздействием антропогенной деятельности (разбор ограждений, выпас скота и др.), обуславливающим поступление и рассеяние отходов в окружающей среде. Предложены базовые технологии вторичной переработки радиоактивных минеральных отходов горнодобывающих предприятий Кыргызстана.

Ключевые слова: урановые рудники, радиоактивные минеральные отходы, отвалы, хвостохранилища, пески, пульпа, переработка, утилизация, стартап, Кыргызстан.

На территории современного Кыргызстана (в Киргизской ССР) добычу урановых руд и их обогащение (рис. 1) осуществлял Киргизский горно-рудный комбинат (г. Фрунзе, в настоящее время г. Бишкек), на следующих горно-добывающих предприятиях [1]:

1. Г. Майли-Суу, Ошская область: несколько рудников и 2 гидрорудно-металлургических завода, которые функционировали с 1946 г., а были закрыты в 1968 г. За этот период здесь было сформировано 23 хвостохранилища (с общим объемом 2 млн. м³ радиоактивных отходов) и 13 отвалов радиоактивных и вскрышных пород (с общим объемом 845,6 тыс. м³). Общая площадь хвостохранилищ ГМЗ г. Майли-Суу составляет 432 тыс. м². Из них непосредственно в черте города находится 14 хвостохранилищ и 12 отвалов. Удельная активность радионуклидов в геомассе (песках) хвостохранилищ представлена в табл. 1. При этом суммарная активность всех хвостохранилищ Майли-Суу составляет 5 тыс. Ки.

В апреле 1958 г. имела место катастрофическая авария на хвостохранилище № 7 в г. Майли-Суу, когда в результате довольно незначительного сочетания выпавших значительных атмосферных осадков с повышенной сейсмической активностью, была прорвана намывная дамба [9]. В результате этой аварии в р. Майлысу было выброшено свыше 100 тыс. м³ радиоактивных песков, которые распространились вниз по руслу этой реки на расстояние 30–40 км и отложились на орошаемых сельскохозяйственных землях Узбекистана. В результате этой аварии в окружающую среду поступило около 8 т урана и десятки граммов радия, которые содержались как в жидкой, так и в твердой фазах хвостов ГМЗ.

После чего хвостохранилища г. Майли-Суу были переданы в ведение Ленинадского горно-химического комбината и после закрытия рудников были законсервированы (в период с 1968 по 1972 гг.). Для предотвращения выделения радона их покрыли 20-сантиметровой гравийной подушкой, а сверху – 1 м слоя грунта. Кроме этого были сооружены специальное ограждение, водотводы и дренажные сети, а также защита от возможных селей. Все это функционировало до 1993 г. Затем поддерживающие работы были прекращены, а кроме того - стали сходить оползни (рис. 2), что привело к угрозе разрушения хвостохранилищ.

2. Пос. Тюя-Муюн, Ошская обл., месторождение уранованадиевых руд (здесь с 1908 г. было добыто 5 тыс. руд, первоначально на радий).

3. Пос. Кызыл-Джар, Ошская обл., разработка ураносодержащих руд одновременно с добычей золота.

4. Пос. Шакафтар, Ошская обл., разработка (с 1946 по 1968 гг.) урановых руд. В настоящее время здесь имеется 10 отвалов радиоактивных пород и некондиционных руд, общим объемом 700 тыс. м³. Обычное значение радиоактивности на поверхности этих отвалов составляет от 30 до 120 мкР/ч, а в отдельных местах она достигает величины 520 мкР/ч.

5. Пос. Ак-Тюз, Иссык-Кульская обл., разработка уран- и торийсодержащих свинцовых руд. Здесь заскладированные в хвостохранилище пески переработки содержат минералы с радиоактивными элементами, включающих торий (торит, турнерит, цирконий и др.).

В декабре 1964 г. здесь произошло катастрофическое разруше-

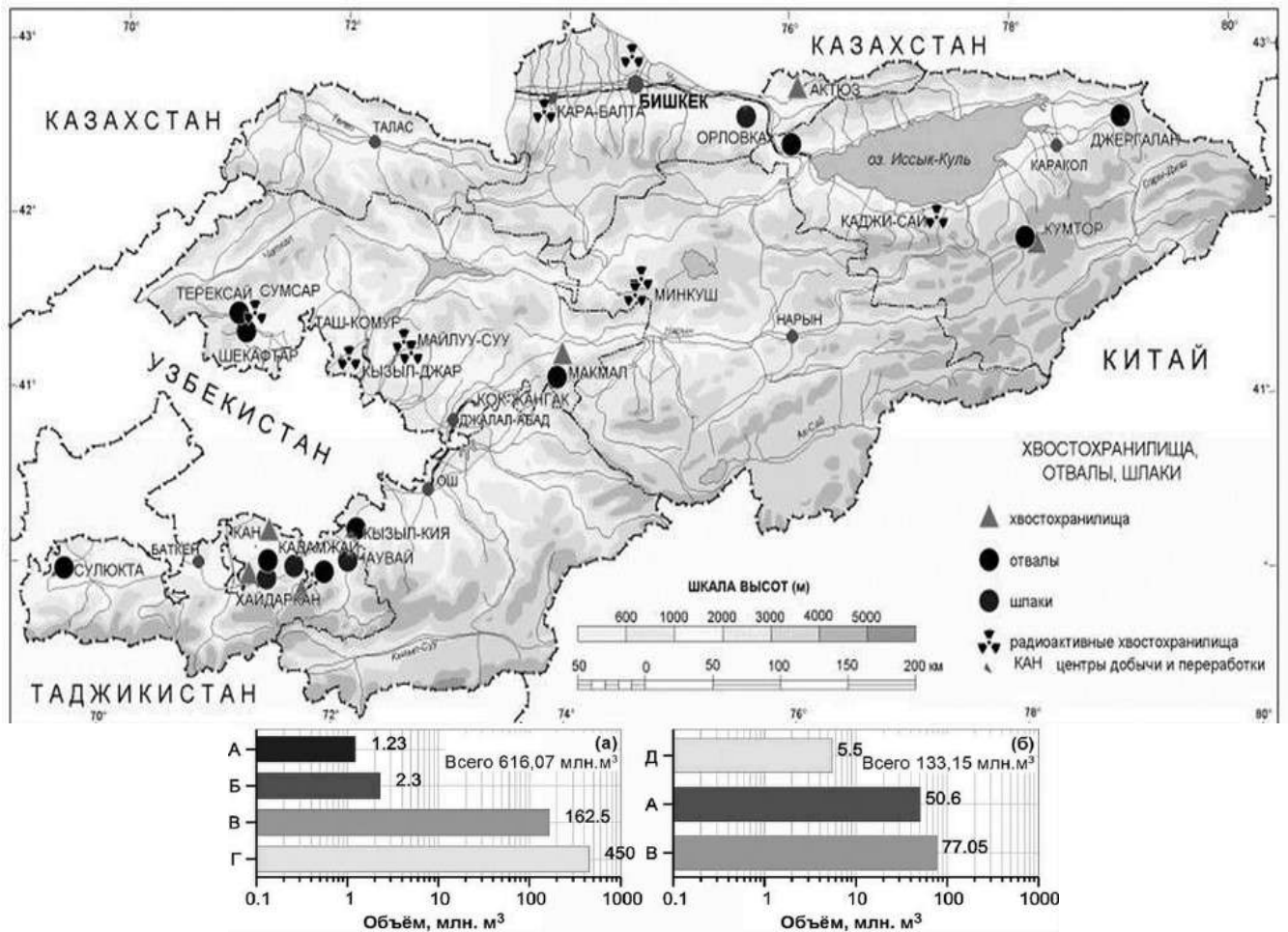


Рис. 1. Карта размещения отвалов урановых рудников и хвостохранилищ ГМЗ на территории Кыргызстана

ние хвостохранилища № 2 Ак-Тюзского рудника, сейсмогенной природы. В результате разрушения неустойчивой намывной дамбы этого хвостохранилища, инициированного землетрясением, в р. Кичи-Кемин попало около 600 тыс. м³ песков (60% его объема). Потоки этих песков, содержащие повышенные концентрации тория и тяжелых металлов, в виде радиоактивного селя распространились по руслу и долине р. Кичи-Кемин на расстояние до 40 км, вплоть до ее впадения в р. Чу на территории Казахстана, загрязнив несколько населенных пунктов и сельскохозяйственные угодья, общей площадью 3600 га.

6. Буурдинское хвостохранилище в пос. Орловка расположено на территории Кеминского района Чуйской области. С 1954 г. здесь функционировала обогатительная фабрика по переработке свинцо-

вой руды из Бурдинского рудника, а с 1969 г. - химический металлургический завод в с. Кашка, где из рудного концентрата, поставляемого Ак-Тюзской обогатительной фабрикой, извлекали редкоземельные металлы. Заскладированные пески содержат свинец, цинк, кадмий, цирконий, торий и остатки редкоземельных элементов, которые, в случае разрушения целостности этого хвостохранилища, возможного в результате вероятных селей, оползней и землетрясений, могут загрязнить р. Беркут (приток более большой р. Чу). Поверхность этого хвостохранилища не подвергалась рекультивации, а его антифильтрационный слой к настоящему времени оказался во многих местах довольно серьезно разрушен.

7. Пос. Каджи-Сай, Иссык-Кульская обл., где первоначально на комбинате № 7 методом ионного обмена планировали извлечение урана из вод оз. Иссык-Куль, а затем здесь осуществлялась разработка ураносодержащих руд одновременно с добычей лигнита (в результате было сформировано одно ураносодержащее хвостохранилище). Проведенные исследования показали, что непосредственно над массивом этого хвостохранилища, в местах особенно выраженных эрозионных процессов, значение радиоактивного излучения достигает значения 200-300 мкР/ч, а в некоторых местах с наиболее разрушенным изолирующим слоем радиационный фон превышает величину 1300 мкР/час.

8. Пос. Мин-Куш, Нарынская обл., где осуществлялась (с 1955 по 1969 гг.) разработка уранового месторождения рудником Кавак и переработка ураносодержащих руд, одновре-

Таблица 1
Удельная активность радионуклидов в геомассе хвостохранилищ и отвалов Майлуу-Суу [7]

№	Место отбора проб	²³⁸ U	²³² Th	²²⁶ Ra	²¹⁰ Pb	⁴⁰ K
		Удельная активность, Бк/кг (M±m)				
1.	Плотина (контроль)	9,38±1,51	71,00±8,00	63,78±7,64	76,56±10,85	705,00±12,00
2.	Хвостохранилище №1	2044,15±296,51	80,90± 9,40	10662,10±592	7065,13±841,19	-
3.	Хвостохранилище №3	51,40±11,31	44,15±5,65	137,03±16,09	850,11±107,26	800,00±57,00
4.	Хвостохранилище №4	29,60±5,10	26,30±1,35	35,71±1,80	150±70,32	450,70±25,00
5.	Хвостохранилище №5	36,26±5,73	52,00±6,60	531,54±58,50	383,66±48,31	926,00±6,37
6.	Хвостохранилище №6	38,83±8,33	37,75±4,50	42,27±6,19	193,45±24,29	706,10±35,00
7.	Хвостохранилище №7	32,40±5,00	57,80±1,30	31,00±1,20	39,40±2,30	396,20±22,00
8.	Хвостохранилище №8	38,20±2,50	22,60±0,70	48,00±1,60	26,30±1,50	454,60±24,80
9.	Хвостохранилище №9	28,60±5,00	22,40±1,30	59,50±4,60	474,60±70,00	477,50±30,80
10.	Хвостохранилище №13	29,80±5,22	26,00±1,30	34,70±1,80	478,80±70,10	490,10±25,00
11.	Водозабор (контроль)	56,58±7,78	29,26±3,91	20,42±2,16	55,44±7,09	664,90±38,00

менно с добычей лигнита. В настоящее время из законсервированных штолен этого рудника вытекают радиоактивные подземные воды, которые попадая в поверхностную биосферу используется животными для своей жизнедеятельности.

Кроме того, здесь были сформированы 4-е урансодержащих хвостохранилища (рис. 3), в том числе:

- «Туюк-Суу» (функционировавшее с 1957 г. до июня 1962 г.), суммарный объем заскладированных песков которого составляет 640 тыс. м³, из которых 450 тыс. м³ являются радиоактивными (включая золу переработки);

- с 1962 г. радиоактивные минеральные отходы (пески) переработки хранятся в хвостохранилищах «Талды-Булак» (с накопленным объемом 395 тыс. м³ и площадью 3,35 га) и «Дальнее» (с накопленным объемом песков 306 тыс. м³ и площадью 13,1 га).

Урановые руды, добывавшиеся в районе Мин-Куша, представляли собой, содержащиеся в юрских углях (лигнитах) и конгломератах, жилы настурана, которые перемежались с протерозойскими гнейсами. Среднее содержание урана в этих рудах составляло около 0,14%.

Переработка такой урановой руды осуществлялась на местном гидрометаллургическом заводе (ГМЗ), где вначале её дробили и размалывали до крупности -0,5 мм.

А процесс последующего извлечения урана напрямую зависел от типа вмещающей породы. Так, при переработке урановой руды, содержащей конгломераты, её подвергали флотации, что приводило к образованию концентрата с повышенными содержаниями настурана и пирита, а также более лёгких фракций - с высоким содержанием кварца. Затем концентрат настурана-пирита подвергали выщелачиванию в перколяторах с помощью смеси серной и азотной кислот, а остатки выщелачивания («хвосты») направлялись в виде жидкой пульпы на хвостохранилище «Туюк-Суу».

При другом типе урановой минерализации углесодержащую руду подвергали шестистадийному процессу выщелачивания растворами серной кислоты. На этом переделе извлечение выщелоченного урана из продуктивных растворов осуществлялось с помощью ионного обмена.

Уголь после выщелачивания отмывали и его грубые фракции использовали в качестве топлива для выработки тепла и электроэнергии на местной ТЭЦ. Более мелкие фракции углей нейтрализовали с помощью карбоната до pH = 8-9, после чего транспортировали для дальнейшего складирования и хранения на хвостохранилищах (в том числе и на «Туюк-Суу»).

Весной 2004 г., на правобережном склоне долины р. Туюк-Су, в 200 м ниже хвостохранилища, начал формироваться крупный оползень (рис. 4), объемом 0,5 млн. м³.

По данным Среднеазиатского филиала ВНИПИПромтехнологии (в настоящее время Узгеолтехлит, Узбекистан) остаточная концентрация урана в песках хвостохранилищ Мин-Куша варьирует от 127,8·10⁻⁴ % (127 ppm) в «Туюк-Суу», до 137,3·10⁻⁴ % (137 ppm) в хвостохранилище «Дальнее» [12]. Согласно полученным данным спектрометрического каротажа максимальная активность радия Ra²²⁶ в песках хвостохранилищ достигает 280·10⁻¹² Ки/г или 10 Бк/г, а средние значения соответственно составляют для песков «Туюк-Суу» около 106,7·10⁻¹² Ки/г и 132,3·10⁻¹² Ки/г для песков хвостохранилища «Дальнее».

Согласно этим же данным пески хвостов состоят из частиц со средними размерами от 0,07 до 0,11 мм. При этом содержание частиц с размерами менее 0,05 мм колеблется от 9,2 до 85,7%. Следует иметь в виду, что при столь высоком содержании в песках мелкой фракции, а также сильной влагонасыщенности хвостов и повышенной сейсмической активности района размещения хвостохранилищ, не исключено тиксотропное разжижение хранимого мелкодисперсного геоматериала, которое при слабоустойчивой удерживающей дамбе чревато разливом, т.е. непосредственным распространением разжиженных песков (в виде пульпы) вниз по течению рек Туюк-Суу, Мин-Куш и Кёкёмерен.

Поверхность хвостохранилища «Туюк-Суу» при консервации в 1969-1971 гг. была покрыта слоем грунтов, мощностью 0,2-0,7 м, состоящим в основном из суглинков и гравия. За прошедшие годы на поверхности этого хвостохранилища появилась растительность (в виде трав и кустарников высотой до 1 м), которая от систематического выпаса скота постепенно деградирует.



Рис. 2. Хвостохранилища и оползень в районе ГМЗ-3 в г. Майлуу-Суу

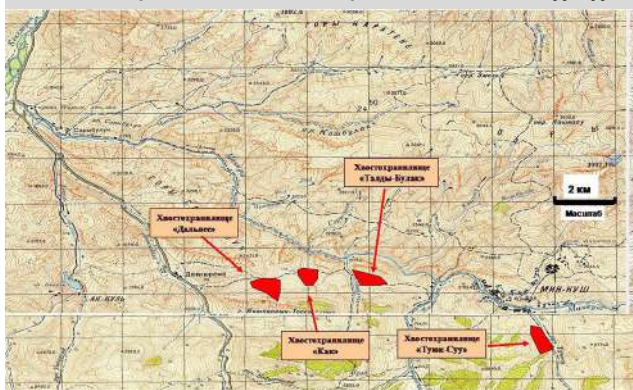


Рис. 3. Карта размещения хвостохранилищ в районе пос. Мин-Куш [8]



Рис. 4. Вид на долину Туюк-Суу, хвостохранилище, оползень и часть жилой зоны пос. Мин-Куш [8]



Рис. 5. Животные пьют радиоактивные воды рудника Кавак (май 2017 г.)

Также было установлено, что вода, просачивающаяся из дренажных бетонных труб хвостохранилища «Туюк-Суу», содержит:

- 0,053 мг/л урана;
- 0,006 Бк/л радия Ra²²⁶;
- 272-313 мг/л кальция;
- 56-58 мг/л магния.

Хвостохранилище "Талды-Булак", расположено в 12 км ниже от пос. Минкуш [10]. На этом объекте объем намывных песков составляет 395 тыс. м³, при площади 3,35 га. Пропуск паводковых и ливневых вод сая Талды-Булак осуществляется через водопропускную систему, проложенную под хвостохранилищем. Селеприёмник, расположенный в верхнем бьефе, периодически забивается наносами реки и селей.

Кроме того, на поверхности этого хвостохранилища имеются пониженные участки, а на некоторых участках защитный слой оказался уже полностью разрушен. Также оказались разрушенными специальные ограждения и пропали предупредительные знаки.

Хвостохранилища «Дальнее» и «Как» расположены на расстоянии 11 км от пос. Минкуш, рядом одно от другого. Совокупный объем намывных хвостов, содержащихся в них, составляет 306 тыс. м³, при общей площади 13,1 га. В настоящее время на поверхности этих хвостохранилищ имеются отдельные пониженные участки, где аккумулируются паводковые воды. Поверхность этих хвостохранилищ частично поросла травой и кустарниками. Здесь местные жители выпасают свой скот. Мощность экспозиционной дозы гамма-излучения на поверхности этих хвостохранилищ в среднем составляет 30-60 мкР/ч, хотя на некоторых участках он достигает величины 500 мкР/ч.

9. г. Кара-Балта, переработка урановых руд (здесь продолжает функционировать действующее с 1955 г. ураносодержащее хвостохранилище).

Таким образом, в настоящее время в Кыргызстане имеются 34 хвостохранилища (с общей массой песков равной 77,3 млн. т), а также 38 отвалов ураносодержащей горно-рудной массы (53 млн. т), с общей занимаемой площадью - 650 га. Также на территории Кыргызстана находятся свыше 120 горных отвалов, образованных во время геологической разведки урановых рудопроявлений при проходке горных выработок.

На бывших объектах добычи и переработки урановых руд, как правило, сложились следующие условия:

- локальное увеличение радиоактивности и концентрации радиоактивного газа радона в приземном воздухе, над техногенными минеральными объектами. Люди, оказавшиеся в зоне, содержащей такие геоматериалы, подвергаются повышенному радиационному облучению из-за излучения, испускаемого хранящимися породами и песками, или вдыхания радона с воздухом. Если уран и другие связанные с ним радиоактивные вещества содержатся в мелких рыхлых материалах (песок, глина и т.д.), то также существует риск облучения людей, в результате непроизвольного проглатывания радиоактивных минеральных тонкодисперсных частиц и даже вдыхания ресуспендированной пыли, находящейся в вдыхаемом воздухе;

- увеличение концентраций урана и радия в поверхностных водах и аквальных отложениях в результате растворения компонентов геоматериалов, хранящихся на поверхности, дождевой водой или стоком, а также дренажем из штолен затопленных рудников (рис. 5).

Такие процессы, естественным образом влияющие на горные породы и рудные минералы еще до начала какой-либо горно-промышленной деятельности, резко усиливаются в результате их интенсивной добычи, поскольку:

1. Размещение таких геоматериалов на земной поверхности способствует их контакту с атмосферными осадками.

2. Физические характеристики таких геоматериалов, в результате осуществления горных работ (взрывания, дробления и измельчения) были существенно изменены.

Для практической утилизации горно-рудной массы отвалов и хвостохранилищ Кыргызстана, с последующей рекультивацией оставшейся их части, предлагается несколько эффективных технологий.

Для горной массы хвостохранилищ:

- гравитационное обогащение, с предварительной «обдиркой» и самоизмельчением песков. Это обусловлено тем, что пески предварительно были повергнуты процессам выщелачивания на гидрометаллургических заводах, в которых был извлечен легкорастворимый уран, а во время длительного хранения в хвостохранилищах произошла их частичная химическая трансформация и покрытие различными «рубашками» (например, гипсом и т.д.) [2, 6].

При этом необходимо учитывать, что основной урановый минерал в рудах – уранинит, как правило, ассоциирован с карбонатами, которые находятся в слюдяных полевошпатовых песчаниках. Уранинит обычно имеет очень тонкую вкрапленность. Также в песках присутствуют и второстепенные минералы – пирит, халькопирит, борнит и др. На ГМЗ часть уранинита вместе с карбонатами извлекалась флотацией, но некоторая (примерно 10 %) его часть попадала в хвостохранилища. Последующее выделение из песков свободных зёрен гравитацией позволит получить концентрат урана с карбонатами. Для этого целесообразно использовать винтовые сепараторы с вибрацией, с помощью которых можно извлечь до 80% урана (с получением гравитационного концентрата с 45% U₃O₈).

На этом этапе важны такие ноу-хау, разработанные авторами, как характеристики (наложение вибрационных колебаний и др.) и параметры (скорость) гравитационного обогащения, определяемые отдельно для каждого вида техногенного сырья (песков).

Для горной массы отвалов:

- целенаправленное отвальное выщелачивание металлов (урана, золота, редких металлов) и гравитационное обогащение горной массы (соотношение этих технологий, определяется её минералогическим составом);

- формирование зон, геохимических барьеров [5], на которых будут осаждаться природным образом выщелоченные металлы и другие химические элементы (их места расположения, а также характеристики и параметры определяются по натурному уточнению геохимической обстановки зон отвалов и хвостохранилищ).

Для радиоактивного материала промышленных площадок (бетона и металлических изделий) [3, 4]:

- обработка радиоактивно зараженных изделий воздействием элементарных частиц с образованием радиоактивных веществ и радионуклидов с меньшим периодом полураспада, чем у исходного вещества, или обеспечением их перехода из радиоактивного в устойчивое (стабильное, не радиоактивное) состояние.

На стадии рекультивации поверхность оставшейся от переработки геомассы отвалов, хвостохранилищ и промплощадок покрывают слоем глауканитовой глины [11] и песков.

Все эти мероприятия (переработка радиоактивной геомассы, с выделением полезных продуктов, а также последующая рекультивация оставшихся их неиспользуемых остатков), обеспечат экономическую оправданную реабилитацию территорий размещения отвалов и хвостохранилищ урановых рудников.

Библиографический список:

1. Воробьев А.Е. Радиационное загрязнение горнопромышленных ландшафтов (на примере предприятий Кыргызстана) // Экологический мониторинг в условиях радиационного и химического загрязнения окружающей среды. – Челябинск, 1993. 32 с.
2. Воробьев А.Е., Чекушина Е.В., Дребенштетт К., Чекушина Т.В., Щелкин А.А. Геохимия техногенеза отвалов урановых рудников как основа эффективной рекультивации и утилизации заскладированной горной массы. М. РУДН. 2010. 190 с.
3. Воробьев А.Е., Чекушина Т.В. и др. Способ рекультивации промышленных площадок, отвалов и радиоактивных отходов: Патент РФ 2057936, МПК⁶ E21 C 41/26, БИ №10, 1996.
4. Воробьев А.Е., Чекушина Т.В. и др. Способ рекультивации радиоактивных промышленных площадок, отвалов и складов: Патент РФ 2019699, МПК⁶ E 21 C 41/26, БИ №17, 1994.
5. Воробьев А.Е., Чекушина Т.В. Способ локализации мигрирующего в отвалах урана: Патент РФ 2085741, МПК E 21 C 41/26, БИ 7, 1997.
6. Воробьев А.Е., Юров В.М., Портнов В.С. Влияние природных факторов на гидродинамические процессы и процессы разрушения в отвалах урановых рудников // Вестник Карагандинского университета. Серия «Физика», №4 (64). 2011. С. 67-78.

7. Дженбаев Б.М., Жолболдиев Б.Т., Калдыбаев Б.К., Кармышева У.Ж., Жумалиев Т.Н. Радиоэкологическая оценка урановых хвостохранилищ Кыргызстана // Исследование живой природы Кыргызстана N 1-2. 2018. С. 69-84.
8. Проектное предложение по реабилитации урановых хвостохранилищ в Кыргызстане. перенос хвостохранилища «Туюк-Суу» (пос. Мин-Куш) на безопасный участок хвостохранилища «Дальнее» (пред-технико-экономическое обоснование) // <https://uchebana5.ru/cont/1104354.html>.
9. Торгоев И.А. Экологические последствия катастрофических аварий на хвостохранилищах Кыргызстана // <https://5-bal.ru/jurnalstika/96441/index.html>.
10. Урановые хвостохранилища в Центральной Азии: местные проблемы, региональные последствия, глобальное решение. – Женева, 2009. – 126 с.
11. Щелкин А.А., Вдовенков П.М., Воробьев А.Е., Романов А.М. Способ рекультивации хвостохранилищ ураноперерабатывающих предприятий в засушливых районах // Горный информационно-аналитический бюллетень, №4, 2002. – С. 187-189.
12. Project TACIS /91/EKY 03/. Development and Training Activities for the Environmental Improvement of the former KAVAK Uranium Mill at TUYUK-SU - Final Report, 1995. – 76 pp.

“GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA” 2021, №2 (85), pp. 129-133

CHARACTERISTICS OF DUMPS AND TAILINGS OF URANIUM MINES OF KYRGYZSTAN AND POSSIBILITIES OF THEIR DISPOSAL AND RECLAMATION

¹Vorobyov A.E., Professor Doctor of Technical Sciences.

²Abdurakhmonov G.A., Candidate of Technical Sciences.

¹Russian Friendship University, Moscow, Russia.

²KRSU University, Bishkek, Kyrgyzstan.

Abstract:

Possibilities for the utilization and reclamation of dumps and tailings of uranium mines in Kyrgyzstan is presented. Mineral radioactive wastes from the uranium mining industry of Kyrgyzstan are considered in detail, both in terms of their location on its territory, and in terms of the geomorphological type of accumulated geomass, volumes, its radioactivity and, in some cases, in terms of mineralogical composition. It has been shown that uncontrolled storage of radioactive mineral waste in dumps and tailings often leads to accidents arising under the influence of natural factors (erosion by atmospheric precipitation, mudflow breakthrough, etc.) or the impact of anthropogenic activities (dismantling of fences, grazing, etc.) causing the receipt and dispersal of waste in the environment. Basic technologies for processing radioactive mineral waste from mining enterprises are proposed.

Keywords: uranium mines, radioactive mineral waste, dumps, tailings, sands, pulp, processing, disposal, start-up, Kyrgyzstan.

References:

- Vorobyov A.E. Radiation contamination of mining landscapes (on the example of enterprises of Kyrgyzstan) // Environmental monitoring in conditions of radiation and chemical pollution of the environment. - Chelyabinsk, 1993. P. 32.
- Vorobyov A.E., Chekushina E.V., Drebenstedt K., Chekushina T.V., Shchelkin A.A. Geochemistry of technogenesis of uranium mine dumps as the basis for effective reclamation and utilization of stored rock mass. M. RUDN. 2010. P. 190.
- Vorobyov A.E., Chekushina T.V. and others. Method of reclamation of industrial sites, dumps and radioactive waste: RF Patent 2057936, MPK6 E21 C 41/26, BI No. 10, 1996.
- Vorobyov A.E., Chekushina T.V. and others. Method of reclamation of radioactive industrial sites, dumps and warehouses: RF Patent 2019699, MPK5 E 21 C 41/26, BI No. 17, 1994.
- Vorobyov A.E., Chekushina T.V. Method of localization of uranium migrating in dumps: RF Patent 2085741, MPK6 E 21 C 41/26, BI 7, 1997.
- Vorobyov A.E., Yurov V.M., Portnov V.S. Influence of natural factors on hydrodynamic processes and processes of destruction in dumps of uranium mines // Bulletin of Karaganda University. Series "Physics", No. 4 (64). 2011, pp. 67-78.
- Dzhenbaev B.M., Zholboldiev B.T., Kaldybaev B.K., Karmysheva U.Zh., Zhumaliev T.N. Radioecological assessment of uranium tailings in Kyrgyzstan // Study of wildlife in Kyrgyzstan N 1-2. 2018, pp. 69-84.
- Project proposal for the rehabilitation of uranium tailings in Kyrgyzstan. relocation of the Tuyuk-Suu tailing dump (Min-Kush settlement) to the safe area of the Dalneye tailing dump (pre-feasibility study) // <https://uchebana5.ru/cont/1104354.html>.
- Torgoev I.A. Environmental consequences of catastrophic accidents at tailing dumps in Kyrgyzstan // <https://5-bal.ru/jurnalstika/96441/index.html>.
- Uranium tailings in Central Asia: local problems, regional implications, global solution. - Geneva, 2009. P. 126.
- Shchelkin A.A., Vdovenkov P.M., Vorobyov A.E., Romanov A.M. Method of reclamation of tailing dumps of uranium processing enterprises in arid regions // Mining information and analytical bulletin, No. 4, 2002, pp. 187-189.
- Project TACIS /91/EKY 03/. Development and Training Activities for the Environmental Improvement of the former KAVAK Uranium Mill at TUYUK-SU - Final Report, 1995. P. 76 pp.



РЫСПАНОВ НУРЛАН БЕКТАСОВИЧ



Рыспанов Нурлан Бектасович родился 28 июня 1961 г. в Павлодарской области Казахстана.

После окончания Ленинградского института транспорта, получив квалификацию инженера-механика, Рыспанов Н.Б. начал свой трудовой путь в техническом производстве, на Павлодарском судостроительно-судоремонтном заводе от моториста до группового механика цеха эксплуатации и ремонта, Рыспанов Н.Б. поступает на очное отделение Московского института водного транспорта впоследствии ставшей Академией водного транспорта.

В 1991 г. Рыспанову Н.Б. решением Совета Московского технического университета им. Н.Э. Баумана была присвоена ученая степень кандидата технических наук.

В период 1993-1998 гг. Рыспанов Н.Б. принимает активное участие в научно-техническом развитии Казахстана. В 1993 г. он участвует в создании научно-инженерного центра «Машиностроение» Инженерной Академии Казахстана в г. Павлодаре и назначается ее директором.

Руководство Инженерной Академии за успехи центра под руководством Рыспанова Н.Б. в 1995 г. присваивает ему звание академического советника Инженерной Академии.

В 1998 г. руководство области назначает его директором областного департамента индустрии, транспорта и коммуникаций.

Общение с такими учеными и специалистами как Абишева Ж.Н., Бейсембаев Б.Б., Сагинов А.С. Школьник В.С. оказало большое влияние на дальнейшую работу и мировоззрение Рыспанова Н.Б., становление его как специалиста горного дела.

По его инициативе на Павлодарском тракторном заводе была проведена первая плавка руды и получен первый экспериментальный сплиток. Это первое знакомство с никель-кобальтовой рудой Горностаевского станет впоследствии одним из направлений исследовательской деятельности Рыспанова Н.Б.

В 1999 г. Рыспанов Н.Б., пройдя республиканский конкурс назначается директором департамента промышленности министерства энергетики и минеральных ресурсов, где курирует такие отрасли промышленности республики, как: горнодобывающая, металлургическая, химическая, атомная, является членом НТС министерства.

В 2001 г. назначен директором крупнейшего мирового масштаба месторождения свинцово-цинковых руд «Шалкия».

В 2004-2006 гг. Рыспанова Н.Б. назначен директором уранодобывающего предприятия на месторождении «Ақдала», находящегося в Сузакском районе Южно-Казахстанской Области. В 2006 г. впервые в мире выходит на объем добычи и производства 1 млн. кг закиси окиси урана.

В 2008 г. Рыспанов Н.Б. работал в министерстве индустрии и новых технологий на должности председателя комитета промышленности.

Опыт работы и знания по добыче урана поспособствовали назначению Рыспанова Н.Б. 2009 г. на должность вице-президента национальной атомной компании «Казатомпром» по вопросам производства и науки.

Он продолжает работать над докторской диссертацией в области физико-химической геотехнологии и в 2010 г. успешно защищает диссертацию доктора технических наук на тему «Теоретические основы кучного выщелачивания металлов». Рыспановым Н.Б. выведен закон кучного выщелачивания металлов с получением уравнения идеального состояния кучного выщелачивания металлов.

Решением Президиума Российской Академии Естественных Наук, Рыспанов Н.Б. за данную научную работу награждается Почетной медалью лауреата нобелевской премии Петра Капицы.

В 2012 г. Рыспанов Н.Б. избирается членом Международного Организационного Комитета Всемирного Горного Конгресса (МОК ВГК). Благодаря работе казахстанских членов МОК ВГК.

В 2013 г. назначается Председателем Правления старейшего предприятия атомного комплекса - АО «Волковгеология», где избирается председателем НТС.

В 2014 г. Рыспанов Н.Б. избирается Академиком Международной Инженерной Академии в г. Москве.

В апреле 2016 г. в Казахстане была создана НАГН, а Рыспанов Н.Б. избран Первым Президентом Академии Горных Наук.

Учредителями стали научные учреждения таких стран, как: Беларусь, Казахстан, Киргизия, Россия, Узбекистан при наблюдательстве представителей научной общественности Германии, Украины, Монголии, Турции, Польши, Австрии, Индии и ряда др. евразийских стран. Президентом Академии избран Рыспанов Нурлан Бектасович.

По инициативе Рыспанова Н.Б. был создан при Евразийской Академии Горных Наук НИИ «Физико-Химическая Геотехнология».

Рыспановым Н.Б. опубликовано более 60 научных трудов, 1 монография, 2 учебника, получено 14 патентов на изобретение.

Рыспанов Н.Б. является почетным членом Национальной Академии Республики Казахстан, действительным членом (академиком): Евразийской Академии Горных Наук, Академии Горных Наук России, Международной Инженерной Академии (Москва), Академии Горных Наук Украины, Национальной Академии Горных Наук Казахстана, Национальной Инженерной Академии Республики Казахстан.

Успехи Рыспанова Н.Б. в работе отмечены многими наградами: «Почетный Машиностроитель Казахстана», «Отличник Нерудной Промышленности», «Заслуженный Нерудник Казахстана», «Почетный Нерудник Казахстана», Полный Кавалер «Шахтерская Слава - I, II, III степени», Полный Кавалер «Заслуженный работник атомной промышленности - I, II, III степени», Отличник Горной Науки.

Медалями: «15 лет Инженерной Академии» (Казахстан), «65 лет Павлодарской области», «15 лет КазАтомПром», «25 лет Академии Горных Наук» (Россия), Золотая Медаль EMA Invest (Швейцария), Почетная медаль Петра Капицы, Таукен Саласынын Батыры.

Орденами: «Звезда Славы Экономики Казахстана», Золотой Орден «За Доблесть и Честь - I степени», Всемирной Федерации рукопашного боя, Золотой Орден Монголии, Бронзовый Орден НАГН, Серебряный Орден НАГН.

Руководство ГП «Навойский горно-металлургический комбинат», и АО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат», Ташкентский государственный технический университет им. И. Каримова, Навойский государственный горный институт, Академия наук Республики Узбекистан, АФ НИТУ «МИСИС», АФ ТашГТУ, ГУП «O'zGEORANGMETLITI», редакция журнала «Горный вестник Узбекистана» а так же друзья и коллеги поздравляют Рыспанова Нурлана Бектасовича с 60-летним юбилеем и желают ему крепкого здоровья, творческих успехов и новых научных достижений.

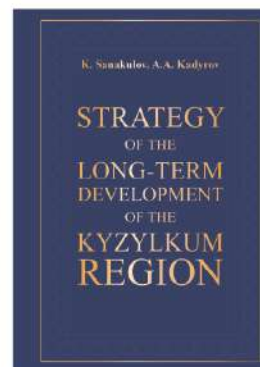
НКМК ходимлари томонидан чоп этилган адабиётлар Изданная литература специалистов НГМК

Strategy of the long-term development of the Kyzylkum region
Kuvandik Sanakulov, Amanulla Azizovich Kadyrov
ISBN 978-3-943974-16-4

© Publishing house Artem Cologne, Germany 2021

This monograph lays out the results of research on the conceptual framework development with respect to the strategy for Kyzylkum region's innovative development with application of a systematic approach to exploit its aggregated resources on the example of the Navoi Mining and Metallurgical Combine as the main regional factor in the view of the national innovation system of Uzbekistan. The paper provides the results of research on the status and prospects of usage of environmental, energy and water resources of the region. It has considered the issues of the regional structure formation as a natural and industrial system, preparation of the development strategy for the regional aggregated resources, the algorithm elaboration for selection of the development strategy for the Kyzylkum region based on the mining clusters.

The monograph is intended for a wide range of researchers and specialists engaged in the system analysis of large systems, development of regions and mining complexes, as well as undergraduates and postgraduate students of the relevant higher education disciplines.

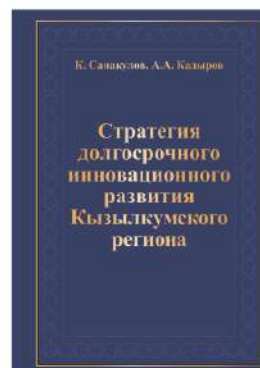


Стратегия долгосрочного инновационного развития Кызылкумского региона
Кувандик Санакулов, Аманулла Азизович Кадыров
ISBN 978-3-943974-15-7

© Издательство Artem Кёльн, Германия 2021

В монографии с позиций формируемой Национальной инновационной системы Узбекистана изложены результаты исследований по разработке концептуальных основ стратегии инновационного развития Кызылкумского региона с применением системного подхода к использованию его интегрального ресурса на примере деятельности Навоийского горно-металлургического комбината как основного регионообразующего фактора. В новой версии монографии дополнительно рассмотрены вопросы инвестиции, локализации и межотраслевой кооперации с учетом ввода новых объектов в Кызылкумском регионе. Приведены результаты исследований состояния и перспектив использования экологических, энергетических и водных ресурсов региона. Рассмотрены вопросы формирования структуры региона как природно-промышленной системы, разработки стратегии развития интегрального ресурса региона, построения алгоритма выбора стратегии развития Кызылкумского региона на базе создания горнопромышленных кластеров.

Монография предназначена для широкого круга научных работников, специалистов, занимающихся системным анализом больших систем, развитием регионов и горнопромышленных комплексов, а также магистрантов и докторантов соответствующих специальностей высших учебных заведений.



Эффективное использование техногенных отходов при кучном выщелачивании золота.

Кувандик Санакулов
ISBN 978-9943-6652-2-4

© Издательство Типография НГМК, Навои 2021 г.

В монографии освещены теоретические и практические вопросы внедрения, усовершенствования кучного выщелачивания при освоении техногенного месторождения золота. Представлен анализ влияния минералогического состава руд на процесс кучного выщелачивания золота, накопленного опыта, проектных решений и технологических показателей выщелачивания золота из многоярусного штабеля. Исходя из опыта эксплуатации многоярусных штабелей кучного выщелачивания, разработаны технические решения по повышению вместимости подушки выщелачивания, выявлены факторы и их влияние на устойчивость многоярусного штабеля рудной массы. Обоснована расчетная схема для определения устойчивых параметров штабеля, разработаны технологические решения и определены геомеханические условия для штабеля повышенной вместимости. Разработаны решения по технологической модернизации кучного выщелачивания из многоярусного штабеля. Монография предназначена для специалистов в области освоения природных и техногенных месторождений полезных ископаемых, инженерно-технических работников, докторантов и студентов учебных заведений горно-металлургического и химического направления.



Лаборатория обработки керна

приём, резка, документирование,
подготовка проб для анализа,
складирование



Аналитическая лаборатория

анализ геологических, технологических
проб, включая отделения
пробоподготовки и пробирной плавки



Технологическая лаборатория

исследования физико-механических
свойств руд, процессов дробления,
измельчения, классификации,
гравитации, флотации, магнитной
сепарации, цианирования и др.



Телефоны/ WhatsApp для оперативной связи:

США +1 603 275 2000 ☎ СНГ +7 926 224 02 04 ☎ Узбекистан +998 91 162 1404

МОДУЛЬНЫЕ ФАБРИКИ «SEPRO»



Оптимальная
конфигурация
Стабильные
показатели
Высокая
надёжность



Телефоны/ WhatsApp
для оперативной связи:
Узб. +998 91 162 1404
США +1 603 275 2000
СНГ +7 926 224 02 04



Инжиниринг
Проектирование
Изготовление
Поставка
Шеф-монтаж
Запуск



«Навесные гидравлические молоты Epiroc для карьерных работ. Производительность в самых тяжелых условиях эксплуатации»

Реклама

epiroc.com